

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE
LINEAL DE LA VETA COLORADA DE COMPAÑÍA MINERA SINAÍ, LA
ENCAÑADA – CAJAMARCA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

AUTOR:

BACH. VARGAS ASENCIO EROS ABRAHAM

ASESOR:

MCS. ARAPA VILCA VICTOR AUSBERTO

CAJAMARCA – PERÚ

2025



CONSTANCIA DE INFORME DE ORIGINALIDAD

— FACULTAD DE INGENIERÍA —

1. Investigador : VARGAS ASENCO EROS ABRAHAM

DNI : 70454673

Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS

2. Asesor : M. CS. ING. ARAPA VILCA VICTOR AUSBERTO

Facultad : INGENIERÍA

3. Grado académico o título profesional

Bachiller Título profesional Segunda especialidad

Maestro Doctor

4. Tipo de Investigación:

Tesis Trabajo de investigación Trabajo de suficiencia profesional

5. Título de Trabajo de Investigación:

"DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE LINEAL DE LA VETA COLORADA DE COMPAÑÍA MINERA SINAÍ, LA ENCAÑADA – CAJAMARCA"

6. Fecha de evaluación: 19 DE AGOSTO DE 2025

7. Software antiplagio: TURNITIN URKUND (OURIGINAL) (*)

8. Porcentaje de Informe de Similitud: 20%

9. Código Documento: trn:oid:::3117:484769846

10. Resultado de la Evaluación de Similitud:

APROBADO PARA LEVANTAMIENTO DE OBSERVACIONES O DESAPROBADO

Fecha Emisión: 28/08/2025

FIRMA DEL ASESOR
M. CS. ING. ARAPA VILCA VICTOR AUSBERTO
DNI: 29552145



Firmado digitalmente por:
BAZAN DIAZ Laura Sofia
FAU 20148258601 soft
Motivo: En señal de
conformidad
Fecha: 28/08/2025 23:17:42-0500

UNIDAD DE INVESTIGACIÓN FI



Universidad Nacional de Cajamarca

"Norte de la Universidad Peruana"

Fundada por Ley 14015 del 13 de Febrero de 1962

FACULTAD DE INGENIERÍA

Teléf. N° 365976 Anexo N° 1129-1130



ACTA DE SUSTENTACIÓN PÚBLICA DE TESIS.

TITULO : DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE LINEAL DE LA VETA COLORADA DE COMPAÑÍA MINERA SINAÍ, LA ENCAÑADA - CAJAMARCA

ASESOR : M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.

En la ciudad de Cajamarca, dando cumplimiento a lo dispuesto por el Oficio Múltiple N° 0614-2025-PUB-SA-FI-UNC, de fecha 18 de setiembre de 2025, de la Secretaría Académica de la Facultad de Ingeniería, a los **veintiséis días del mes de setiembre de 2025**, siendo las once horas (11:00 a.m.) en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica (Ambiente 4J - 210), se reunieron los Señores Miembros del Jurado Evaluador:

Presidente : Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani.
Vocal : Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Secretario : M.Cs. Ing. Roberto Severino Gonzales Yana.

Para proceder a escuchar y evaluar la sustentación pública de la tesis titulada **DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE LINEAL DE LA VETA COLORADA DE COMPAÑÍA MINERA SINAÍ, LA ENCAÑADA - CAJAMARCA**, presentado por el Bachiller en Ingeniería de Minas **EROS ABRAHAM VARGAS ASENIO**, asesorado por el M.Cs. Ing. Victor Ausberto Arapa Vilca, para la obtención del Título Profesional

Los Señores Miembros del Jurado replicaron al sustentante debatieron entre sí en forma libre y reservada y lo evaluaron de la siguiente manera:

EVALUACIÓN PRIVADA : 03.00 PTS.
EVALUACIÓN PÚBLICA : 11.00 PTS.
EVALUACIÓN FINAL : 17.00 PTS

CATORCE (En letras)

En consecuencia, se lo declara **APROBADO** con el calificativo de **catorce** acto seguido, el presidente del jurado hizo saber el resultado de la sustentación, levantándose la presente a las **12.30 m.** horas del mismo día, con lo cual se dio por terminado el acto, para constancia se firmó por quintuplicado.

Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani.
Presidente

Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Vocal

M.Cs. Ing. Roberto Severino Gonzales Yana.
Secretario

M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.
Asesor

AGRADECIMIENTO

Agradezco profundamente a Dios por darme la fortaleza y las oportunidades necesarias para alcanzar esta meta.

A la Universidad Nacional de Cajamarca y a mi Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por ser el espacio donde formé mi visión profesional.

A mis padres, por su amor incondicional, apoyo constante y ejemplo de perseverancia; a mi hijo, quien ha sido mi mayor motivación para superarme día a día.

A mi asesor MCs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca, a mis profesores y compañeros de estudio, quienes contribuyeron con sus conocimientos y apoyo durante este proceso.

E. A. Vargas

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a mi hijo, cuya sonrisa y fe en mí me impulsan a seguir adelante. También a mis padres, pilares fundamentales en mi vida, por su sacrificio, amor y enseñanzas; a todas las personas que creen en el poder de la educación para transformar vidas.

E. A. Vargas

CONTENIDO

	Pág.
AGRADECIMIENTO	i
DEDICATORIA	ii
ÍNDICE DE FIGURAS	vi
ÍNDICE DE FOTOS	vii
ÍNDICE DE GRÁFICOS	vii
ÍNDICE DE TABLAS	viii
LISTA DE ABREVIATURAS	x
RESUMEN	xi
ABSTRACT	xii

CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN	3
2.1.1. Internacionales.....	3
2.1.2. Nacionales	4
2.1.3. Locales.....	4
2.2. BASES TEÓRICAS	5
2.2.1. Mecánica de rocas	5
2.2.2. Propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso	5
2.2.3. Mecanismo de Fragmentación de Rocas	8
2.2.4. Clasificación del macizo rocoso	13
2.2.5. Perforación.....	17
2.2.6. Métodos de Perforación	17

	Pág.
2.2.7. Parámetros de Perforación	18
2.2.8. Acciones Básicas en la Perforación	19
2.2.9. Errores y Defectos en la Perforación	20
2.2.10. Diseño de Malla de Perforación	23
2.2.11. Elementos para el Diseño de Voladuras	26
2.2.12. Explosivos	28
2.2.13. Propiedades del Explosivo	29
2.2.14. Sistemas de Iniciación de Voladuras	29
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	31

CAPÍTULO III **MATERIALES Y MÉTODOS**

3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	33
3.1.1. Geográfica.....	33
3.1.2. Política	33
3.2. GEOLOGÍA LOCAL	34
3.2.1. Formación Carhuaz.....	34
3.2.2. Formación Huambos	34
3.3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	34
3.3.1. Población de Estudio	35
3.3.2. Muestra	35
3.3.3. Unidad de Análisis	35
3.4. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	35
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN	35
3.5.1. Técnicas.....	35
3.5.2. Instrumentos y Equipos.....	36

Pág.

3.6. PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS	37
3.7. PROCEDIMIENTO DE ANÁLISIS DE DATOS	38
3.7.1. Evaluación Geomecánica.....	38
3.7.2. Malla de Perforación Inicial	47
3.7.3. Malla de Perforación Optimizada	48
3.7.4. Modelo Matemático de Roger Holmberg.....	48

CAPÍTULO IV ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	59
4.1.1. Avances Lineales Iniciales	59
4.1.2. Caracterización Geomecánica RMR	60
4.1.3. Avances Lineales Optimizados	60
4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	62
4.2.1. Errores iniciales de perforación.....	62
4.2.2. Mitigación de errores en perforación y voladura	63
4.3. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS	68

CAPÍTULO V CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES	69
5.2. RECOMENDACIONES	70
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	71
ANEXOS	74

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada.	10
Figura 2. Rotura radial de un taladro de voladura.	11
Figura 3. Acciones básicas en la perforación rotopercutiva.	20
Figura 4. Taladro de alivio pequeño (33 mm) respecto a producción (40 mm). ...	21
Figura 5. Desviación en el paralelismo.	21
Figura 6. Espaciamiento irregular entre taladros.	22
Figura 7. Irregular longitud entre taladros.	22
Figura 8. Intersección entre taladros.	23
Figura 9. Excesiva densidad de carga.	23
Figura 10. Distribución de taladros en un frente de trabajo subterráneo.	24
Figura 11. Clasificación de Explosivos Industriales Rompedores.	28
Figura 12. Velocidad de detonación de explosivos comerciales.	29
Figura 13. Clasificación de los Sistemas de Iniciación de Explosivos.	30
Figura 14. Vista de perfil de labores mineras.	38
Figura 15. Diseño inicial de malla de perforación.	47
Figura 16. Diseño optimizado de la malla de perforación.	57
Figura 17. Perforación efectiva y avance de voladura pre-diseño.	66
Figura 18. Perforación efectiva y avance de voladura post-diseño.	67

ÍNDICE DE FOTOS

	Pág.
Foto 1. Acceso por el Pique 1 a la veta Colorada.	39
Foto 2. Medición y contabilidad de discontinuidades en la roca caja techo.	40
Foto 3. Disparo fallado y distribución de taladros.	47
Foto 4. Voladura ineficiente (a) y disparo fallado (b).	62
Foto 5. Disparo fallado (a) y perforación de taladros sin diseño (b).	63
Foto 6. Disparo eficiente (a) y sección cuadrada post voladura (b).	64
Foto 7. Taladro soplado en la corona (a) y voladura eficiente (b).	65
Foto 8. Disparo pre diseño de malla de perforación.	66
Foto 9. Disparo post diseño de malla de perforación.	67

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Eficiencia de voladura en las cinco pruebas realizadas.....	61
--	----

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Clasificación de las rocas según los índices Cerchar y Schimazek.....	6
Tabla 2. Escala de dureza de Mohs.....	7
Tabla 3. Ensayo del índice de resistencia de la roca.	8
Tabla 4. Parámetros de valoración RMR.	15
Tabla 5. Efecto del rumbo y buzamiento de las discontinuidades.	16
Tabla 6. Clasificación Geomecánica RMR Bieniawski 1989.	16
Tabla 7. Diámetros de perforación más comunes.	17
Tabla 8. Distancia entre taladros.....	25
Tabla 9. Coeficiente de roca.....	25
Tabla 10. Consumos de explosivo.	27
Tabla 11. Consumos de dinamita.	27
Tabla 12. Coordenadas del área de investigación.	33
Tabla 13. Accesibilidad a Cía. Sinaí.	34
Tabla 14. Valoración RMR de la roca caja piso.....	41
Tabla 15. Resumen de los parámetros RMR de la roca caja piso.....	42
Tabla 16. Clasificación del macizo rocoso Índice RMR de la roca caja piso.	42
Tabla 19. Valoración RMR de la roca caja techo.	43
Tabla 18. Resumen de los parámetros RMR de la roca caja techo.	44
Tabla 19. Clasificación del macizo rocoso Índice RMR de la roca caja techo.	44
Tabla 22. Valoración RMR de la estructura mineralizada.	45
Tabla 21. Resumen de los parámetros RMR de la estructura mineralizada.	46
Tabla 22. Clasificación del macizo rocoso Índice RMR estructura mineralizada..	46
Tabla 23. Parámetros de la galería principal.	48
Tabla 24. Parámetros del macizo rocoso.	49
Tabla 25. Parámetros de perforación.	49
Tabla 26. Características técnicas del explosivo Emulnor 5000.....	51
Tabla 27. Distribución de taladros mediante el modelo matemático Holmberg....	56
Tabla 28. Parámetros de perforación.	57
Tabla 29. Evaluación de avances en perforación y voladura.	60

Pág.

Tabla 30. Valoración geomecánica RMR y GSI	60
Tabla 31. Resultados en perforación y voladura con malla optimizada.....	61
Tabla 32. Eficiencia de perforación y disparo de voladura.	61

LISTA DE ABREVIATURAS

\varnothing	: Diámetro
CAI	: Índice de abrasividad de Cerchar
D	: Velocidad de detonación
et al.	: Et alii (y otros)
FC	: Factor de Carga
g/cc	: Gramos por centímetro cúbico
GPa	: Gigapascal
GPS	: Global Positioning System (Sistema de Posicionamiento Global).
GSI	: Geological Strength Index (Índice de Resistencia Geológica)
ISSE	: International Society of Explosives Engineers (Sociedad Internacional de Ingenieros de Explosivos)
MPa	: Megapascal
P	: Perforación
RMR	: Rock Mass Rating (Clasificación del Macizo Rocoso)
UTM	: Universal Transversal Mercator (Sistema de coordenadas universal transversal de Mercator)
V	: Voladura

RESUMEN

La investigación propone el diseño de una malla de perforación acorde a los parámetros ingenieriles y frente de minado en la veta Colorada, perteneciente a Compañía Minera Sinaí, la cual se encuentra ubicado en el centro poblado Yanacancha Baja, distrito de La Encañada, provincia de Cajamarca. El diseño de mallas de perforación no se tiene como tal en las operaciones de explotación desde el punto de vista ingenieril, sin embargo se realiza empíricamente por la experiencia de los perforistas; la iniciación de las voladuras son mediante mecha de seguridad y fulminante, hay situaciones en las que solamente se produce la voladura en el arranque de la malla, generando un pequeño taco en el frente de minado, por consiguiente el avance lineal no es óptimo; en consecuencia, la perforación y voladura está conduciendo a bajos avances lineales en la producción. El objetivo principal es diseñar la malla de perforación para la optimización del avance lineal de la veta Colorada. La metodología empleada es del tipo de investigación cuantitativo con un nivel descriptivo, correlacional y explicativo, de campo no experimental, deductivo – inductivo. Con las observaciones realizadas se implementó el diseño de malla de perforación de 32 taladros con arranque de 4 taladros cargados y 1 de alivio. Así como la distribución correcta en los taladros ayuda, taladros cuadradores, taladros corona y taladros arrastre. Se caracterizó el macizo rocoso mediante la clasificación RMR₈₉, obteniéndose una roca de Calidad Media Clase III para la Caja Piso, roca caja techo una Calidad Media Clase III y para la veta Colorada con clasificación de Calidad Media Clase III. Se mejoró el avance lineal de voladura en un 43% respecto a los avances iniciales, pasando de un avance inicial promedio de 0.7 metros a un avance final de 1.0 metro.

Palabras clave: Malla de perforación, Veta Colorada, Avance Lineal, Optimización de Voladura.

ABSTRACT

This research proposes the design of a drilling pattern according to the engineering parameters and mining face in the Colorado vein, belonging to Compañía Minera Sinaí, which is located in the Yanacancha Baja town, La Encañada district, Cajamarca province. The design of drilling patterns is not considered as such in mining operations from an engineering perspective; however, it is carried out empirically based on the experience of drillers. Blasting is initiated by a safety fuse and detonator. There are situations in which blasting only occurs at the start of the pattern, generating a small block in the mining face, therefore, linear progress is not optimal; consequently, drilling and blasting are leading to low linear advances in production. The main objective is to design the drilling pattern to optimize the linear advance of the Colorado vein. The methodology employed is quantitative research with a descriptive, correlational, and explanatory level; non-experimental, deductive-inductive field approach. Based on the observations made, a drilling pattern design of 32 holes was implemented, starting with 4 loaded holes and 1 relief hole. The correct distribution of holes in the drill holes is also required: square drills, crown drills, and drag drills. The rock mass was characterized using RMR89 classification, obtaining a Medium Quality Class III rock for the floor box, a Medium Quality Class III rock for the roof box, and a Medium Quality Class III classification for the Colorado vein. Linear blasting advance was improved by 43% compared to the initial advances, going from an average initial advance of 0.7 meters to a final advance of 1.0 meters.

Keywords: Drilling pattern, Veta Colorado, Linear Advance, Blasting Optimization.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La investigación se desarrolló en la veta Colorada, perteneciente a Compañía Minera Sinaí, la cual se encuentra ubicada en el centro poblado Yanacancha Baja, distrito de La Encañada, provincia de Cajamarca. El diseño de mallas de perforación no existe como tal en las operaciones de explotación desde el punto de vista ingenieril, sin embargo, sí se realiza empíricamente por la experiencia de los perforistas, realizar la perforación y voladura empíricamente está conduciendo a bajos avances lineales en la producción. Para lograr una optimización adecuada en los avances lineales se propuso mediante esta investigación el diseño de una malla de perforación acorde a los parámetros ingenieriles y frente de minado.

Para la realización de esta investigación como primera etapa será de campo y se recopilará información mediante la observación, medición de longitudes de perforación, avances de voladura y distancia entre taladros; como segunda etapa será el procesamiento y análisis de resultados; en la investigación se planteó la siguiente pregunta: ¿Cuáles son los factores que influyen en el diseño de la malla de perforación para optimizar el avance lineal de la veta Colorada de la Compañía Minera Sinaí, La Encañada-Cajamarca?

Como hipótesis se tiene que los factores que influyen en el diseño de la malla de perforación para optimizar el avance lineal en la veta Colorada son la litología, tipo de arranque de taladros, burden, espaciamiento, paralelismo entre taladros al perforar y experiencia de los maestros perforistas. Al modificar dichos factores y adecuarlo al frente de trabajo permitirá que el avance lineal sea óptimo, por ende, se optimizarán costos en Compañía Minera Sinaí.

El objetivo principal es diseñar la malla de perforación para la optimización del avance lineal de la veta Colorada de Compañía Minera Sinaí; como objetivos específicos tenemos: evaluar la calidad del macizo rocoso en la veta Colorada y la roca encajonante, identificar las anomalías recurrentes en perforación y voladura

de los carentes avances lineales de la veta Colorada y, por último, diseñar la nueva malla de perforación para la veta colorada de Compañía Minera Sinaí.

El proyecto de investigación está desarrollado en V capítulos, en el Capítulo I se presenta el contexto del problema, pregunta principal, hipótesis, alcances y objetivos de la investigación; en el Capítulo II se presenta los antecedentes teóricos relacionados a la investigación, así como los fundamentos teóricos que sirvieron como base o fundamento para la investigación y también se presenta la definición de términos básicos; en el Capítulo III corresponde a materiales y métodos, se detalla la ubicación geográfica y accesibilidad a la zona de investigación, de igual manera, la geología local, descripción de materiales utilizados, la metodología, técnicas e instrumentos para la recolección de datos y la descripción de procedimientos usados; en el Capítulo IV se presenta el análisis y discusión de resultados a los que se ha llegado en la investigación de acuerdo a los objetivos planteados y los antecedentes teóricos, contrastación de la hipótesis y finalmente en el Capítulo V se muestra las conclusiones para cada objetivo planteado, las recomendaciones que se plantea para futuras investigaciones y las referencias bibliográficas.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Internacionales

Montalvo (2022), en su Proyecto Técnico, Diseño de malla de perforación y voladura para el control de dilución en el subnivel de producción “Los Gemelos”, en la explotación minera subterránea de la mina “Pique”, Compañía Oroconcent S.A., Portovelo-Ecuador; propuso una malla de perforación y voladura mediante la metodología de Holmberg, considerando las características geomecánicas de las rocas encajonantes con RMR de 52 se logró ajustar la dilución real y planificada al 60% con una ley media de minado de 1.5 g/ton.

Guanín y Uyaguari (2018), en su investigación, Diseño de mallas de perforación y voladura basado en clasificaciones geomecánicas para optimizar el consumo de sustancia explosivo en las galerías del nivel 2.5 del Proyecto Minero El Inca; realizó el proceso de levantamiento y análisis de datos para la obtención de la constante “c” de la roca y adaptarlo al macizo rocoso, se usó el modelo geomecánico de Ashby que toma en cuenta la densidad de la roca, ángulo de fricción del macizo rocoso y el RQD, parámetros que permitieron obtener el consumo específico de explosivo.

Mejía (2019), en su trabajo de graduación, Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno; implementó el método de Langefors y Kihlstrom para calcular los parámetros del diseño de malla de perforación y voladura, consiguiendo una apropiada distribución de los barrenos en base al área de la sección y mejor eficiencia de voladura, se consiguió la optimización de la malla de perforación y voladura aplicada a la mina Oro Sol Uno, la eficiencia de avance aumentó en 6%, pasando de un 89% usado anteriormente a un 95% durante la aplicación del método.

2.1.2. Nacionales

Barrientos (2020), en su Tesis de Pregrado, Diseño de la malla de perforación para optimizar la fragmentación en el tajo 6662 nivel 3780 veta Lilia en la Mina Socorro – Unidad Minera Uchucchacua – Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.; concluye que se logró mejorar el diseño de malla de perforación aplicando el modelo matemático de Langefors y son favorables considerando que el factor de potencia tenía una variación entre 0.23 kg/ton a 0.99 kg/ton, ahora el factor de potencia es de 0.50 kg/ton con una variación mínima.

Quispe y Silva (2023), en su Tesis de Pregrado, Diseño de la malla de perforación y voladura, para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería principal, Mina APMINAC Pulpera; concluye que, se realizó un nuevo diseño de malla de perforación y voladura, obteniéndose una sobre rotura menor al 3% en los hastiales y menor al 4% en la corona, un avance efectivo de 2.0 m, eficiencia de perforación al 88%, eficiencia de voladura al 95% y una granulometría con un tamaño aceptable menor a 8”.

Quispe (2023), en su Tesis de Pregrado, Diseño de malla de perforación y voladura precorte para el control de estabilidad del macizo rocoso CMH, 2023; concluye que el diseño de malla se realizó teniendo en cuenta las características geológicas y geotécnicas del macizo rocoso, la disposición adecuada de los taladros de precorte a lo largo de la malla permitió generar el plano de fractura controlada. Asimismo la configuración precisa de la malla en la voladura controlada de precorte desempeñó un papel fundamental en la mitigación de la inestabilidad del macizo rocoso.

2.1.3. Locales

Ricra y Velásquez (2023), en su Tesis de Pregrado, Diseño de malla de perforación para reducir costos operativos en la labor Lady de la Concesión Minera San Luis, San Pablo, Cajamarca; concluye que el diseño de malla de perforación y voladura mediante el modelo matemático R. Holmberg se logró minimizar los costos pasando de \$537 a un costo después del diseño de \$410. Se redujo el número de taladros de 50 a 46 y se mejoró la longitud de avance de 1.56 m a 1.74 m.

Ramírez y Sandoval (2020), en su Tesis de Pregrado, Evaluación técnica de perforación y voladura para reducir costos operativos de una mina subterránea en Cajamarca - 2020, diseñaron una malla de perforación utilizando modelos matemáticos de Holmberg y Pearse, concluyendo que al realizar la evaluación técnica de las actividades se determinó el número de taladros óptimos para la galería reduciendo de 46 a 37, la carga explosiva también se redujo de 21.88 kg/disparo a 17.95 kg/disparo.

Valdivia (2021), en su Tesis de Pregrado, Estudio geomecánico para realizar el diseño de malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca; realizó la caracterización geomecánica obteniendo un RMR de 40 a 55, GSI entre 35 y 50, Índice Q entre 1 y 4; el diseño de la malla de perforación del túnel minero presenta las siguientes características: largo del tajo 40 m, ancho del tajo 4 m, altura del tajo 4 m, diámetro del taladro 51 mm y longitud del barreno de 12 pies; los costos operativos al aplicar el diseño de malla se redujeron mensualmente en S/. 43 591.68.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Mecánica de rocas

Es la disciplina que analiza las características y el comportamiento mecánico de las rocas y los macizos rocosos, tanto desde una perspectiva teórica como práctica. Su propósito es anticipar y gestionar el comportamiento de los materiales rocosos frente a las fuerzas internas y externas que actúan sobre ellos. Por lo tanto, se puede considerar como el estudio del comportamiento y las propiedades de las masas rocosas bajo tensión o cambios en las condiciones, dado que las excavaciones alteran los campos de fuerza en el entorno físico de las rocas (Ramirez y Alejano, 2004).

2.2.2. Propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso

La matriz rocosa y las estructuras geológicas constituyen la composición del macizo rocoso. En el primer caso, aunque el material rocoso se considera continuo, está libre de discontinuidades y presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo. Mecánicamente, se caracteriza por su peso específico, resistencia y deformabilidad. Las propiedades físicas de las rocas derivan de su composición mineralógica, su historia geológica, deformacional y ambiental, que incluye los

procesos de alteración y meteorización. Estas propiedades se manifiestan en diferentes comportamientos mecánicos ante las fuerzas aplicadas, los cuales están determinados por la resistencia del material y su modelo de deformación. La determinación de las propiedades físicas de las rocas es fundamental para entender su comportamiento mecánico, y esta cuantificación se realiza a través de técnicas específicas y ensayos en laboratorio (González de Vallejo, 2002).

2.2.2.1. Abrasividad

Describe cómo una roca desgasta otros materiales al contacto. A diferencia de la dureza, que es una propiedad física, la abrasividad es una característica del comportamiento de la roca. Aunque la dureza influye en la abrasividad, esta última depende de otros factores además de la dureza (Correa y Rueda, 2022).

Tabla 1. Clasificación de las rocas según los índices Cerchar y Schimazek.

Clasificación	CAI mm/10	F_{Sch} (N/mm)
No abrasiva	< 0.5	< 0.5
Muy ligeramente abrasiva	< 1.2	< 0.5
Ligeramente abrasiva	1.2 a 2.5	0.5 a 2.0
Abrasividad media	2.5 a 3.5	2.0 a 4.0
Moderadamente abrasiva	3.5 a 4.0	4.0 a 5.0
Abrasiva	4.0 a 4.2	5.0 a 8.0
Altamente abrasivo	4.2 a 4.5	8.0 a 11.0
Extremadamente abrasivo	> 4.5	> 11

Fuente: Correa y Rueda, (2022).

2.2.2.2. Dureza

La dureza es una propiedad física fundamental para identificar y reconocer minerales. Se define como la capacidad de una superficie lisa para resistir la abrasión. Para medir la dureza, se emplea la escala de Mohs, que se basa en 10 minerales de referencia y sus durezas relativas, como se detalla en la tabla a continuación (Hurlbut, 1978):

Tabla 2. Escala de dureza de Mohs.

Escala de Mohs	
Dureza	Mineral
10	Diamante
9	Corindón
8	Topacio
7	Cuarzo
6	Ortoclasa
5	Apatita
4	Fluorita
3	Calcita
2	Yeso
1	Talco

Fuente: Hurlbut, (2003).

2.2.2.3. Resistencia y Deformabilidad

La resistencia indica la capacidad de la roca matriz para mantener unidos sus componentes y depende principalmente de su composición mineral y del grado de alteración. Esta resistencia se evalúa principalmente a través de ensayos de compresión simple y triaxial. En el primer ensayo, se mide la resistencia a la compresión uniaxial de una muestra cilíndrica de roca, cuya altura es entre el doble y el triple de su diámetro. En el segundo ensayo, se analiza la resistencia de las rocas bajo un estado triaxial de tensiones; aunque su nombre sugiere que la roca está sometida a tres tensiones principales, en realidad, suele ser un ensayo biaxial en el que las dos tensiones principales menores, σ_2 y σ_3 , son iguales. Además, el comportamiento ante la deformación se evalúa mediante el ensayo de compresión simple, que proporciona las constantes elásticas de las rocas, como el módulo de Young y el coeficiente de Poisson, lo que permite caracterizar y clasificar la matriz rocosa (Rodríguez, 2007).

Tabla 3. Ensayo del índice de resistencia de la roca.

Grado	Clasificación	Identificación	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
R0	Roca	Se puede marcar con la uña.	0.25 - 1.0
R1	Roca muy blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se desmenuza. Con navaja se talla fácilmente.	1.0 - 5.0
R2	Roca blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se producen ligeras marcas. Con navaja se talla con dificultad.	5.0 - 25
R3	Roca moderadamente resistente	Con un golpe fuerte del martillo puede fracturarse. Con la navaja no puede tallarse.	25 - 50
R4	Roca resistente	Se requiere más de un golpe del martillo para fracturarla.	50 - 100
R5	Roca muy resistente	Se requiere muchos golpes del martillo para fracturarla.	100 - 250
R6	Roca extremadamente	Al golpear con el martillo solo saltan esquirlas.	> 250

Fuente: Rodríguez, (2007).

2.2.3. Mecanismo de Fragmentación de Rocas

En la detonación de un explosivo se pueden distinguir dos fases:

- Primera fase: Se caracteriza por la presencia de una onda de detonación que puede tener diferentes velocidades, lo cual es indicativo del poder rompedor del explosivo.
- Segunda fase: Consiste en la generación de un gran volumen de gases a alta temperatura.

Cuando el explosivo está confinado en un barreno y se detona, se produce una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. Cerca del barreno, esta onda provoca un efecto de compresión al llegar, pero al sobrepasarlo, este esfuerzo se transforma en un esfuerzo de tracción. La primera onda de choque se desplaza por la roca a velocidades que oscilan entre 3,000 y 5,000 m/s.

Por lo tanto, se puede afirmar que la fragmentación de la roca resulta de estos dos fenómenos:

- Reflexión de las ondas de compresión.
- Expansión de los gases.

Cuando una onda de compresión se encuentra con un medio de mayor impedancia característica y pasa a otro de menor impedancia, parte de la onda se transmite como onda de compresión, mientras que otra parte se refleja como onda de tracción.

Se entiende por impedancia característica (z) al producto de la densidad del medio (ρ) por la velocidad de propagación de la onda en el mismo (c). Así, se puede diferenciar entre impedancia característica de la roca y del explosivo.

La impedancia de la roca se define como:

$$z_{\text{roca}} = \rho_{\text{roca}} * c_{\text{roca}}$$

Siendo:

z : impedancia de la roca

ρ : densidad de la roca

c : velocidad de propagación de las ondas en la roca

De manera genérica, puede decirse que, cuanto más blanda es la roca, la velocidad de propagación de las ondas es menor.

Del mismo modo, para el explosivo:

$$z_{\text{explosivo}} = \rho_{\text{explosivo}} * c_{\text{explosivo}}$$

Donde:

z : impedancia del explosivo

ρ : densidad del explosivo

c : velocidad de detonación del explosivo

Para estudiar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede llevar a cabo un ensayo que consiste en la detonación de un solo barreno, sin ninguna cara libre. De este modo, se determina que en la zona adyacente al barreno ocurren los siguientes fenómenos: expansión del barreno debido a la rotura plástica de la roca, provocada por el efecto de compresión de la onda de detonación, y formación de fisuras (en ocasiones microfisuras) generadas por el efecto de tracción de dicha

onda. Estas fisuras suelen ser radiales y, en ocasiones, son muy difíciles de detectar (Barrientos, 2020).

Esta primera etapa es fundamental para la rotura de la roca. En esta fase, se utiliza la parte de la energía del explosivo correspondiente a la onda de detonación, que no supera el 10% de la energía total del explosivo, incluso en el caso de explosivos de alto poder rompedor. Si hay una cara libre cerca del barreno, la onda de choque se reflejará en esa superficie, generando un esfuerzo de tracción. La roca encontrará mayor libertad de desplazamiento en esa cara libre, y a mayor profundidad, a medida que aumenta la carga y su grado de confinamiento, también aumentan la potencia y el poder rompedor del explosivo, mientras que la distancia a la cara libre disminuye.

Después de esta primera fase de formación de grietas y descortezamiento, se inicia una segunda fase más lenta, en la que los gases del explosivo, a alta presión y temperatura, penetran por las fisuras creadas inicialmente por la onda de detonación. Esto provoca que las fisuras se abran completamente y que la roca sea impulsada hacia adelante en su frente libre, como se ilustra en la Figura 1.

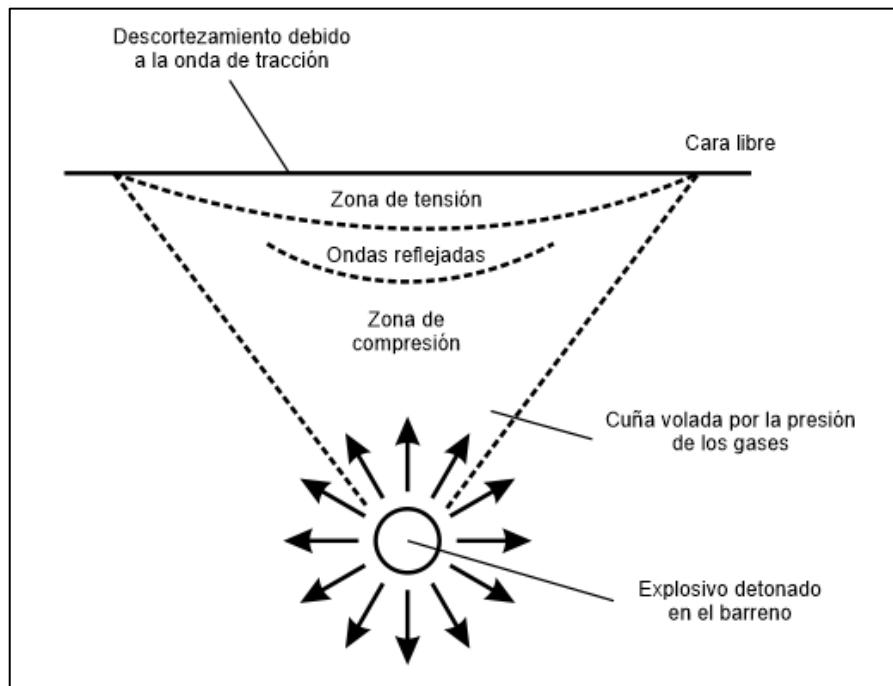


Figura 1. Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada.
Fuente: Modificado de Barrientos, (2019).

2.2.3.1. Radio de Rotura

El grado de fracturamiento alrededor del taladro se puede describir en cinco zonas. La Figura 2 ilustra la rotura radial que resulta de la transferencia de la onda de detonación a las paredes del taladro, como consecuencia del impacto y del nivel de confinamiento.

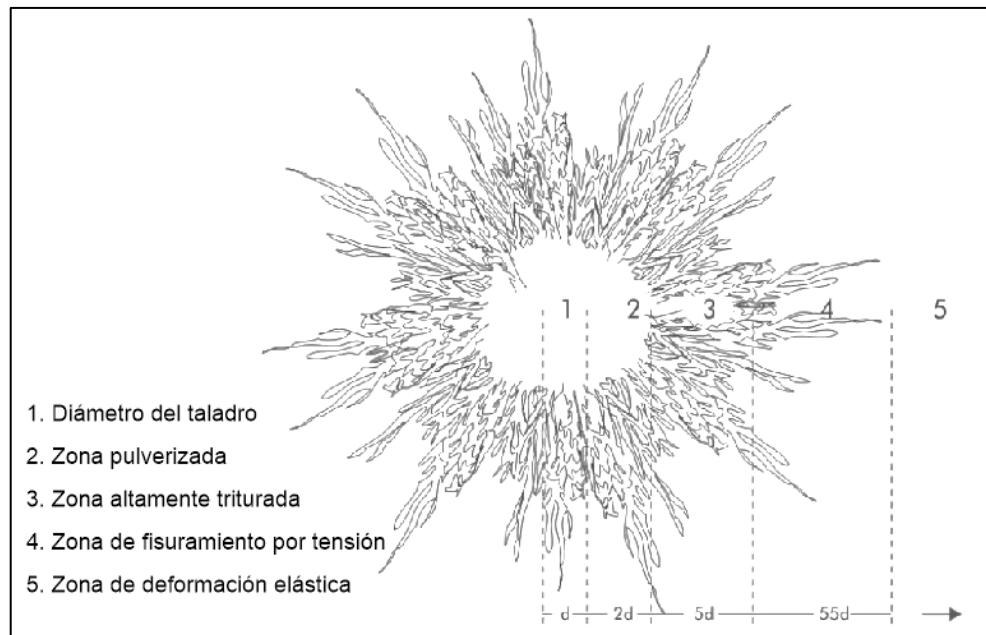


Figura 2. Rotura radial de un taladro de voladura.

Fuente: Exsa, (2019).

En la zona desmenuzada inmediata alrededor del taladro, las presiones generadas por el explosivo y los esfuerzos superan la resistencia a la compresión dinámica de la roca en un factor que varía entre 40 y 400. Estas altas presiones actúan sobre las paredes del taladro, desmenuzando, pulverizando y rompiendo la masa rocosa circundante, lo que provoca un daño considerable.

La propagación de las fracturas puede originarse a partir de fracturas ya existentes, influenciadas por el componente tangencial de la onda de choque, la infiltración de gases a presión y en áreas con fallas. En las zonas 3 y 4, los cizallamientos por tensión y la expansión de las grietas ocurren de manera menos intensa, ya que la amplitud de la onda de esfuerzos se ha reducido significativamente. Gran parte de la energía original de la detonación se ha disipado en forma de calor, fricción y fracturamiento en las zonas 1 y 2.

Una vez que el esfuerzo tangencial se ha reducido por debajo de la resistencia a la tensión crítica de la roca, no se producen más fracturas más allá de este punto, como se muestra en la zona 5. Cuando la onda de disturbio atraviesa esta área, las partículas individuales del medio oscilan y vibran cerca de sus posiciones de equilibrio dentro de los límites elásticos de las rocas, sin causar daños permanentes. Esta región es donde las ondas sísmicas se propagan a grandes distancias y son responsables de las vibraciones del terreno.

2.2.3.2. Influencia de las Características de la Roca

Las rocas reaccionan de manera muy diferente a la onda de detonación del explosivo durante la primera etapa de formación de fisuras, que es fundamental para el fenómeno de rotura y fragmentación. Una roca más dura requiere una mayor cantidad de explosivo para ser volada; sin embargo, esto no es del todo correcto, ya que además de la dureza, se debe considerar también la fragilidad. Por ejemplo, una roca dura pero frágil, como la cuarcita, responde eficazmente a esa onda primaria, generando importantes fisuras que se amplían en la segunda etapa del trabajo de los gases de explosión. Esto permite que la roca se arranque y fragmenta con facilidad.

En contraste, una roca blanda y elástica absorbe la onda de detonación al deformarse sin fisurarse, lo que reduce la efectividad de los gases del explosivo en la segunda etapa. Un ejemplo claro de estos extremos se observa en el uso de cargas de explosivo aplicadas a rocas para su taqueo. En este caso, la acción de los gases es nula, ya que la carga no está confinada, y la rotura se produce únicamente por la energía transferida a la roca a través de la onda de choque. Así, las rocas extremadamente duras y frágiles se rompen bien, mientras que las rocas blandas y elásticas apenas sufren fragmentación (Barrientos, 2020).

2.2.3.3. Influencia de las características de los explosivos

Cada tipo de explosivo cuenta con una formulación distinta que resulta en un comportamiento diferente al ser activado de manera adecuada. A continuación, se describen los parámetros que tienen mayor impacto en el mecanismo de fragmentación de la roca (Barrientos, 2020):

- Presión de detonación: Según la fórmula para calcular la presión de detonación, las presiones más altas se asocian a explosivos de alta densidad y aumentan con el cuadrado de la velocidad de detonación. Dado que esta presión es responsable de la fisuración inicial, se puede concluir que es más efectiva en explosivos altamente rompedores.
- Volumen de gases: Al igual que en la etapa de fisuración, en la segunda fase de rotura de la roca, el efecto depende en gran medida del volumen de gases generados por el explosivo que tiene una alta velocidad de detonación.
- Impedancia: La transmisión de la onda de detonación a la roca es más eficiente cuanto más se asemeja la impedancia del explosivo a la de la roca. Para seleccionar el explosivo más adecuado, es necesario igualar la impedancia de la roca con la del explosivo, lo que implica que las rocas blandas requieren explosivos de menor velocidad de detonación, mientras que las rocas duras necesitan explosivos de alta velocidad de detonación.

2.2.4. Clasificación del macizo rocoso

Los sistemas de clasificación del macizo rocoso son herramientas que sustituyen un enfoque para estimar las propiedades del macizo a gran escala. En la industria minera, se emplean índices como el GSI (Índice de Soporte Geomecánico), RMR (Índice de Roca Masiva) y Q (Índice de Calidad de Roca) como parámetros de entrada para diversos métodos de diseño y programas de modelado numérico.

Estos sistemas de clasificación geomecánica buscan representar las propiedades de resistencia del macizo rocoso con un único valor, lo que permite cuantificar y comparar la resistencia de diferentes macizos de manera más sencilla. Sin embargo, es fundamental considerar que el macizo rocoso es un material altamente anisotrópico, lo que implica que sus propiedades pueden variar en distintas direcciones. Por lo tanto, un macizo rocoso puede ser descrito mediante más de un sistema de clasificación, dependiendo del contexto y las condiciones específicas en las que se encuentre (Quispe, 2023).

2.2.4.1. RMR de Bieniawski

El sistema Rock Mass Rating (RMR), desarrollado por Bieniawski, clasifica los macizos rocosos en una escala de 0 a 100 puntos, donde 0 representa roca de muy mala calidad y 100 indica roca de muy buena calidad. Esta clasificación considera los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca.
- Índice de Calidad de la Roca (RQD).
- Espaciado entre discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición de infiltraciones de agua.
- Orientación de las discontinuidades.

Para aplicar la clasificación geomecánica, se debe seguir estos pasos:

- Dividir el macizo en dominios estructurales (zonas con características geológicas similares). Generalmente, los límites de estas regiones estructurales coinciden con características geológicas significativas, como fallas, diques o contactos.
- Una vez identificadas las regiones estructurales, se determinan los parámetros de clasificación para cada una a partir de mediciones de campo y se registran en una hoja de datos.
- Se analiza la relevancia de los valores asignados a cada parámetro según la Tabla 4.
- Después de evaluar cada parámetro, se suman sus valores para obtener el RMR básico.
- El siguiente paso consiste en incluir el sexto parámetro, conocido como la influencia del rumbo y buzamiento de las discontinuidades, para ajustar el RMR básico de acuerdo con la Tabla 5. Este paso se trata por separado, ya que la influencia de la orientación de las discontinuidades varía según las aplicaciones ingenieriles, como túneles, minas, taludes o cimentaciones

Tabla 4. Parámetros de valoración RMR.

		> 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Compresión Simple (Mpa)		
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Compresión Simple (Mpa)	
		Compresión Simple	> 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 – 5	5 – 1 < 1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1 0
2	RQD		90% - 100%	75%- 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%	
	Puntuación		20	17	13	6	3	
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	0,6 – 2 m	0,2 – 0,6 m	0,06 – 0,2 m	< 0,06 m	
	Puntuación		20	15	10	8	5	
Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad		< 1 m	1 – 3 m	3 -10 m	10 – 20 m	> 20 m	
	Puntuación		6	4	2	1	0	
	Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm		
	Puntuación		6	5	3	1	0	
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
	Puntuación		6	5	3	1	0	
	Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
	Puntuación		6	4	2	2	0	
	Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
Agua freática	Puntuación		6	5	3	1	0	
	Caudal por 100 m de galería	Nulo	< 10 litros/min	10 – 25 litros/min	25 – 125 litros/min	> 125 litros/min		
	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0	

Fuente: González de Vallejo, (2002).

Tabla 5. Efecto de la orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades.

Orientación del rumbo y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntaje	Túneles y Minas	0	-2	-5	-10
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15
	Taludes	0	-5	-25	-50

Fuente: Gavilanes y Andrade, (2004).

Tabla 6. Clasificación Geomecánica RMR Bieniawski 1989.

RMR	CLASE	CALIDAD	CATEGORÍA	CALIDAD
100	I A	Excelente	I	Muy Buena
90	I B	Muy Buena		
80	II A	Buena a Muy Buena	II	Buena
70	II B	Buena a Moderada		
60	III A	Moderada a Buena	III	Moderada
50	III B	Moderada a Mala		
40	IV A	Mala a Moderada	IV	Mala
30	IV B	Muy Mala a Mala		
20	V A	Muy Mala	V	Muy Mala
10	V B	Pésima		

Fuente: Exsa, (2019).

El parámetro de orientación de las discontinuidades, se refleja en el significado de los varios sets de discontinuidades presentes en un macizo rocoso. El set principal, controla la estabilidad de una excavación. La sumatoria de la valoración de los parámetros de clasificación realizado la corrección por orientación constituirá el RMR (Tabla 6) (Gavilanes y Andrade, 2004).

2.2.5. Perforación

La perforación y voladura es una técnica ampliamente utilizada para extraer rocas en terrenos sólidos donde no es viable o rentable el uso de maquinaria mecánica. Este proceso consta de dos componentes principales.

Primero, está la tecnología de perforación, que consiste en realizar agujeros en la roca con herramientas especializadas y diámetros variables (Tabla 7). Se llevan a cabo en patrones específicos, dependiendo del diseño de la voladura que se necesite para fragmentar el macizo rocoso de manera segura y eficiente.

El segundo componente es la tecnología de diseño y ejecución de voladuras, que implica la colocación estratégica de explosivos en las perforaciones realizadas previamente. Al detonar los explosivos, se libera una gran cantidad de energía que fragmenta la roca, facilitando su posterior extracción. Esta técnica requiere una planificación meticulosa y el cumplimiento de estrictas normas de seguridad para evitar riesgos y daños (Quispe, 2023).

Tabla 7. Diámetros de perforación más comunes.

Tipo de perforadora	Cielo Abierto	Subterránea
Martillo en cabeza	50 – 127 mm	38 – 65 mm
Martillo en fondo	75 – 200 mm	100 – 165 mm

Fuente: Caguana y Tenorio, (2009).

2.2.6. Métodos de Perforación

Hay una relación muy estrecha entre la perforación y la voladura, ya que se puede afirmar con certeza que "una perforación adecuada facilita una voladura exitosa, mientras que una perforación deficiente asegura una voladura ineficaz". Una perforación se considera de calidad cuando se realiza utilizando los métodos y técnicas más apropiados y se ejecuta correctamente. De igual manera, una voladura se considera efectiva cuando cumple con el objetivo para el que fue diseñada (Quispe, 2023).

2.2.6.1. Perforación por Percusión

La categoría de rotopercusivos incluye todas las técnicas de perforación en las que la fragmentación de la roca se logra principalmente mediante el impacto de una herramienta afilada. Los sistemas modernos combinan la percusión con un movimiento rotatorio y una fuerza de empuje relativamente baja para optimizar la transmisión de energía. En estos sistemas, la velocidad de perforación está directamente relacionada con la potencia de percusión, la cual se obtiene multiplicando la energía de impacto por la frecuencia de los golpes (Quispe, 2023).

2.2.6.2. Perforación de Recubrimiento

Cuando se trata de atravesar materiales de recubrimiento alterados, como capas de suelo sueltas o blandas, es habitual emplear técnicas de perforación y entubado simultáneo para asegurar la estabilidad del taladro y prevenir el colapso de sus paredes. Una técnica frecuentemente utilizada para este propósito es el perforado con revestimiento excéntrico. Esta técnica implica el uso de una broca especializada que posee una corona de perforación excéntrica, es decir, desplazada del eje central de la broca.

Durante el proceso de perforación, la corona excéntrica corta el material de recubrimiento, mientras que el espacio anular entre la corona y el revestimiento exterior permite la inyección de agua u otros fluidos de perforación, lo que ayuda a mantener la estabilidad del taladro y a limpiar los detritos generados. Una vez que se alcanza la capa objetivo, se interrumpe la inyección de fluidos y se retiran tanto la broca como el revestimiento exterior. Posteriormente, se continúa la perforación en la capa objetivo utilizando una broca estándar (Quispe, 2023).

2.2.7. Parámetros de Perforación

2.2.7.1. Velocidad de Penetración y Barrido

La velocidad de penetración no se determina únicamente por la fuerza aplicada, sino que también está influenciada por la eliminación de los detritus del taladro mediante aire comprimido o agua a presión, los cuales se utilizan a través de la misma barra mientras se realiza la perforación (Exsa, 2019).

2.2.7.2. Velocidad de Rotación

La velocidad de rotación es inversamente proporcional a la resistencia de compresión simple de la roca. No obstante, es crucial tener en cuenta que esta velocidad puede cambiar dependiendo de la marcha en la que esté operando el operador. A medida que la velocidad de rotación aumenta, la velocidad de penetración también lo hace, aunque en una proporción menor a uno, hasta alcanzar el límite establecido para la eliminación de los detritus (Exsa, 2019).

2.2.7.3. Presión de Rotación

Se refiere a la presión que se aplica a la broca, la cual es generada por la fuerza de empuje o pulldown y la velocidad de rotación en la parte inferior del taladro, en contraste con la presión que ejerce la roca (ISSE, 2008).

2.2.7.4. Caudal de Aire

El caudal de aire debe ser el adecuado para que los componentes de la perforación funcionen a su máxima eficiencia. Sin embargo, si la perforación se lleva a cabo con un caudal de aire inferior al necesario, se producen los siguientes efectos negativos: disminución de la velocidad de penetración, insuficiente empuje para perforar, incremento de fallas en la perforadora debido al esfuerzo excesivo y mayor desgaste en el estabilizador, la barra y la broca (Villar, 2021).

2.2.7.5. Fuerza de Empuje

La fuerza de empuje o pulldown aumenta directamente con la dureza de la roca y debe ser lo suficientemente alta como para superar su resistencia a la compresión. En formaciones rocosas duras o muy duras, un exceso de fuerza puede provocar la incrustación de la cabeza de la perforadora y su posterior destrucción, lo que indica el final de la vida útil de la herramienta (ISSE, 2008).

2.2.8. Acciones Básicas en la Perforación

Las acciones básicas de la perforación se pueden observar en la Figura 3.

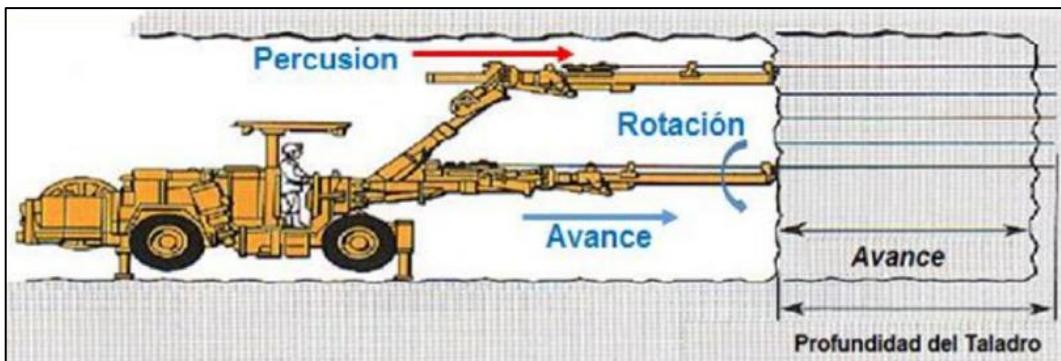


Figura 3. Acciones básicas en la perforación rotopercutiva.

Fuente: Quispe, (2023).

Percusión: Los impactos generados por el golpeo del pistón producen ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo). Cuando la onda de choque llega a la broca de perforación, parte de la energía se convierte en trabajo, permitiendo que el útil penetre, mientras que el resto se refleja y regresa a través del varillaje. Evaluar la eficiencia de esta transmisión es complicado, ya que depende de diversos factores, como el tipo de roca y las características del varillaje.

Rotación: Este movimiento hace girar la broca para que los impactos se apliquen sobre la roca en diferentes posiciones en el fondo del taladro. Cada tipo de roca tiene una velocidad óptima de rotación, lo que permite generar detritos de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre del taladro creada por cada impacto.

Empuje: La energía generada por el mecanismo de impactos del martillo debe transmitirse a la roca, por lo que es crucial que la broca permanezca en contacto constante con el fondo del taladro. Esto se logra mediante la fuerza de empuje proporcionada por un motor o cilindro de avance, que debe ajustarse al tipo de roca y a la broca de perforación utilizada.

2.2.9. Errores y Defectos en la Perforación

La destreza y el conocimiento del operador influyen de manera directa en la eficiencia de la perforación y la voladura. Para alcanzar una eficiencia óptima, se busca lograr un 95% de eficacia en la voladura en relación con la longitud perforada. Es fundamental considerar que los errores durante el proceso de perforación pueden acarrear consecuencias importantes, especialmente si afectan el momento de la detonación. Por ello, es esencial garantizar que el diámetro del hueco de alivio

sea lo más reducido posible, lo que ayuda a minimizar errores y asegura un inicio adecuado de la voladura. Se sugiere la formación continua y la experiencia del operador para lograr una perforación y voladura efectivas, ver Figura 4.

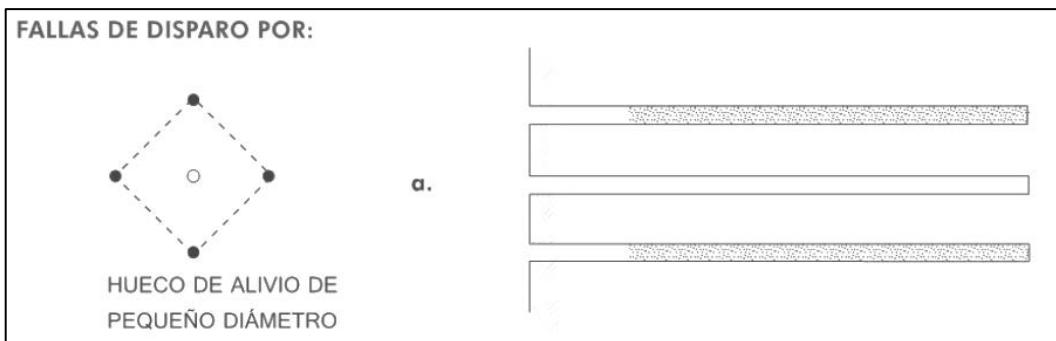


Figura 4. Taladro de alivio muy pequeño (32 mm) respecto a producción (40 mm).

Fuente: Exsa, (2019).

Desviación en el paralelismo: En ciertos casos, se puede notar que el burden entre los taladros no se distribuye de manera uniforme. Es frecuente que sea más amplio en la parte inferior, lo que podría influir en el fracturamiento de la roca y en el progreso de la voladura. Esta variabilidad en el espaciado puede tener efectos adversos en la eficiencia general de la voladura. Además, la desviación de los taladros puede ocasionar inconvenientes; por ejemplo, cuando los taladros se conectan entre sí, ya sea vertical u horizontalmente, esto puede impactar directamente la eficacia de la voladura. Este tipo de intersección puede generar efectos no deseados en el patrón de fracturamiento y en la fragmentación de la roca. Es fundamental considerar estos aspectos durante el diseño y la ejecución de las voladuras, ya que influyen directamente en la eficiencia y los resultados obtenidos.

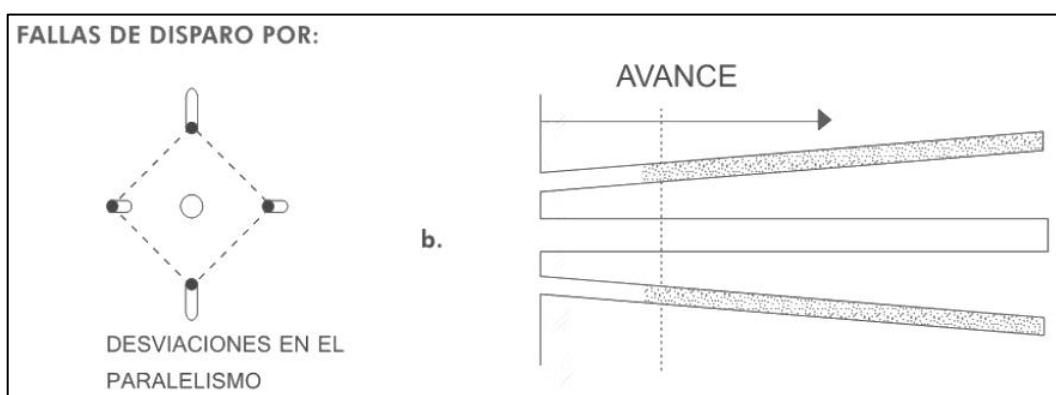


Figura 5. Desviación en el paralelismo.

Fuente: Exsa, (2019).

Barrientos (2020) indica que los factores que provocan la desviación de los taladros están relacionados con el equipo de perforación, incluyendo deficiencias en su posicionamiento, condiciones mecánicas de la perforadora y el mantenimiento adecuado y oportuno de las brocas. Durante el proceso de perforación, los factores relevantes son la presión de avance, la presión de rotación, la presión de percusión y el barrido mixto. En el interior del taladro, se deben considerar factores como el tipo de roca, las fallas geológicas, el fracturamiento, la presencia de geodas o cavidades, y los plegamientos. Los espaciados irregulares entre los taladros pueden causar una fragmentación gruesa o un soplo del explosivo, pero esto se puede solucionar con un orden adecuado en la salida de los taladros, ver Figura 6.

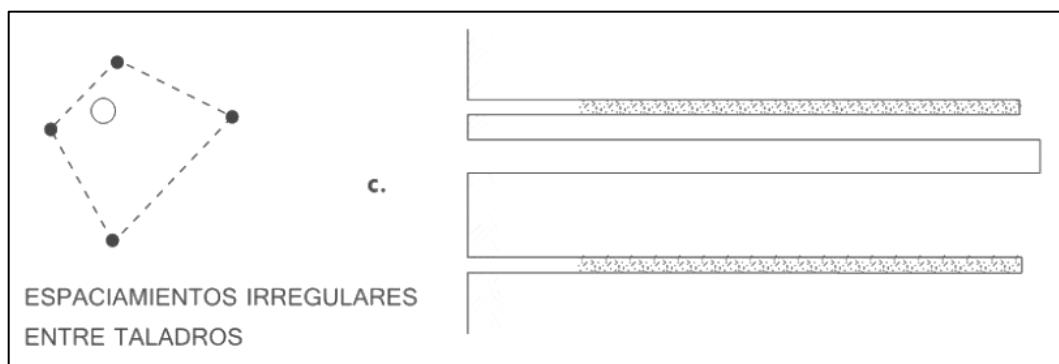


Figura 6. Espaciamiento irregular entre taladros.

Fuente: Exsa, (2019).

Irregular longitud de los taladros: Influye en el avance, especialmente si la longitud del taladro de alivio es muy corto, y también determina una nueva cara muy irregular, la Figura 7 muestra el taladro de alivio corto respecto al taladro superior e inferior del mismo, esto generará que los taladros contiguos no tengan la fuerza suficiente para romper la roca.

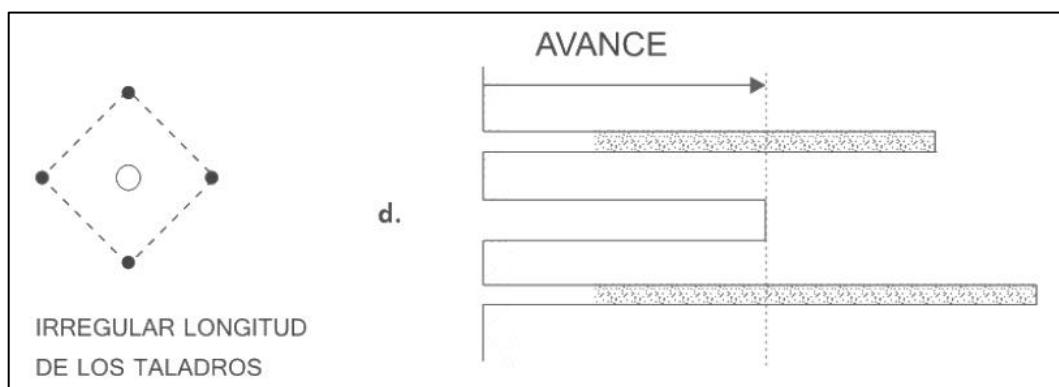


Figura 7. Irregular longitud entre taladros.

Fuente: Exsa, (2019).

Intersección entre taladros: Este tipo de errores se presenta durante el proceso de perforación y afecta la distribución de la carga explosiva en la roca que se debe romper; ver Figura 8.

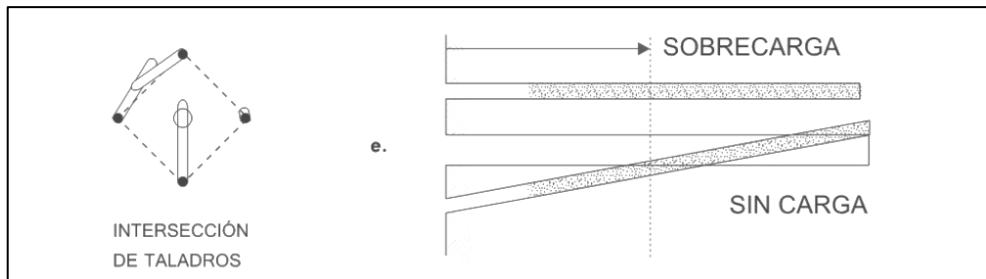


Figura 8. Intersección entre taladros.

Fuente: Exsa, (2019).

Sobre carga (excesiva densidad de carga): Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante, generando pulverización de la roca y elevando los costos de explosivo; ver Figura 9.

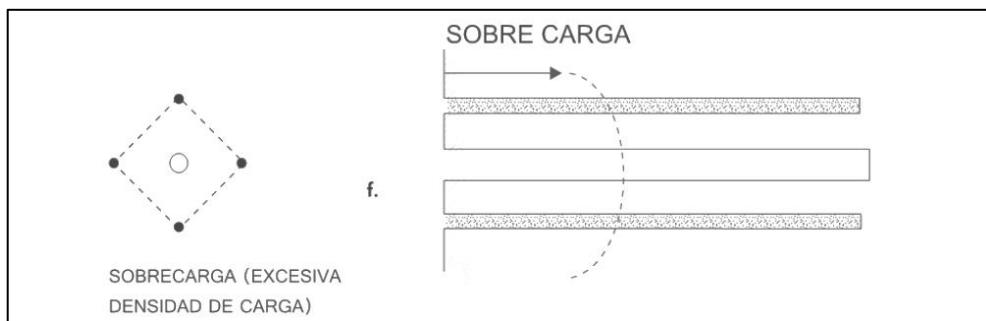


Figura 9. Excesiva densidad de carga.

Fuente: Exsa, (2019).

2.2.10. Diseño de Malla de Perforación

El diseño de mallas de perforación implica la elaboración de un conjunto de perforaciones que se realizan en un área de trabajo. Este diseño debe considerar diversos factores, como la geometría, la simetría, la ubicación, la dirección, la inclinación y la profundidad de los taladros. Los objetivos principales del diseño de mallas de perforación son:

- Disminuir los costos de perforación y la cantidad de explosivos utilizados.
- Lograr un avance eficiente.
- Mantener un tamaño o sección uniforme en la labor.
- Establecer el orden y la secuencia de salida de los taladros.

En las operaciones subterráneas, solo hay una cara disponible donde se deben perforar los agujeros y crear el alivio perpendicular a esa cara utilizando los primeros taladros que se detonan. Si no se produce el alivio adecuado al detonar estos primeros taladros el resto de la voladura resultará en una fragmentación inadecuada, lo que impedirá alcanzar el efecto deseado (Exsa, 2019).

Cuando los taladros se detonan al mismo tiempo, es un disparo simultáneo. En cambio, si se detonan de manera sucesiva, siguiendo un orden previamente establecido, se le llama disparo rotativo. El propósito del disparo rotativo es generar y ampliar las caras libres. La detonación sucesiva de los taladros en un orden específico permite crear una secuencia controlada de fragmentación y apertura de caras, lo que facilita el avance y la extracción del material (Exsa, 2019).

Asimismo, una malla muestra la distribución de los taladros, detallando las distancias, las cargas de explosivo y la secuencia de encendido que se aplicará. Su elaboración implica crear líneas de pintura cuadriculadas previamente calculadas, que se marcan en un frente para guiar al maestro perforista. Cada tipo de roca tiene su propio diseño de malla estandarizada, ya que la dureza de la roca es una variable que modifica distancias y carga de explosivo. Todas las mallas incluyen taladros de alivio en el techo para lograr un acabado arqueado en la labor, lo que permite un mejor control del terreno. La Figura 10 ilustra la distribución de los taladros en una sección subterránea (Rodríguez, 2019).

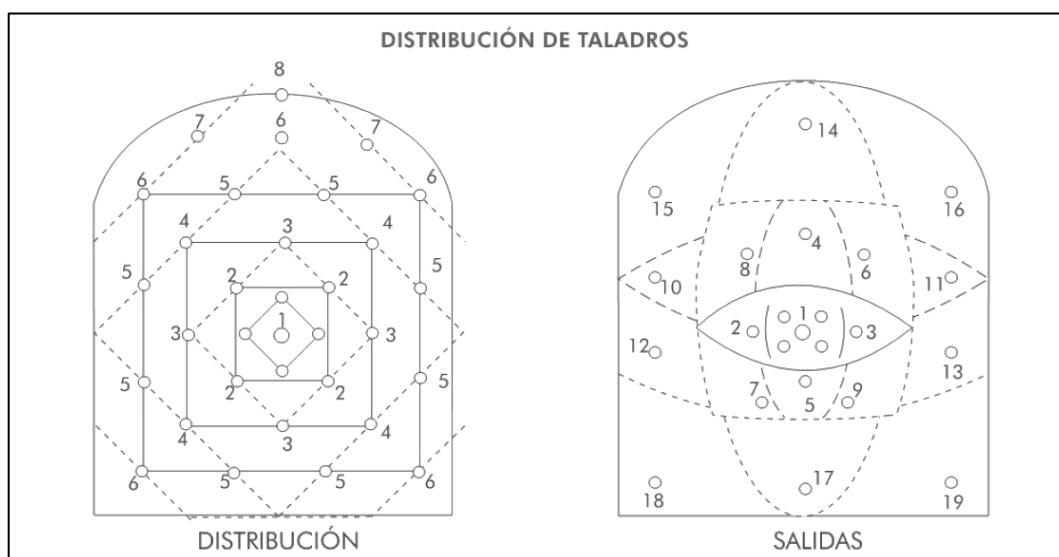


Figura 10. Distribución de taladros en un frente de trabajo subterráneo.

Fuente: Exsa, (2019).

La cantidad de taladros necesarios para una voladura subterránea varía según el tipo de roca que se va a romper, el grado de confinamiento del frente, el nivel de fragmentación deseado y el diámetro de las brocas de perforación disponibles. También influyen el tipo de explosivo y el método de iniciación que se utilizará. La siguiente relación proporciona una estimación aproximada de cuántos taladros se deben perforar en una labor minera subterránea (Exsa, 2019):

$$Nº \text{ Taladros} = \frac{P}{dt} + c * S$$

Dónde:

P : circunferencia o perímetro de la sección de la labor, en metros, que se obtiene con la fórmula:

$$P = 4 * \sqrt{S}$$

dt : distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de:

Tabla 8. Distancia entre taladros.

Dureza de Roca	Distancia entre Taladros (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

Fuente: Exsa, (2019).

c : coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Tabla 9. Coeficiente de roca.

Dureza de Roca	Coeficiente de Roca
Tenaz	2,0
Intermedia	1,5
Friable	1,0

Fuente: Exsa, (2019).

S : dimensión de la sección de la labor subterránea (m^2)

Exsa (2019) indica que, en las labores subterráneas, la roca está más confinada y es necesario crear una segunda cara libre que sea paralela al eje de los taladros. Esta segunda cara libre se genera mediante un corte en el frente de la sección, que puede incluir taladros de alivio perforados en paralelo al corte, de acuerdo con las características del macizo rocoso (estudio geomecánico de la roca).

Las condiciones básicas en voladura subterránea son las siguientes:

- Cara libre o alivio (relief)
- Trazo de perforación y alineamiento de los taladros (alignment)
- Carga explosiva (charge)
- Secuencia de salidas (timming)

2.2.11. Elementos para el Diseño de Voladuras

Exsa (2019), brinda las siguientes definiciones:

Los elementos, también llamados parámetros de voladura, son datos utilizados en el cálculo y diseño de explosiones. Algunos de ellos son invariables, como las características físicas de la roca, que incluyen densidad, dureza, grado de fisuramiento y coeficientes de resistencia a la deformación y rotura. Otros son variables, lo que significa que se pueden ajustar según las necesidades específicas del trabajo y las condiciones del terreno.

2.2.11.1. Distancia entre taladros

Se establecen en función del número de taladros y del área del frente de voladura. Generalmente, las distancias varían entre 15 y 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores. Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) deben perforarse a unos 20 a 30 cm del borde de las paredes del túnel para facilitar la perforación y prevenir la sobrerotura. Por lo general, se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus topes mantengan la misma amplitud de sección en la nueva cara libre que se va a formar.

2.2.11.2. Longitud de taladros

Con el corte quemado se puede perforar hasta una profundidad de 2 a 3 m, mientras que con el corte en "V" solo se alcanza de 1 a 2 m en excavaciones de pequeña sección. Para determinar la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide, se puede utilizar la siguiente relación:

$$L = 0.5 * \sqrt{S}$$

Donde,

S : es la dimensión de la sección de la labor minera subterránea.

2.2.11.3. Cantidad de carga

Es importante considerar que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar disminuye a medida que aumenta la sección de la labor, y también que se incrementa cuando la roca es más dura. En términos generales, se pueden tener en cuenta los siguientes factores en kilogramos de explosivos por metro cúbico de roca.

Tabla 10. Consumos de explosivo.

Tipo de Roca	Factor (kg/m ³)
Muy duras	1,5 a 1,8
Duras	1,3 a 1,5
Friable	1,1 a 1,3
Muy friables	1,0 a 1,1

Fuente: Exsa, (2019)

2.2.11.4. Distribución de la carga

Carga de fondo = L/3, donde L es la longitud del taladro (para las alzas: L/6).

Burden (B) no mayor de (L-0,40)/2

Espaciamiento (E) = 1,1*B hasta 1,2*B (en los cuadradores)

Concentración de carga de fondo (CF) para:

Tabla 11. Consumos de dinamita.

Diámetro de Taladro (mm)	Carga Específica (kg/m ³)
30	1,1
40	1,3
50	1,5

Fuente: Exsa, (2019).

Concentración de carga de columna (kg/m³):

$$CC = 0,5 * CF$$

Longitud de tajo (m):

$$T = 0,5 * B \text{ (en arrastres } 0,2 * B\text{)}$$

2.2.12. Explosivos

En términos generales, los explosivos se clasifican según su tipo de reacción: químicos y nucleares. Los explosivos químicos funcionan mediante procesos de reacción química de detonación que se generan por el efecto de una onda de choque. Están principalmente relacionados con compuestos nitrados y son los más utilizados en minería y construcción civil (Exsa, 2019).

Emulsiones

No son sensibles al fulminante, por lo que necesitan ser detonados con un cebo reforzador que tenga una alta presión de detonación, y su velocidad de detonación supera los 5000 m/s. Su viscosidad puede variar desde una emulsión líquida hasta una consistencia similar a la de la margarina, lo que facilita su carga en el taladro, tanto en forma de cartuchos como a granel, ya sea de manera mecanizada o mediante bombeo directo al fondo del taladro para desplazar el agua (Exsa, 2019).

EXPLOSIVOS INDUSTRIALES ROMPEDORES		
ALTOS EXPLOSIVOS	AGENTES DE VOLADURA	EXPLOSIVOS ESPECIALES
- TNT - GELATINAS (NG-NC) - DINAMITAS - HIDROGELES SENSIBILIZADOS - EMULSIONES SENSIBILIZADAS	- ANFO (PRILLS) - SLURRIES - EMULSIONES HÍBRIDOS (MEZCLAS ANFO/EMULSIÓN O ANFOs PESADOS) - QUANTEX MEQ 73	- SÍSMICOS - PARA VOLADURA CONTROLADA - PERMISIBLES (CARBÓN) - CARGAS DIRIGIDAS - BINARIOS - LOX Y OTROS
CLASIFICACIÓN PRÁCTICA:		
- POR SU REGIMEN DE VELOCIDAD	Deflagrantes o empujadores Detonantes o trituradores	
- POR SU SENSIBILIDAD AL INICIADO	Sensibles al detonador o altos explosivos No sensibles al detonador o Agentes de Voladura (requieren un Cebo o Primer)	
- POR SU APLICACIÓN PRIMORDIAL	De uso militar De uso industrial (minería, construcción y usos especiales)	

Figura 11. Clasificación de Explosivos Industriales Rompedores.

Fuente: Exsa, (2019).

EXPLOSIVO	TAMAÑO DE PARTÍCULA (mm)	FORMA	VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)
ANFO	2.0	Sólido	3,200
DINAMITA	0.2	Sólido	2,500 - 5,500
SLURRY	0.2	Sólido/líquido	3,300
EMULSIÓN	0.001	Líquido	5,000 a 6,000

Figura 12. Velocidad de detonación de explosivos comerciales.

Fuente: Exsa, (2019).

2.2.13. Propiedades del Explosivo

Densidad

Se define como el peso por unidad de volumen y generalmente se expresa en gramos por centímetro cúbico (g/cc). La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre aproximadamente 0.8 g/cc y 1.6 g/cc. Dado que la densidad del agua es de 1.0 g/cc, los productos que se cargan en los taladros que contienen agua deben tener una densidad superior a 1.0 g/cc para poder hundirse (ISSE, 2008).

Presión de Detonación

Según ISSE (2008), la presión de detonación se entiende generalmente como la presión que se produce al inicio de la zona de reacción. Cuando un explosivo detona, se genera una presión enorme casi de forma instantánea en una onda de choque que solo dura una fracción de segundo en un punto específico. Esta presión repentina fragmentará los objetos en lugar de desplazarlos, lo que comúnmente se conoce como "potencia rompedora". Para calcular la presión de detonación, se utiliza la siguiente fórmula que ha sido empleada por diversos investigadores:

$$P = 0.25 * \rho * D^2 * 10^{-6}$$

P : Presión de detonación (GPa)

ρ : Densidad (g/cc)

D : Velocidad de detonación (m/s)

2.2.14. Sistemas de Iniciación de Voladuras

El sistema de iniciación transmite la señal de detonación de un taladro a otro en un tiempo exacto y permite llevar a cabo una voladura de rocas. Además, influye en la cantidad de vibraciones generadas por la voladura, el tamaño de la fragmentación resultante, la sobrerotura y los posibles problemas que puedan surgir (ISSE, 2008).

MECHA Y FULMINANTE	ELÉCTRICOS	ELÉCTRICOS ESPECIALES	NO ELÉCTRICOS
Fulminante simple y mecha lenta de pólvora (llamada mecha de seguridad) (cap and fuse)	Detonadores con puente de alambre de resistencia eléctrica (bridge wire delays).	Detonadores con sistema de ignición eléctrica diferente al de la resistencia convencional.	Detonadores instantáneos y de retardo, no eléctricos y con tren de transmisión al detonador mediante uno de estos medios:
<ul style="list-style-type: none"> - CONVENCIONAL Con fulminante y mecha. - RÁPIDO Con mecha rápida de ignición (igniter cord), más conectores, mecha lenta y fulminante. 	<ul style="list-style-type: none"> - CONVENCIONAL Detonadores con retardos largos, medio segundos (long delay detonators). - MICRORETARDO Con retardos de milisegundos (short delay detonators). - SÍSMICO Instantáneo, con puente de alta resistencia a las corrientes extrañas y de alta resistencia a las presiones hidrostáticas en taladros profundos de exploración sismográfica por hidrocarburos. 	<ul style="list-style-type: none"> - CON DETONADORES DE PUENTE DE ALTA RESISTENCIA ELÉCTRICA (HRW) (High resistivity wire) (1) - CON DETONADORES DE PUENTE (EXPLOSIVO (EBW) (exploding bridge wire (2)). - CON DETONADORES DE PUENTE SEMICONDUCTOR (SCB) (semiconductor bridge wire) ultra rápidos (3). - CON DETONADORES MAGNADET activados por inducción eléctrica mediante un dispositivo denominado toroide (4). - CON DETONADORES ELECTRÓNICOS (5) 	<ul style="list-style-type: none"> - DETONACIÓN: Con cordones detonantes de bajo gramaje (Tipo anoline y Detaline). - SHOCK: Con tubos plásticos flexibles tipo EXSANEL - INFLAMACIÓN: Con gas inflamable contenidos en tubos flexibles sellados (Tipo Hercudet) (8) Los tres mayormente aplicados en subsuelo
			<p>CONVENCIONAL: (Mayormente aplicado en tajos y canteras). Mediante:</p> <ul style="list-style-type: none"> - a) cordones detonantes de alto gramaje, retardos de superficie para cordón y cebos iniciadores de alto poder (Booster o reforzadores instantáneos. - b) Cordones detonantes con o sin retardos de superficie y con cebos iniciadores con retardo dentro del taladro. (deck master)

Figura 13. Clasificación de los Sistemas de Iniciación de Explosivos.

Fuente: Exsa, (2019).

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Burden: Es la distancia que hay entre un taladro cargado con explosivos y la cara libre de una malla de perforación. El burden depende fundamentalmente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y de las características del explosivo que se va a utilizar (Barrientos, 2020).

Dinamita: Es un explosivo que es sensible al fulminante y que contiene un compuesto sensibilizador como ingrediente principal para generar energía. En la mayoría de las dinamitas, la nitroglicerina actúa como el sensibilizador, mientras que los nitratos funcionan como aditivos que aportan oxígeno (Barrientos, 2020).

Discontinuidades: Son superficies de debilidad que confieren a la roca una condición de anisotropía en su resistencia, lo que significa que indican una interrupción en la integridad mecánica de la roca. Para fines descriptivos, se emplea el término genérico "discontinuidad" para referirse indistintamente a diaclasas, fallas, foliaciones y estratificaciones, considerando que la resistencia al cizallamiento de estas superficies es siempre inferior a la resistencia de la roca intacta que forma el macizo (Quispe, 2023).

Emulsión explosiva: Está compuesta por dos fases líquidas: una continua, que consiste principalmente en una mezcla de hidrocarburos, y otra dispersa, formada por microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, siendo el nitrato de amonio el componente principal (Barrientos, 2020).

Evaluación geomecánica: Es la descripción y medición de las características y propiedades de la matriz rocosa, de las discontinuidades y de los parámetros del macizo rocoso en un área específica. A partir de esta información, se llevan a cabo clasificaciones geomecánicas que permiten evaluar la calidad del macizo rocoso (González de Vallejo, 2002).

Geomecánica: Se enfoca en el estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. En esencia, este comportamiento geomecánico está determinado por los siguientes factores: la resistencia de la roca, el grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades (Barrientos, 2020).

Macizo rocoso: Consiste en una serie de bloques o elementos de roca intacta, junto con una estructura compuesta por múltiples discontinuidades y otras características estructurales (Ramirez y Alejano, 2004).

Matriz rocosa: Material rocoso libre de discontinuidades, o los bloques de "roca intacta" que se encuentran entre ellas. Aunque la matriz rocosa se considera continua, exhibe un comportamiento heterogéneo y anisótropo relacionado con su estructura y su microestructura mineral (González de Vallejo, 2002).

Proceso de voladura: Es un conjunto de actividades que incluye el transporte del explosivo y los accesorios desde los polvorines hasta el lugar de disparo, las medidas preventivas antes de la carga, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo (Barrientos, 2020).

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. Geográfica

La investigación se encuentra ubicada en la concesión minera Paulita Siete, perteneciente al cuadrángulo de Chota 14f de la zona N° 17 Sur, el área de la investigación está delimitada por las siguientes coordenadas del sistema UTM, Datum WGS-84:

Tabla 12. Coordenadas del área de investigación.

UTM WGS-84 ZONA 17S		
Vértice	Norte	Este
1	9240000	765800
2	9240000	766400
3	9239400	766400
4	9239400	765800

3.1.2. Política

La ubicación política de la presente investigación se encuentra en el departamento de Cajamarca, provincia de Cajamarca, distrito de La Encañada, centro poblado de Yanacancha Baja.

Accesibilidad

El acceso a Compañía Minera Sinai se da desde la capital del departamento Cajamarca hasta el cruce a las Lagunas del Alto Perúú, de ahí se toma la trocha carrozable que va hacia Yanacancha Baja hasta las lagunas gemelas. La distancia total es de aproximadamente 60 km con un tiempo total de 1 hora 40 minutos.

Tabla 13. Accesibilidad a Cía. Sinaí.

Ruta	Distancia	Tipo de vía	Tiempo
Cajamarca - Cruce a las Lagunas Alto Perú	49 km	Asfaltada	1 h 18 min
Cruce a las Lagunas Alto Perú – Cía. Sinaí	11 km	Trocha Carrozable	20 min

3.2. GEOLOGÍA LOCAL

3.2.1. Formación Carhuaz

Se compone de una alternancia de areniscas y limolitas grises, siendo las areniscas de tonos rojizos, violetas y verdosos. En la parte superior, presenta bancos de cuarcitas blancas que se mezclan con limolitas y areniscas. La Formación Carhuaz tiene un grosor aproximado de 500 metros.

3.2.2. Formación Huambos

La litología predominante presenta fragmentos de cuarzo de hasta 3 mm de diámetro y cristales euhedrales de biotita en una matriz de feldespato, que probablemente se relaciona con una toba dacítica. También se hallan brechas dacíticas formadas por grandes bloques de toba rodeados de una matriz tobácea. Tanto las brechas como las tobas suelen incluir fragmentos de pómex de textura fibrosa y color blanco.

3.3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

Según el nivel: Descriptivo, ya que describe las características de la perforación y voladura; correlacional, por la relación entre las variables de estudio y explicativo mediante el cual explica las causas y efectos del diseño de malla de perforación.

Según el diseño: No experimental ya que recopila y describe las características de las variables sin modificarlas.

Según su naturaleza: Cualitativo/Cuantitativo, porque se describen características del diseño de la malla de perforación y se realizan procesamiento de datos numéricos.

Según la finalidad: Aplicativa, porque se centra en resolver un problema práctico aplicando conocimientos teóricos.

Según el periodo: Transversal, debido a que la investigación se realiza en un periodo de tiempo determinado.

3.3.1. Población de Estudio

Labores mineras de explotación subterránea de Compañía Minera Sinaí.

3.3.2. Muestra

Veta Colorada de Compañía Minera Sinaí.

3.3.3. Unidad de Análisis

Burden, espaciamiento y diseño de malla de perforación.

3.4. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

Variables Independientes

- Litología del macizo rocoso
- Tipo de arranque en la malla de perforación
- Burden entre taladros de perforación
- Espaciamiento de taladros
- Paralelismo de taladros

Variable Dependiente

- Diseño de malla de perforación

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN

3.5.1. Técnicas

Recopilación de información

Recolección de información en artículos científicos, libros, tesis y publicaciones con relación directa al tema de investigación; así mismo la utilización de programas numéricos como Google Maps, SASPlanet, Geocatmin y ArcGis para el procesamiento de la información. También se consideró el número de salidas de campo.

Observacional

Observaciones directas de la veta Colorada, frente de trabajo, perforación de taladros, voladura y avances lineales, sin intervenir ni modificar las variables.

Descriptivo

Metodología empleada para deducir los errores de perforación y voladura en la veta Colorada, así mismo diseñar la nueva malla de perforación y optimizar los avances lineales.

Cartografiado de campo

Recopilación de información geológica, geomecánica de la veta Colorada y la roca encajonante para el diseño de la malla de perforación.

3.5.2. Instrumentos y Equipos

Los instrumentos y equipos utilizados en la presente investigación fueron de acuerdo a observaciones realizadas en campo y trabajos en gabinete, cada uno de ellos se describe a continuación:

3.5.2.1. Instrumentos

- Boletines informativos de la geología de la zona de investigación, así como planos geológicos en coordenadas del Sistema UTM y Datum WGS-84, obtenidos del INGEMMET.
- Imágenes satelitales del SAS Planet y Google Earth, para la ubicación y referenciación de la zona de investigación.
- Registro geológico-geotécnico.
- Fichas de recolección de datos.

3.5.2.2. Equipos

- Brújula geotécnica, para medir la orientación de la labor y las geoestructuras.
- GPS de navegación para georreferenciar la zona de estudio.
- Libreta de campo y lapiceros para realizar anotaciones de las características de la veta y macizo rocoso.

- Picota de geólogo, para la obtención de muestras y estimación de la resistencia en la matriz rocosa.
- Lupa, para observación de textura y composición mineralógica de la veta y rocas encajonantes.
- Protactor para medir la abertura de las discontinuidades y graficar el rumbo y buzamiento de las estratificaciones.
- Cámara digital para el registro fotográfico.
- Wincha para la toma de medidas de espaciamiento de las discontinuidades, espesor de las estructuras mineralizadas y avances lineales.
- Equipo de protección personal.
- Laptop para el procesamiento de los datos obtenidos, así como la redacción de la investigación, desarrollo y culminación de la tesis.

3.5.2.3. Softwares

- ArcGis 10.5 para la elaboración de mapas temáticos.
- Sas Planet para obtención de imágenes satelitales con diferentes satélites.
- AutoCAD 2022 para elaboración del diseño de la mina y mapas.
- Office 2016 para la elaboración del documento de la tesis profesional.

3.6. PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Primero, se estableció el cronograma de actividades para las salidas a la zona de investigación de la veta Colorada con el fin de realizar el registro de datos del macizo rocoso, sección de la labor, mallas de perforación y avances lineales.

Segundo, se identificó la geología en la cual está emplazada la veta Colorada, su composición y características.

Tercero, se realizó el mapeo geomecánico del macizo rocoso y de la estructura mineralizada en la galería principal.

Cuarto, se observó el diseño de malla de perforación, tipo de corte, paralelismo de taladros, carguío de explosivos, secuencia de amarre e iniciación de voladura, evidenciándolo mediante fotografías

Quinto, mediante el flexómetro se registró los avances lineales de voladura.

Finalmente, se realizó el procesamiento y análisis de la información; el software Excel sirvió para ingresar, organizar y presentar la información en formato tablas; el software ArcGis para la georreferenciación y elaboración de los mapas temáticos de ubicación, geológico e instalaciones; el software AutoCAD sirvió para elaborar el plano de diseño de la mina subterránea.

3.7. PROCEDIMIENTO DE ANÁLISIS DE DATOS

3.7.1. Evaluación Geomecánica

La galería principal de la veta Colorado tiene una extensión de 50 metros y sirve como labor principal para la extracción de mineral del Pique 3; la Figura 14 muestra el perfil de todas las labores en explotación.

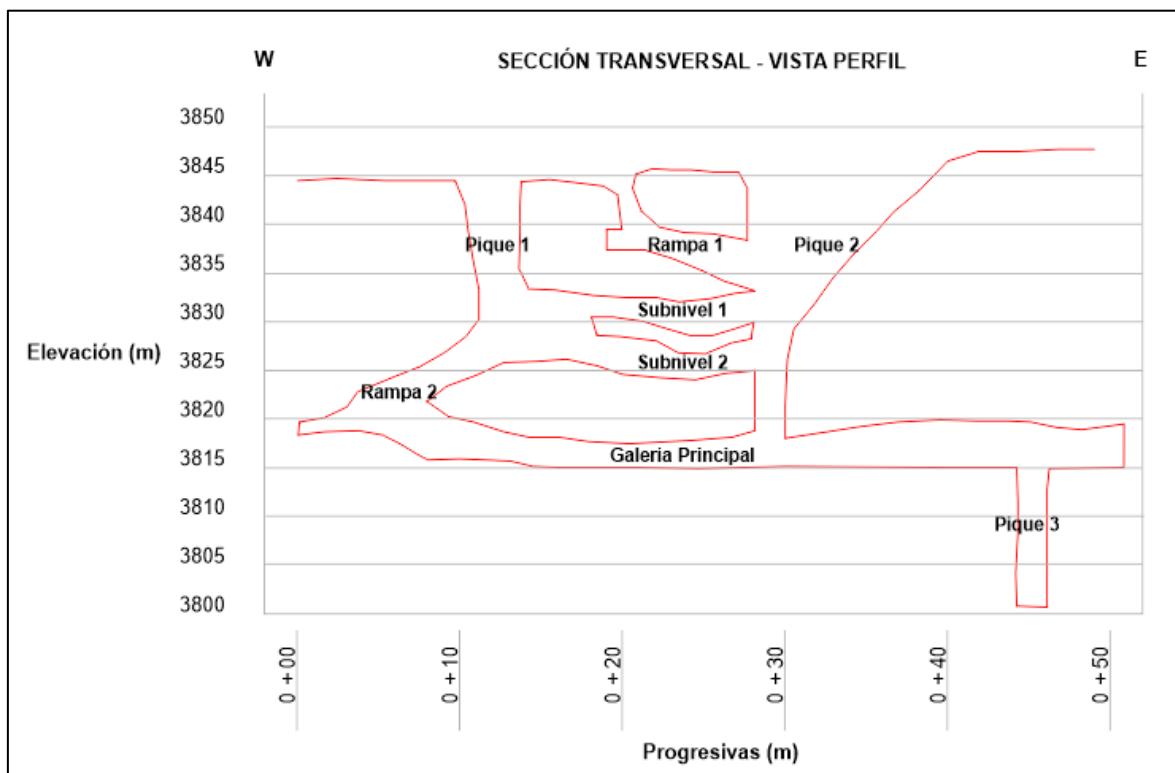


Figura 14. Vista de perfil de labores mineras.

La caracterización del macizo rocoso se ha hecho utilizando el estudio de la geología local analizando cada uno de los parámetros requeridos por la clasificación geomecánica RMR. Asimismo, la caracterización involucró la evaluación de la roca caja piso, caja techo y estructura mineralizada.



Foto 1. Acceso por el Pique 1 a la veta Colorada.

Roca Caja Piso

Litológicamente se describe como una caliza arenosa, el macizo rocoso es moderadamente fracturado en lejanía la veta y muy fracturado próximo a la veta.

- Resistencia de la matriz rocosa: una muestra de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.
- RQD (Índice de calidad de la roca): 56%
- Separación entre discontinuidades: la separación es entre 6 cm y 20 cm.
- Estado de las discontinuidades: persistencia menor a 3 metros, abertura menor a 0.1 mm, ligeramente rugosa, relleno blando menor a 5 mm y ligeramente alterada.
- Agua freática: goteando.

Roca Caja Techo

Litológicamente se describe como una caliza arenosa, el macizo rocoso es moderadamente fracturado en lejanía la veta y muy fracturado próximo a la veta.

- Resistencia de la matriz rocosa: una muestra de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.

- RQD (Índice de calidad de la roca): 56%.
- Separación entre discontinuidades: la separación es entre 6 cm y 20 cm.
- Estado de las discontinuidades: persistencia menor a 3 metros, abertura menor a 0.1 mm, ligeramente rugosa, relleno blando menor a 5 mm y ligeramente alterada.
- Agua freática: goteando.

Estructura Mineralizada

La veta colorada se presenta en espesores variables desde los 20 cm hasta 1.5 m y está compuesto de minerales de plata, plomo y zinc. El buzamiento promedio de la veta es de 77° generando mayor tensión hacia la caja techo.

- Resistencia de la veta: una muestra de mineral requiere un único golpe del martillo geológico para fracturarse.
- RQD (Índice de calidad de la roca): 41%
- Separación entre discontinuidades: la separación es menor a 6 cm.
- Estado de las discontinuidades: una persistencia menor a 1 metro, abertura menor a 0.1 mm, rugosidad suave, relleno ninguno, alteración inalterada.
- Agua freática: el estado de las condiciones de agua presentes en la estructura mineralizada es ligeramente húmeda.



Foto 2. Medición y contabilidad de discontinuidades en la roca caja techo.

Tabla 14. Valoración RMR de la roca caja piso.

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR DE BIENIAWSKI (1989)										
1°	Resistencia de la matriz rocosa a la Compresión Simple (MPa)	> 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 – 5	5 – 1	< 1		
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0		
2°	RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%				
	Puntuación	20	17	13	6	3				
3°	Separación entre discontinuidades	> 2 m	0,6 – 2 m	0,2 – 0,6 m	0,06 – 0,2 m	< 0,06 m				
	Puntuación	20	15	10	8	5				
4°	Estado de las discontinuidades	Persistencia	< 1 m	1 – 3 m	3 -10 m	10 – 20 m	> 20 m			
		Puntuación	6	4	2	1	0			
		Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm			
		Puntuación	6	4	2	2	0			
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
5°	Agua freática	Seco	Lig. Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo				
	Puntuación	15	10	7	4	0				

Fuente: Modificado de González de Vallejo, (2002)

Calculado los cinco parámetros del RMR, se procedió a sumar cada uno de los valores, la Tabla 15 muestra el resumen de los parámetros y el puntaje total de 51.

Tabla 15. Resumen de los parámetros RMR de la roca caja piso.

Parámetro		Puntaje
1	Resistencia de la matriz rocosa a la compresión simple	7
2	Grado de fracturación (RQD)	13
3	Separación entre discontinuidades	8
4	Condiciones de las discontinuidades	19
5	Agua freática	4
Puntaje Total		51

El macizo rocoso se clasifica con una calidad Media de Clase III, como muestra la Tabla 16.

Tabla 16. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice RMR de la roca caja piso.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

Tabla 17. Valoración RMR de la roca caja techo.

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR DE BIENIAWSKI (1989)										
1°	Resistencia de la matriz rocosa a la Compresión Simple (MPa)	> 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 – 5	5 – 1	< 1		
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0		
2°	RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%				
	Puntuación	20	17	13	6	3				
3°	Separación entre discontinuidades	> 2 m	0,6 – 2 m	0,2 – 0,6 m	0,06 – 0,2 m	< 0,06 m				
	Puntuación	20	15	10	8	5				
4°	Estado de las discontinuidades	Persistencia	< 1 m	1 – 3 m	3 -10 m	10 – 20 m	> 20 m			
		Puntuación	6	4	2	1	0			
		Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm			
		Puntuación	6	4	2	2	0			
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
5°	Agua freática	Seco	Lig. Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo				
	Puntuación	15	10	7	4	0				

Fuente: Modificado de González de Vallejo, (2002)

Calculado los cinco parámetros del RMR, se procedió a sumar cada uno de los valores, la Tabla 18 muestra el resumen de los parámetros y el puntaje total de 51.

Tabla 18. Resumen de los parámetros RMR de la roca caja techo.

Parámetro		Puntaje
1	Resistencia de la matriz rocosa a la compresión simple	7
2	Grado de fracturación (RQD)	13
3	Separación entre discontinuidades	8
4	Condiciones de las discontinuidades	19
5	Agua freática	4
Puntaje Total		51

El macizo rocoso se clasifica con una calidad Media de Clase III, como muestra la Tabla 19.

Tabla 19. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice RMR de la roca caja techo.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

Tabla 20. Valoración RMR de la estructura mineralizada.

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR DE BIENIAWSKI (1989)										
1°	Resistencia de la matriz rocosa a la Compresión Simple (MPa)	> 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 – 5	5 – 1	< 1		
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0		
2°	RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%				
	Puntuación	20	17	13	6	3				
3°	Separación entre discontinuidades	> 2 m	0,6 – 2 m	0,2 – 0,6 m	0,06 – 0,2 m	< 0,06 m				
	Puntuación	20	15	10	8	5				
4°	Estado de las discontinuidades	Persistencia	< 1 m	1 – 3 m	3 -10 m	10 – 20 m	> 20 m			
		Puntuación	6	4	2	1	0			
		Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm			
		Puntuación	6	4	2	2	0			
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
5°	Agua freática	Seco	Lig. Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo				
	Puntuación	15	10	7	4	0				

Fuente: Modificado de González de Vallejo, (2002)

Calculado los cinco parámetros del RMR, se procedió a sumar cada uno de los valores, la Tabla 21 muestra el resumen de los parámetros y el puntaje total de 48.

Tabla 21. Resumen de los parámetros RMR de la estructura mineralizada.

Parámetro		Puntaje
1	Resistencia de la matriz rocosa a la compresión simple	4
2	Grado de fracturación (RQD)	6
3	Separación entre discontinuidades	5
4	Condiciones de las discontinuidades	23
5	Aqua freática	10
Puntaje Total		48

El macizo rocoso se clasifica con una calidad Media de Clase III, como muestra la Tabla 22.

Tabla 22. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice RMR de la estructura mineralizada.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

3.7.2. Malla de Perforación Inicial

La malla de perforación inicial no registró ningún criterio técnico ni fundamento ingenieril en el diseño de mallas de perforación. La Foto 3 muestra el frente de trabajo de la galería principal con la veta colorada y es un disparo fallado debido a la mala distribución de taladros. La sección de la labor es de 1.5 metros de ancho y una altura de 1.8 m.

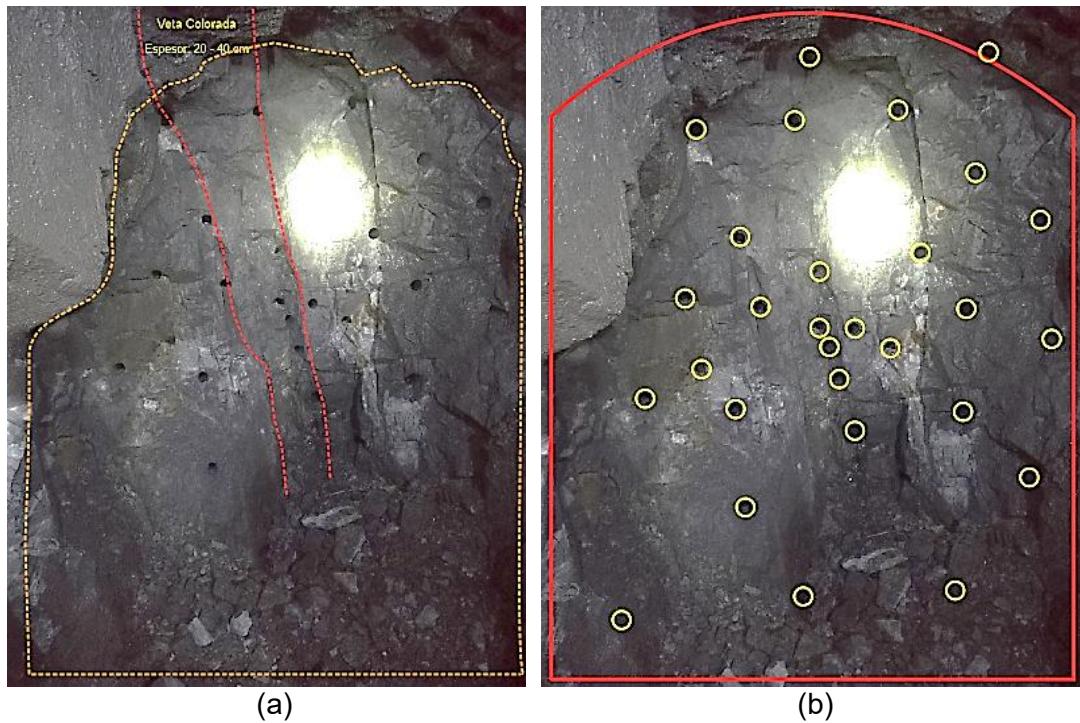


Foto 3. (a) Disparo fallado y (b) Distribución de taladros.

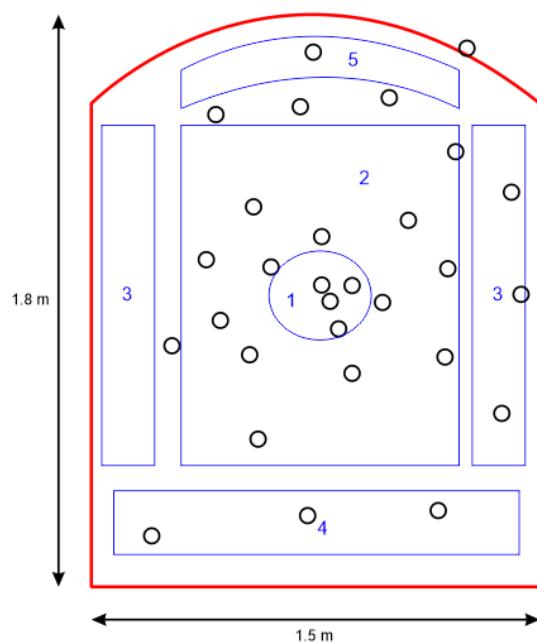


Figura 15. Diseño inicial de malla de perforación.

La Figura 15 muestra la distribución de taladros en el frente de perforación del disparo fallado, ahí se visualiza lo siguiente:

Taladros alivio: Son los taladros que acompañan al arranque pero no son cargados con explosivo, están vacíos como segunda cara libre en la voladura, y no hay una geometría definida en el círculo azul 1.

Taladros arranque: No presenta una forma definida ni ningún tipo de arranque según el círculo azul 1.

Taladros ayuda: Según el rectángulo azul 2 los taladros no presentan un espaciamiento constante.

Taladros cuadradores: Los rectángulos azules 3 muestran carencia de taladros en el hastial izquierdo y pocos taladros en el hastial derecho de la labor.

Taladros arrastre: El rectángulo azul 4 muestra tres taladros de arrastre a una cierta altura del piso.

Taladros corona: La sección de corona azul 5 muestra los taladros que deberían ir en dicha zona para brindarle forma de bóveda a la sección; sin embargo, han sido distribuidos sin un orden los taladros.

3.7.3. Malla de Perforación Optimizada

Para mejorar las condiciones de las mallas de perforación iniciales se planteó un nuevo diseño de malla con el fin de que el avance lineal en voladura sea mayor al 90%. La sección de la galería no se modificó sino permaneció constante $1.5 \times 1.8 \text{ m}^2$, la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg ayudó a optimizar la malla de perforación desde una perspectiva ingenieril.

3.7.4. Modelo Matemático de Roger Holmberg

Para la aplicación del modelo matemático se consideraron y evaluaron los siguientes parámetros de diseño de la malla de perforación:

Tabla 23. Parámetros de la galería principal.

Tipo de Sección	Nivel
Ancho	1.5 m
Altura	1.8 m

Tabla 24. Parámetros del macizo rocoso.

Densidad de roca	2.6 g/cm ³
RMR	51
GSI	46
RQD	56

Tabla 25. Parámetros de perforación.

Longitud de barreno	4 pies
Diámetro de broca	32 mm
Eficiencia de perforación	90%
Desviación de taladro	0.02 m
Desviación de la perforación	0.01 m/m
Ángulo de los taladros de contorno	3°
Número de taladros vacíos	1

3.7.4.1. Cálculo del área de la sección

$$S = A * H * \frac{11}{12}$$

Donde,

S : Área de la sección de la galería (m²)

A : Ancho de galería (m)

H : Altura de la galería (m)

$$S = 1.5 * 1.8 * \frac{11}{12} = 2.48 \text{ m}$$

3.7.4.2. Cálculo del perímetro de la sección

$$P = 4 * \sqrt{S}$$

$$P = 4 * \sqrt{2.48} = 6.3 \text{ m}$$

3.7.4.3. Cálculo del consumo específico de explosivo

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

Donde,

CE : Consumo específico de explosivo (kg/m^3)

ρ_r : Densidad de la roca (g/cm^3)

$$\text{CE} = \frac{0.56 * 2.6 * \tan\left(\frac{46 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 56}{3.3}}} = 0.328 \text{ kg/m}^3$$

3.7.4.4. Cálculo de la constante de roca “c” – Langefors

$$c = 0.8784 * \text{CE} + 0.0052$$

$$c = 0.8784 * 0.328 + 0.0052 = 0.293 \text{ kg/m}^3$$

3.7.4.5. Cálculo del avance efectivo por disparo

$$I = \text{Eficiencia de perforación} * \text{Longitud de barreno} * 0.3048$$

$$I = 0.9 * 4 * 0.3048 = 1.1 \text{ m}$$

3.7.4.6. Cálculo del error de perforación

$$F = D1 * I + D2$$

Donde,

F : Error de perforación (m)

D1 : Desviación de taladro (m)

D2 : Desviación de la perforación (m/m)

$$F = 0.02 * 1.1 + 0.01 = 0.032 \text{ m}$$

3.7.4.7. Cálculo de la perforación óptima “H” – Holmberg

$$H = 0.15 + 34.12 * \emptyset_{eq} - 39.4 * (\emptyset_{eq})^2$$

Donde,

H : Longitud de perforación óptima (m)

\emptyset_{eq} : Diámetro equivalente (m)

Para este estudio el diámetro equivalente es igual al diámetro de broca de producción, ya que no se usó broca rimadora.

$$H = 0.15 + 34.12 * 0.032 - 39.4 * (0.032)^2 = 1.2 \text{ m}$$

3.7.4.8. Cálculo del volumen de avance de voladura

$$V = S * I$$

$$V = 2.48 * 1.1 = 2.73 \text{ m}^3$$

3.7.4.9. Cálculo de burden de la sección de corte

La sección de corte corresponde al taladro de alivio, taladros de corte y taladros ayuda. Se utilizó explosivo Emulnor 5000 1"x7", las características del explosivo se muestran en la Tabla 26:

Tabla 26. Características técnicas del explosivo Emulnor 5000.

Características Técnicas	Emulnor 5000
Densidad relativa (g/cm ³)	1.16
Velocidad de detonación confinado (m/s)	5500
Velocidad de detonación sin confinar (m/s)	4200
Presión de detonación (kbar)	88
Energía(kcal/kg)	1010
Volumen normal de gases (L/kg)	870
Potencia relativa en peso (RWS) (%)	105
Potencia relativa en volumen (RBS) (%)	155
Diámetro del explosivo (m)	0.0254
Longitud del explosivo (m)	0.1778
Masa del explosivo (kg/unidad)	0.1016

Fuente: (Famesa, 2024)

A. Sección de corte - Arranque

- Densidad de carga

$$q = \pi * \rho_{\text{explosivo}} * \frac{\phi_{\text{explosivo}}^2}{4} * 10^3$$

$$q = \pi * 1.14 * \frac{0.0254^2}{4} * 10^3 = 0.58 \text{ kg/m}$$

- Burden máximo equivalente

$$B_{\text{max-eq}} = \pi * \frac{\phi_{\text{eq}}}{2}$$

$$B_{\max-eq} = \pi * \frac{0.032}{2} = 0.05 \text{ m}$$

- Ancho de abertura en el arranque

$$A_{\text{arranque}} = \emptyset_{\text{tal-pro}} + \emptyset_{\text{tal-ali}} + 2 * B_{\max-eq}$$

$$A_{\text{arranque}} = 0.032 + 0.032 + 2 * 0.05 = 0.164 \text{ m}$$

B. Sección de corte – Cuadrantes

Cálculo del primer cuadrante (ayudas del arranque)

- Burden máximo

$$B_{\max} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{\text{arranque}} * q * 0.6}{\emptyset_{\text{tal-pro}} * c}}$$

$$B_{\max} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.164 * 0.58 * 0.6}{0.032 * 0.293}} = 0.22 \text{ m}$$

- Burden práctico

$$B_p = B_{\max} - F - 0.01$$

$$B_p = 0.22 - 0.032 - 0.01 = 0.18 \text{ m}$$

- Ancho de abertura del primer cuadrante

$$A_{\text{primerC}} = \sqrt{e_{pc}^2 + e_{pc}^2}$$

Donde,

e_{pc} : espaciamiento del primer cuadrante.

$$e_{pc} = B_{\max} * 1.2 = 0.22 * 1.2 = 0.26 \text{ m}$$

$$A_{\text{primerC}} = \sqrt{0.26^2 + 0.26^2} = 0.37 \text{ m}$$

Cálculo del segundo cuadrante (producción)

- Burden máximo

$$B_{\max} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{\text{primerC}} * q * 0.6}{\emptyset_{\text{tal-pro}} * c}}$$

$$B_{\max} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.37 * 0.58 * 0.6}{0.032 * 0.293}} = 0.33 \text{ m}$$

- Burden práctico

$$B_p = B_{\max} - F - 0.01$$

$$B_p = 0.33 - 0.032 - 0.01 = 0.29 \text{ m}$$

- Ancho de abertura del segundo cuadrante

$$A_{\text{segundoC}} = \sqrt{e_{sc}^2 + e_{sc}^2}$$

Donde,

e_{sc} : espaciamiento del segundo cuadrante.

$$e_{pc} = B_{\max} * 1.2 = 0.33 * 1.2 = 0.40 \text{ m}$$

$$A_{\text{segundoC}} = \sqrt{0.40^2 + 0.40^2} = 0.57 \text{ m}$$

3.7.4.10. Cálculo de burden de la sección de tajo

- A. Sección de tajo – Ayudas de los cuadradores
- Constante de roca “c” corregida

Para burden mayor o igual 1.4 m:

$$C = c + 0.05$$

Para burden menor a 1.4 m:

$$C = c + \frac{0.07}{B}$$

Se replantea el burden según la expresión siguiente:

$$B \leq 0.6 * I$$

$$B \leq 0.6 * 1.1$$

$$B \leq 0.66$$

$$C = 0.293 + \frac{0.07}{0.66} = 0.4$$

- Burden máximo

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{RWS * q}{C * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.05 * 0.58}{0.4 * 1.45 * 1.25}} *= 0.82 \text{ m}$$

- Burden práctico

$$B_p = \frac{A - A_{segundoC}}{4}$$

$$B_p = \frac{1.5 - 0.57}{4} = 0.23 \text{ m}$$

B. Sección de tajo – Ayudas en la corona

- Burden máximo

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{RWS * q}{C * 1.20 * 1.25}}$$

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.05 * 0.58}{0.4 * 1.20 * 1.25}} *= 0.91 \text{ m}$$

- Burden práctico

$$B_p = 0.51 * 0.64 * (H - A_{segundoC})$$

$$B_p = 0.51 * 0.64 * (1.8 - 0.57) = 0.40 \text{ m}$$

C. Sección de tajo – Ayudas en los arrastres

- Burden máximo

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{RWS * q}{C * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.05 * 0.58}{0.4 * 1.45 * 1.25}} *= 0.82 \text{ m}$$

- Burden práctico

$$B_p = \frac{0.36 * (H - A_{segundoC})}{2}$$

$$B_p = \frac{0.36 * (1.8 - 0.57)}{2} = 0.22 \text{ m}$$

3.7.4.11. Cálculo de burden de la sección de contorno

A. Sección de contorno – Cuadradores hastiales

- Burden máximo

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{RWS * q}{c * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.05 * 0.58}{0.4 * 1.45 * 1.25}} *= 0.82 \text{ m}$$

- Burden práctico

$$B_p = 0.276 * A + 0.14$$

$$B_p = 0.276 * 1.5 + 0.14 = 0.55 \text{ m}$$

B. Sección de contorno – Coronas

- Espaciamiento en taladros de corona

$$e_{talCorona} = 15 * \emptyset_{tal-pro}$$

$$e_{talCorona} = 15 * 0.032 = 0.48 \text{ m}$$

- Burden máximo

$$B_{\max} = \frac{e_{talCorona}}{0.8}$$

$$B_{\max} = \frac{0.48}{0.8} = 0.6 \text{ m}$$

3.7.4.12. Cálculo de burden de la sección de arrastre

- Burden máximo taladros de arrastre

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{RWS * q}{c * 1.45}}$$

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.05 * 0.58}{0.4 * 1.45}} *= 0.92 \text{ m}$$

- Burden práctico de los taladros de arrastre

$$B_p = B_{\max} - (I * \operatorname{Sen} y) - F$$

$$B_p = 0.92 - 1.1 * \operatorname{Sen} 3^\circ - 0.032 = 0.83 \text{ m}$$

Calculado todas las secciones del modelo matemático de Holmberg, se realizó la distribución de taladros en la malla de perforación optimizada. La Tabla 27 muestra la cantidad de taladros distribuidos y la Tabla 28 presenta los parámetros de perforación.

Tabla 27. Distribución de taladros mediante el modelo matemático Holmberg.

Distribución de taladros	Cantidad de taladros
Taladros alivio	1
Taladros arranque	4
Primera ayuda	4
Segunda ayuda	4
Tercera ayuda	4
Taladros cuadradores	4
Ayuda corona	3
Taladros corona	3
Ayuda arrastre	2
Taladros arrastre	3
Total	32

Tabla 28. Parámetros de perforación.

Sección (m^2)	1.5*1.8
Tipo de roca	III
Densidad de roca (g/cm^3)	2,6
Longitud de barreno (pies)	4
Longitud de perforación (m)	1,1
Eficiencia de perforación (%)	90%
Avance efectivo (m)	1,05
Eficiencia de voladura (%)	95%
Nº de taladros	32
Nº de taladros Alivio	1
Diámetro de perforación (mm)	32
Volumen roto (m^3)	2,8
Tonelaje roto (ton)	7,4
Peso del explosivo (kg)	3,6
Factor de carga (kg/ m^3)	1,25
Factor de potencia (kg/ton)	0,48

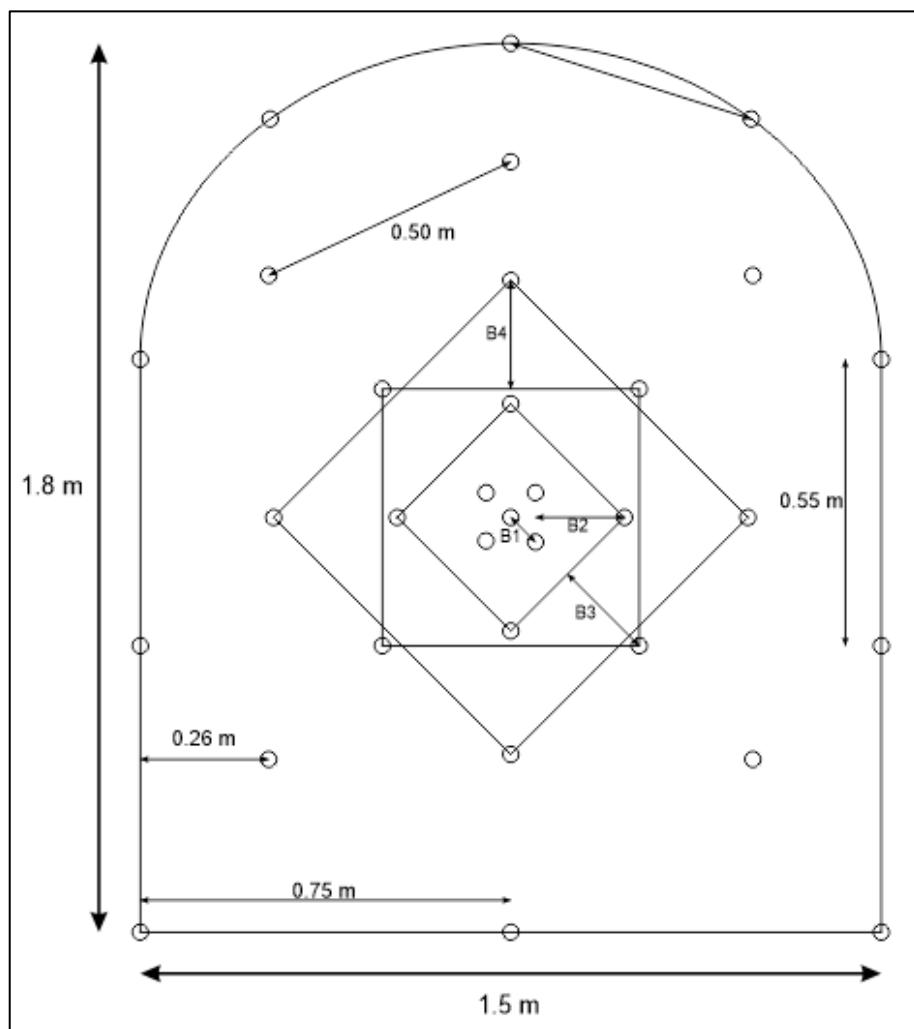


Figura 16. Diseño optimizado de la malla de perforación.

La Figura 16 muestra el diseño y distribución de los taladros de perforación, las medidas del burden en los tres cuadrantes corresponden a:

B1 (burden de arranque) : 0.05 m

B2 (burden del primer cuadrante) : 0.18 m

B3 (burden del segundo cuadrante) : 0.29 m

B4 (burden del tercer cuadrante) : 0.22 m

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS

El análisis de resultados está basado en los objetivos específicos de la investigación, los resultados obtenidos en el diseño de la malla de perforación involucraron el análisis de las condiciones iniciales de perforación y voladura, ya que buenos avances lineales depende de una buena distribución de los taladros en el frente de trabajo. La cantidad de taladros también dependió del macizo rocoso, al realizar el estudio se determinó que es un material intermedio a suave de perforar, en tal sentido la cantidad de taladros a implementar es menor.

4.1.1. Avances Lineales Iniciales

El objetivo específico planteado fue identificar las anomalías recurrentes en los carentes avances lineales. Los avances lineales involucraron el estudio de las condiciones iniciales de perforación y voladura. Para ello se evaluaron tres días de disparo, mallas de perforación, paralelismo de taladros, maniobrabilidad de los maestros perforistas, condiciones del macizo rocoso y carga de explosivos.

La Tabla 29 muestra la evaluación realizada a la galería principal de la veta Colorada y los avances que se han realizado, por cada día hay dos disparos hechos al mediodía y al finalizar la guardia. Considerando que los barrenos utilizados son de 4 pies, la eficiencia de la perforación es baja ya que no se ha estado perforando el barreno completo, por consiguiente los avances en voladura también fueron deficientes por la mala distribución de los taladros en el frente de perforación, sin una malla diseñada y simplemente con la experiencia del perforista. Además, las deficiencias en la perforación se debieron a la premura por sacar disparo de voladura. Personal no capacitado también fue un factor clave respecto a las deficiencias que había en la operación minera.

Tabla 29. Evaluación de avances en perforación y voladura.

Fecha de Evaluación	Longitud de Barreno	Perforación Efectiva	Eficiencia de Perforación	Avance promedio de Voladura	Eficiencia de Voladura
14-jul.-24	1,2	1,0	83%	0,4	40%
14-jul.-24	1,2	0,9	75%	0,7	78%
15-jul.-24	1,2	1,0	83%	0,8	80%
15-jul.-24	1,2	0,9	75%	0,8	89%
16-jul.-24	1,2	0,9	75%	0,3	33%
16-jul.-24	1,2	0,8	67%	0,7	88%

4.1.2. Caracterización Geomecánica RMR

El objetivo específico fue evaluar la calidad del macizo rocoso en la veta de explotación y la roca encajonante. El análisis del macizo rocoso fue imprescindible para el diseño de la perforación ya que de ello dependió la cantidad de taladros a implementar en el diseño de la malla de perforación. La Tabla 30 muestra la clasificación geomecánica de Bieniawski y GSI realizado a la roca caja piso, roca caja techo y veta colorada.

Tabla 30. Valoración geomecánica RMR y GSI.

Tipo	RMR ₈₉	GSI
Caja piso	51	46
Caja techo	51	46
Veta Colorada	48	43

4.1.3. Avances Lineales Optimizados

El objetivo específico fue diseñar la nueva malla de perforación. Los avances efectivos de voladura involucró la realización de un buen estudio del macizo rocoso en la galería principal, diseño de malla de perforación, cantidad de taladros a distribuir, tipo de arranque, paralelismo de los taladros y carguío de explosivo. La Tabla 31 muestra los avances lineales en cinco días evaluados, observando una mejoría considerable tanto en perforación como en voladura. Los parámetros de perforación fueron los mismos, máquina Jackleg YT29, longitud de barreno de 4 pies, broca de perforación de 32 mm, explosivo Emulnor 5000, Fulminante N° 8 y mecha de seguridad.

Tabla 31. Resultados en perforación y voladura con malla optimizada.

Fecha de Evaluación	Longitud de Barreno	Perforación Efectiva	Eficiencia de Perforación	Avance promedio de Voladura	Eficiencia de Voladura
1-agosto-24	1,2	1,10	92%	1	91%
2-agosto-24	1,2	1,05	88%	1	95%
3-agosto-24	1,2	1,00	83%	0,95	95%
4-agosto-24	1,2	1,10	92%	1.02	93%
5-agosto-24	1,2	1,15	96%	1.05	91%

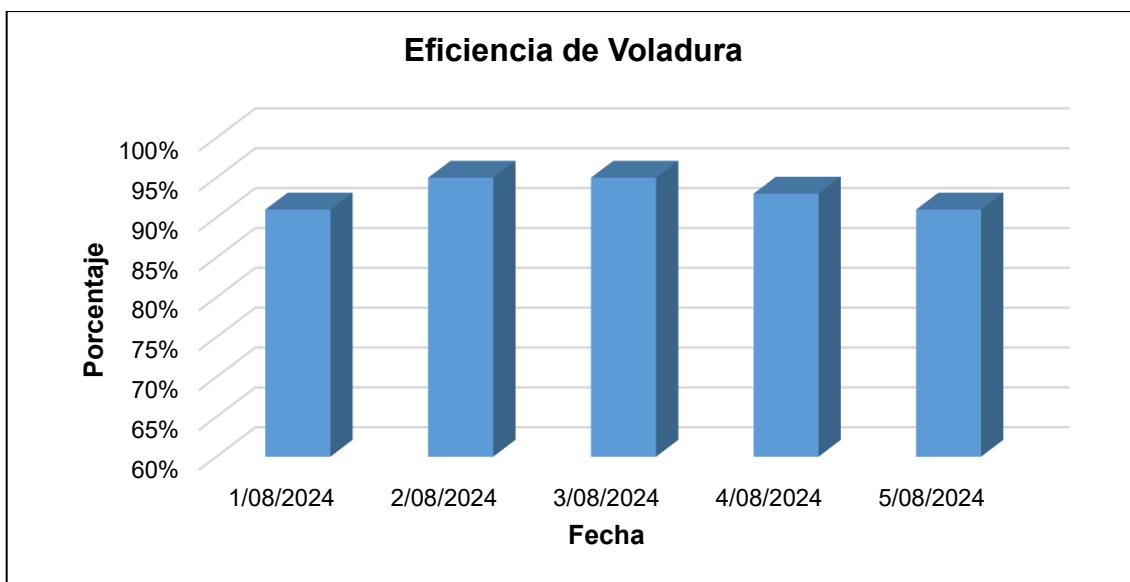


Gráfico 1. Eficiencia de voladura en las cinco pruebas realizadas.

La Tabla 32 presenta las condiciones requeridas en la perforación y voladura para un avance efectivo en el desarrollo de explotación de la veta Colorada.

Tabla 32. Eficiencia de perforación y disparo de voladura.

	Condición	Valoración	Indicador
Eficiencia de P&V	Excelente	> 95%	
	Buena	91% - 95%	
	Aceptable	85% - 90%	
	Mala	< 85%	

4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. Errores iniciales de perforación

Contrastando los resultados con Mejía (2019) se llegó a los mismos errores: Perforación de taladros sin un diseño de malla permitió una mala distribución de los taladros en el frente de trabajo, no existencia de paralelismo en los taladros generó la interceptación de los mismos.

Barrientos (2020) también llegó a los mismos errores: Control inexistente de los avances en voladura y medición de la profundidad de los taladros perforados, encapsulado inadecuado del fulminante y la mecha de seguridad con la máquina encapsuladora y falta de capacitación a los maestros perforistas y personal del área de trabajo.

La Foto 4 presenta dos imágenes en las cuales en la primera (a) hay voladura ineficiente ya que los taladros en los hastiales no han sido perforados, por ende, se generó una sección irregular. En la segunda imagen (b) se presentó un disparo fallido debido a la inadecuada distribución de los taladros en el frente de trabajo, y al no contar con un arranque definido produce que los taladros soplen por carencia de cara libre.

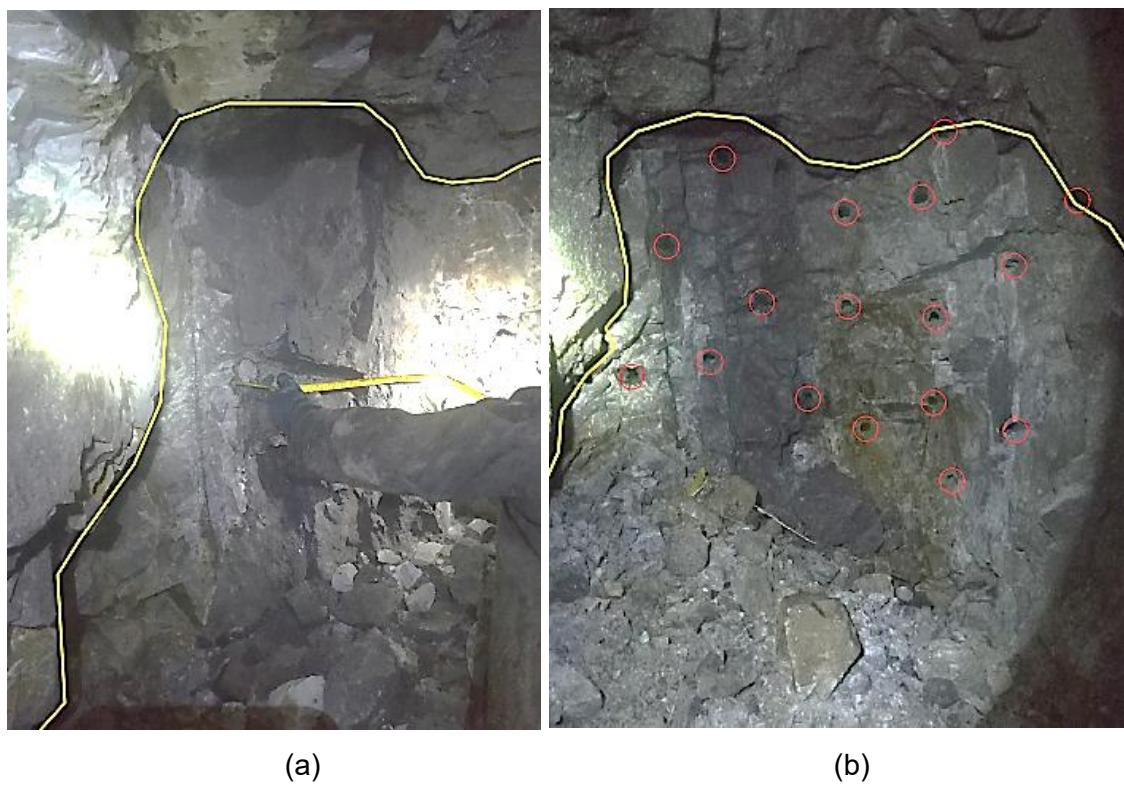


Foto 4. (a) Voladura ineficiente y (b) Disparos fallados.

Una voladura ineficiente tiene las características de no crear una forma definida de bóveda en los disparos realizados, en la Foto 4 se visualiza los hastiales y techo de la labor que no son uniformes, también el avance en la voladura no es el adecuado porque quedan longitudes de taladros perforados y mechas de seguridad sin disparar como en la Foto 5.

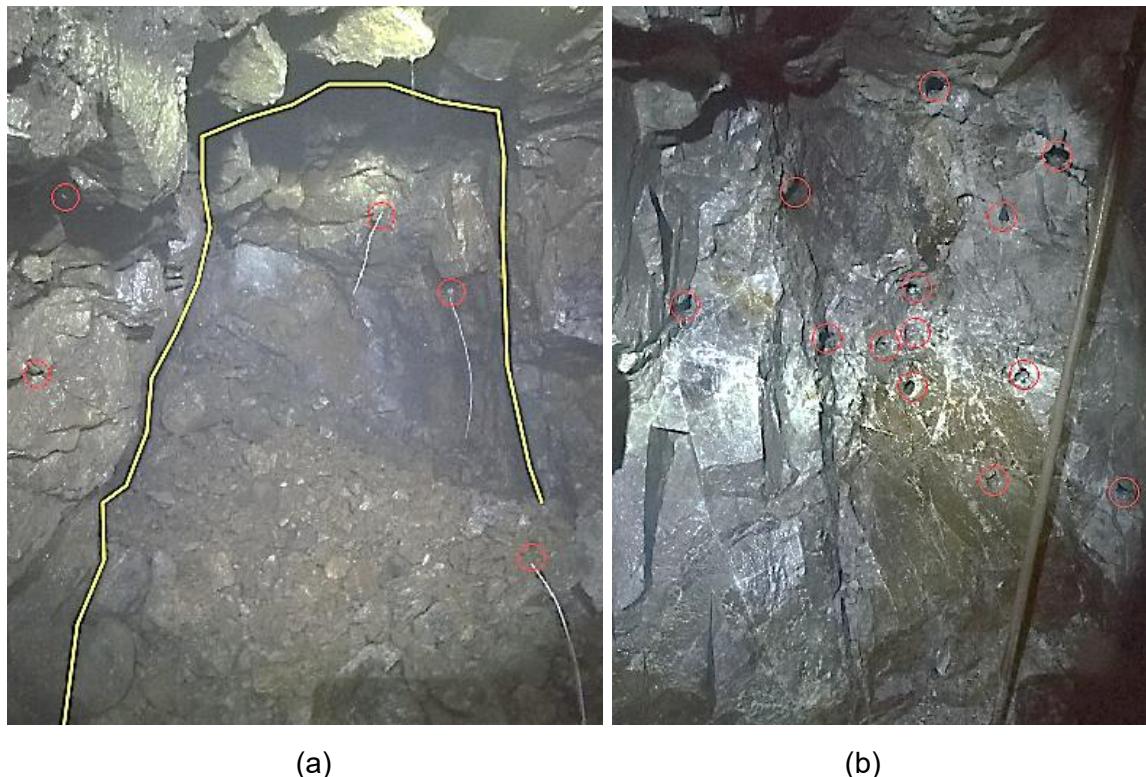


Foto 5. (a) Disparos fallados y (b) Perforación de taladros sin diseño.

La Foto 5 presenta dos imágenes de las cuales en la primera (a) hay tres taladros quemados con mecha de seguridad visible, indicando que la causa probable de no haberse disparado es la inadecuada encapsulación del fulminante y la mecha, también hay dos taladros soplados en el hastial izquierdo y la causa es la falta de cara libre con un orden no definido al momento del chispeo. La segunda imagen (b) fue una supervisión del proceso de perforación, se procedió a lavar el frente de la galería y se observó que no hubo un orden estructurado de los taladros de perforación; además la distancia entre los mismos taladros es irregular y no guarda relación estricta con una malla predefinida.

4.2.2. Mitigación de errores en perforación y voladura

Las mejoras en perforación y voladura se han efectuado de la siguiente manera, coincidiendo con lo propuesto por Barrientos (2020):

- Diseño de la malla de perforación y distribución de taladros para la explotación de la veta Colorada.
- Mayor avance y mejor producción de mineral en el frente de explotación.
- Control de paralelismo en la perforación de taladros.
- Eliminación de voladura de desquinche.
- Minimización de disparos fallados.
- Seguridad en los disparos de voladura al no recargar con explosivo para voladura secundaria.

La Foto 6 nos indica voladuras eficientes, en la imagen de la izquierda (a) ha soplado un taladro cuadrador lo que ha dificultado tener un hastial izquierdo uniforme. La imagen de la derecha (b) también indica un correcto disparo con un inconveniente que el taladro central de la corona, techo de la labor, no ha sido perforado por ende se generó una sección cuadrada en la voladura de la galería. En ambas imágenes el material disparado es uniforme y con un avance lineal de acuerdo al diseño de malla de perforación que es 1.1 m.

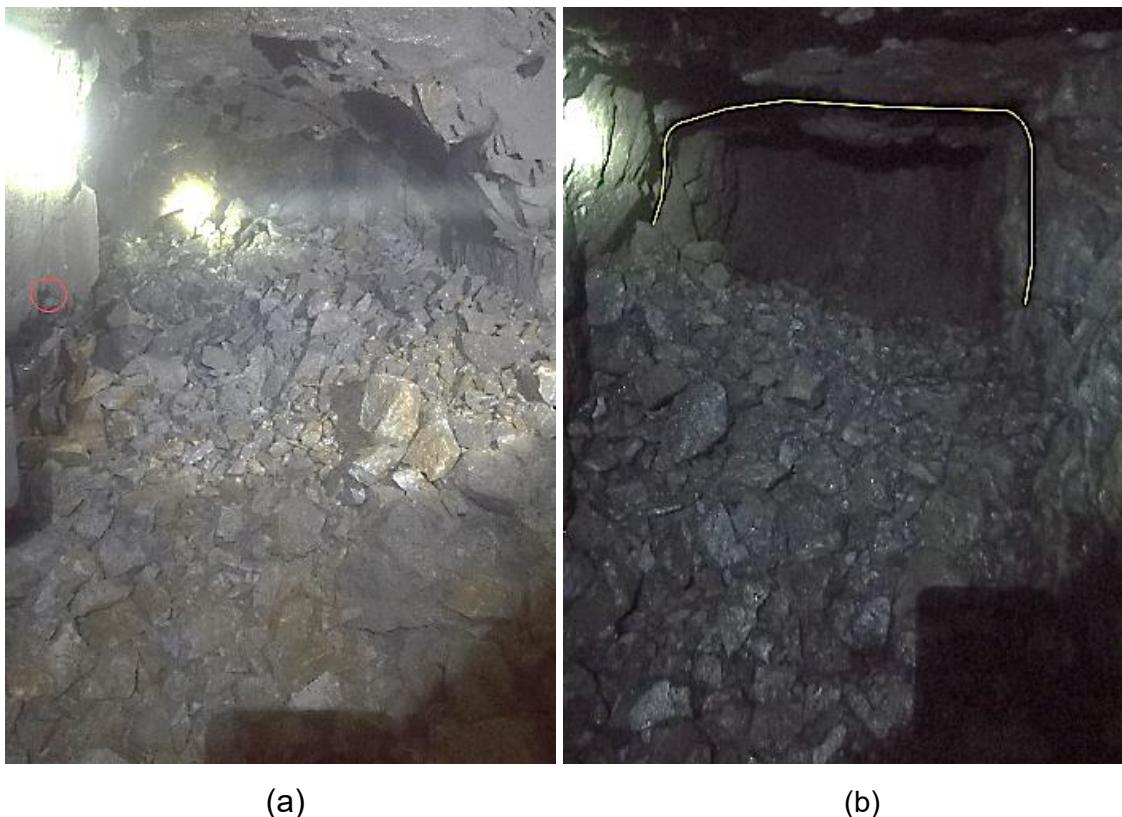


Foto 6. (a) Disparo eficiente y (b) Sección cuadrada post voladura.

La Foto 7 muestra dos imágenes, en la imagen de la izquierda (a) se logra apreciar que hubo un taladro soplado en la parte central de la corona produciendo ligero desbroce sobre la roca y se debió a desviación angular del taladro perforado. En la imagen de la derecha (b) se aprecia un disparo eficiente con una uniformidad en los hastiales y corona definiendo bien una sección tipo bóveda.

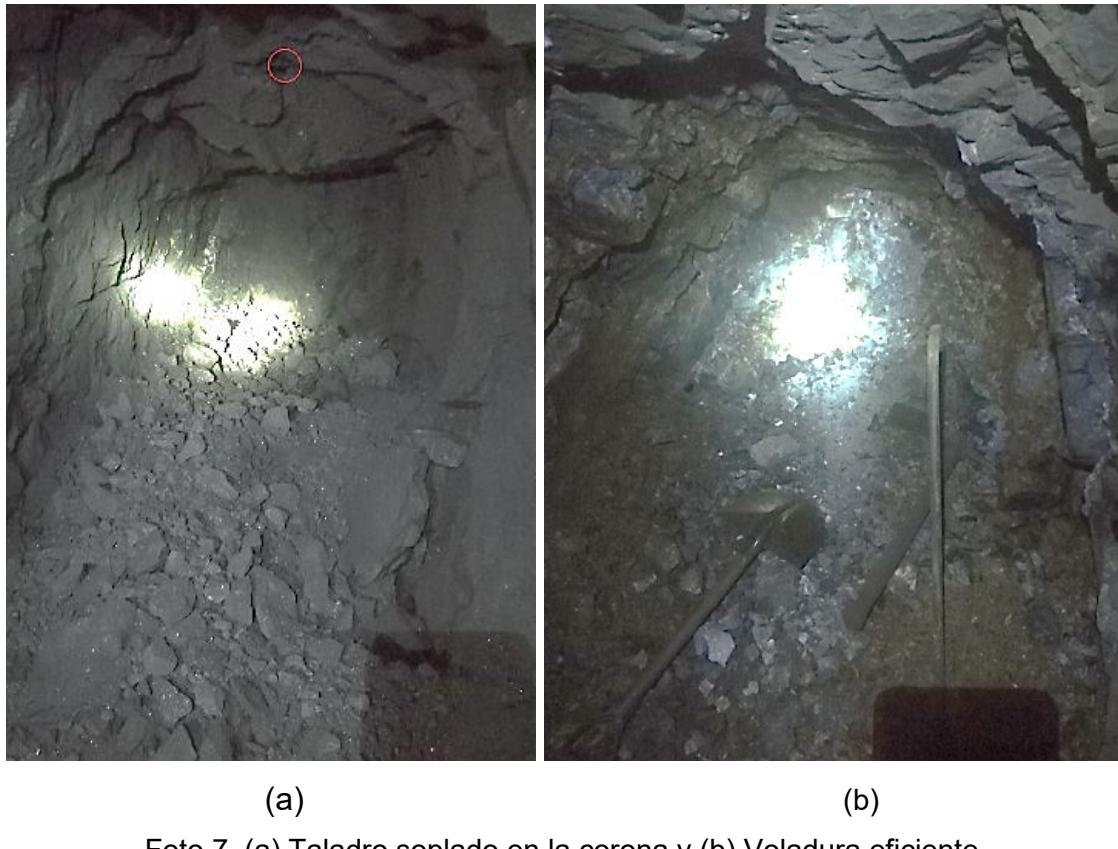


Foto 7. (a) Taladro soplado en la corona y (b) Voladura eficiente.

La Foto 8 evidencia el avance de voladura antes del diseño de malla de perforación con una longitud sin disparar de 0.60 m, indicando un avance promedio de 0.50 m por disparo.



Foto 8. Disparo pre diseño de malla de perforación.

La Figura 17 ilustra el avance de voladura antes del diseño de malla de perforación, se tiene un avance efectivo de 0.50 m, quedando un vacío de 0.60 m sin disparar.

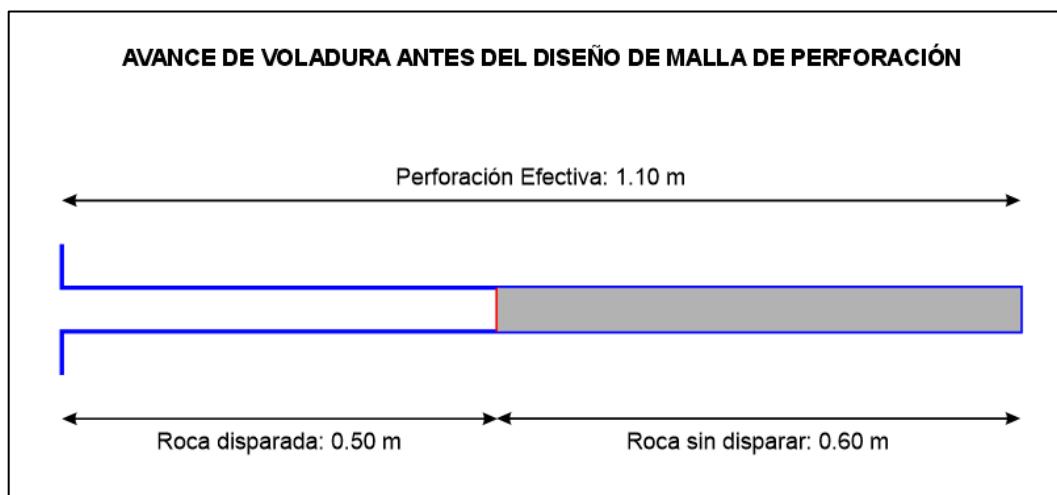


Figura 17. Perforación efectiva y avance de voladura pre-diseño.

La Foto 9 evidencia el avance de voladura después del diseño de malla de perforación con una longitud sin disparar de 0.10 m, permitiendo lograr un avance efectivo promedio de 1.00 m por disparo.



Foto 9. Disparo post diseño de malla de perforación.

La Figura 18 ilustra el avance de voladura después del diseño de malla de perforación, se tiene un avance efectivo de 1.00 m, quedando un vacío de 0.10 m sin disparar.

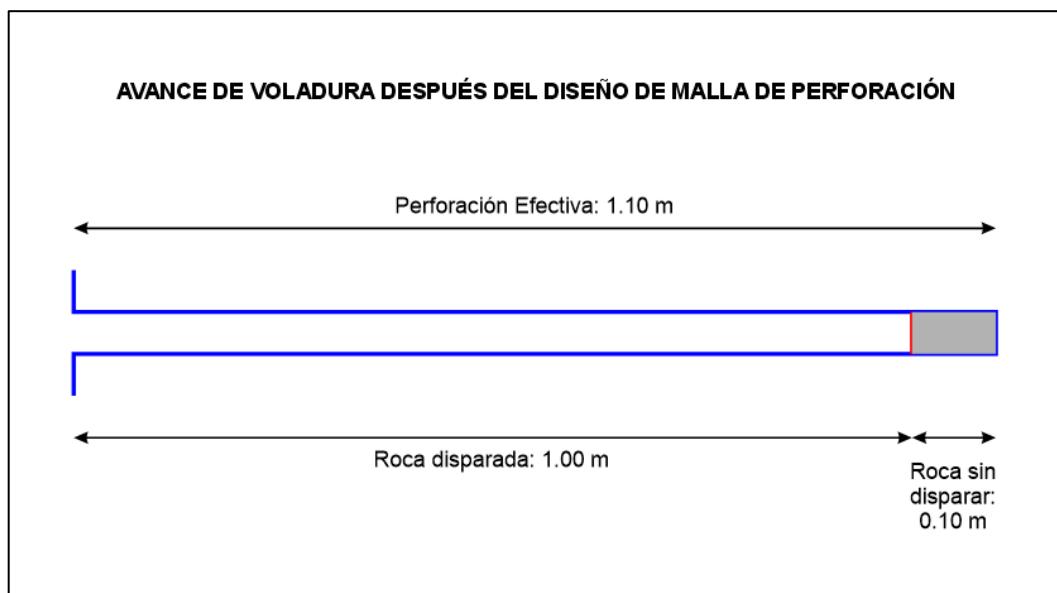


Figura 18. Perforación efectiva y avance de voladura post-diseño.

4.3. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS

Los factores que influyeron en el diseño de la malla de perforación para optimizar el avance lineal en la veta Colorada fueron la litología, burden, espaciamiento, paralelismo entre taladros al perforar y experiencia de los maestros perforistas. Al modificar el tipo de arranque, burden y espaciamiento, el avance lineal mejoró significativamente. Lara (2013) logró una eficiencia del disparo del 88% después de ser diseñada la malla de perforación, con la investigación se llegó a una eficiencia del 95%, como se puede ver en ambas investigaciones se logró eficiencias de disparo similares; es por ello que se comprueba que la hipótesis planteada es afirmativa.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

Se diseñó una malla de perforación específica para la veta Colorada, logrando optimizar el avance lineal en el frente de minado de la Compañía Minera Sinaí. Con la implementación de la malla propuesta, se incrementó el avance promedio de 0.7 m a 1.0 m por disparo, mejorando en un 43% la eficiencia de voladura respecto al diseño empírico anteriormente utilizado.

La evaluación del macizo rocoso mediante el sistema RMR⁸⁹ permitió clasificarlas como de calidad media (Clase III) según la clasificación RMR de Bieniawski, con valores promedio de RMR de 53 para la roca caja piso, 51 para la caja techo y 55 para la veta Colorada.

Se identificaron múltiples anomalías técnicas en los procesos de perforación y voladura previos, como desviaciones en el paralelismo de taladros, espaciamiento irregular, intersección de barrenos, y sobrecarga de explosivos, estos factores fueron determinantes en la baja eficiencia inicial del avance lineal.

El diseño final incluyó 32 taladros, con un arranque de 4 taladros cargados más 1 taladro de alivio, acompañados de una disposición estratégica de taladros cuadradores, corona y arrastre.

5.2. RECOMENDACIONES

Se recomienda implementar el uso de sismógrafos en las operaciones de voladura para registrar la energía sísmica generada y su propagación en el macizo rocoso, esto permitirá evaluar de forma cuantitativa la eficiencia del disparo, verificar la calidad de la fragmentación y prevenir posibles afectaciones a infraestructuras cercanas

Se sugiere a la Compañía Minera Sinaí la adquisición de equipos de alta tecnología para perforación y voladura, tales como martillos hidráulicos de fondo con control automatizado, sistemas de navegación asistida por GPS subterráneo, y equipos de carguío de explosivos mecanizados

Se recomienda realizar investigaciones para medir el impacto del tipo de explosivo y su velocidad de detonación en función de la impedancia característica del macizo rocoso, para ajustar con mayor precisión la energía de ruptura al tipo de roca, maximizando el aprovechamiento energético de cada disparo y mejorando la fragmentación resultante.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Barrientos, R. y Durand, G. 2020. Diseño de la malla de perforación para optimizar la fragmentación en el tajo 6662 nivel 3780 veta Lilia en la Mina Socorro- Unidad Minera Uchucchacua-Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Tesis de Pregrado. Universidad Continental, Huancayo, Perú. 101 p.
- Caguana, A. y Tenorio, M. 2013. Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera Las Victorias. Tesina de Pregrado. Universidad de Cuenca, Cuenca, Ecuador. 65 p.
- Correa, A. y Rueda, J. 2022. Estudio de la abrasividad de las rocas y su incidencia en la perforación y consumo de brocas y cortadores. Caso Colombiano. BISTUA Rev. FCB, Volumen 20 (1), 44-52. Pamplona, Colombia.
- Dionisio, R. y Flores, E. 2022. Aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy. Tesis de Pregrado. Universidad Continental, Huancayo, Perú. 85 p.
- Exsa S.A. 2019. Manual Práctico de Voladura. 5 ed. Lima, Perú. 361 p.
- Gavilanes, H; Andrade, B. 2004. Introducción a la Ingeniería de Túneles: Caracterización y análisis geomecánico de macizos rocosos. Quito, Ecuador. 340 p.
- González de Vallejo, L; Ferrer, M; Ortúñoz, L; Oteo, C. 2002. Ingeniería Geológica. Madrid, España. 744 p.
- Guanín, JC. y Uyaguari, WA. 2018. Diseño de mallas de perforación y voladura basado en clasificaciones geomecánicas para optimizar el consumo de sustancia explosiva en las galerías del nivel 2.5 del Proyecto Minero El Inca. Trabajo de Titulación. Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, Ecuador. 125 p.
- Hernández, R; Fernández, C; Baptista, P. 2010. Metodología de la investigación. 5 ed. México, MGH. 656 p.
- Hurlbut, C. 1978. Manual de Mineralogía. 2 ed. Massachusetts, USA. 600 p.
- ISEE. 2008. Manual del Especialista en Voladura. 17 ed. Ohio, USA. 678 p.
- Lara, O. 2013. Diseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la Unidad Carahuacra de la Compañía Minera Volcan S.A.A. Tesis de Pregrado. UNCP, Huancayo, Perú. 109 p.

- Mejía, KP. 2019. Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno. Trabajo de graduación. Universidad del Azuay, Cuenca, Ecuador. 89 p.
- Montalvo, BM. 2022. Diseño de malla de perforación y voladura para el control de dilución en el subnivel de producción “Los Gemelos”, en la explotación minera subterránea de la mina “Pique”, Compañía Oroconcent S.A., Portovelo-Ecuador. Trabajo de Integración Curricular. Escuela Superior Politécnica de Chimborazo, Macas, Ecuador. 181 p.
- Morales, AK. 2020. Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C. Tesis de Pregrado. Universidad Continental, Huancayo, Perú. 131 p.
- Quispe, B. 2023. Diseño de la malla de perforación y voladura precorte para el control de estabilidad del macizo rocoso CMH, 2023. Tesis de Pregrado. Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho, Perú. 107 p.
- Quispe et al. 2023. Diseño de la malla de perforación y voladura, para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería principal, Mina APMINAC Pulpera. Tesis de Pregrado. Universidad Continental, Huancayo, Perú. 112 p.
- Ramírez, WS. y Sandoval, JR. 2020. Evaluación técnica de perforación y voladura para reducir costos operativos de una mina subterránea en Cajamarca – 2020. Tesis de Pregrado. Universidad Privada del Norte, Cajamarca, Perú, 95 p.
- Ricra, ED. y Velásquez, DM. 2023. Diseño de malla de perforación para reducir costos operativos en la labor Lady de la Concesión Minera San Luis, San Pablo, Cajamarca. Tesis de Pregrado. Universidad César Vallejo, Chiclayo, Perú. 108 p.
- Rodríguez, JR. 2019. Diseño de mallas de perforación para optimizar el avance del crucero 121 norte y sur del nivel 1600 en mina Cerro Lindo, distrito Chavín, provincia de Chincha-Ica-Año 2018. Tesis de Pregrado. Universidad Nacional de Moquegua, Moquegua, Perú. 89 p.
- Trinidad, M. 2022. Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura, Unidad Minera Julcani. Tesis de Suficiencia Profesional de Pregrado. Universidad Continental, Huancayo, Perú. 97 p.

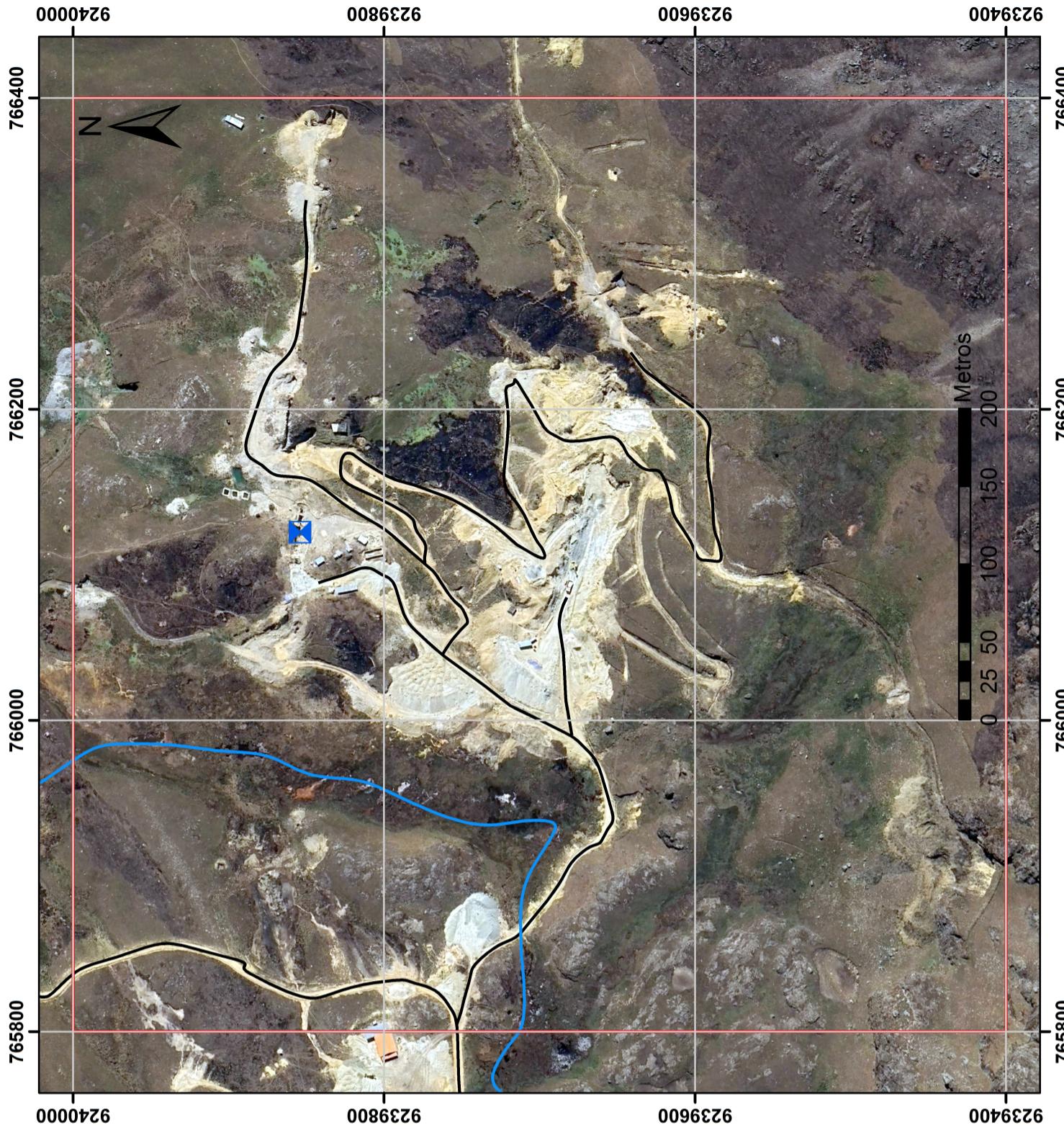
- Valdivia, E. 2021. Estudio geomecánico para realizar el diseño de malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca. Tesis de Pregrado. Universidad Privada del Norte, Cajamarca, Perú, 75 p.
- Villar, R. 2021. Optimización de la velocidad de perforación utilizando los martillos y brocas rock 66 de Neuman en Minera Los Andes Perú Gold S.A.C – Tajo Diana. Tesis de Pregrado. Universidad Nacional de Cajamarca, Cajamarca, Perú. 140 p.

ANEXOS

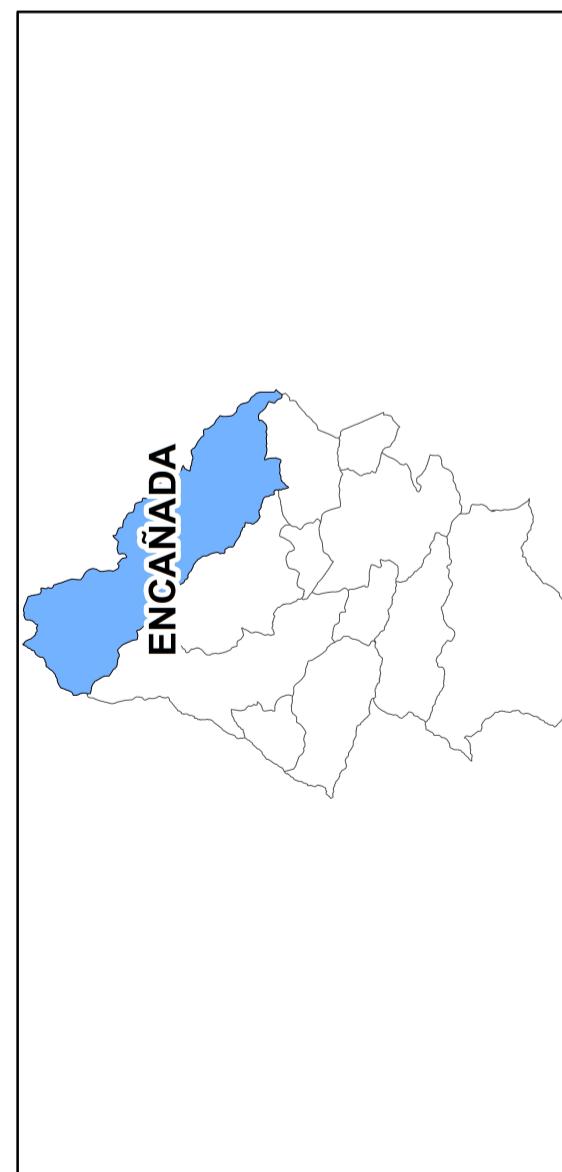
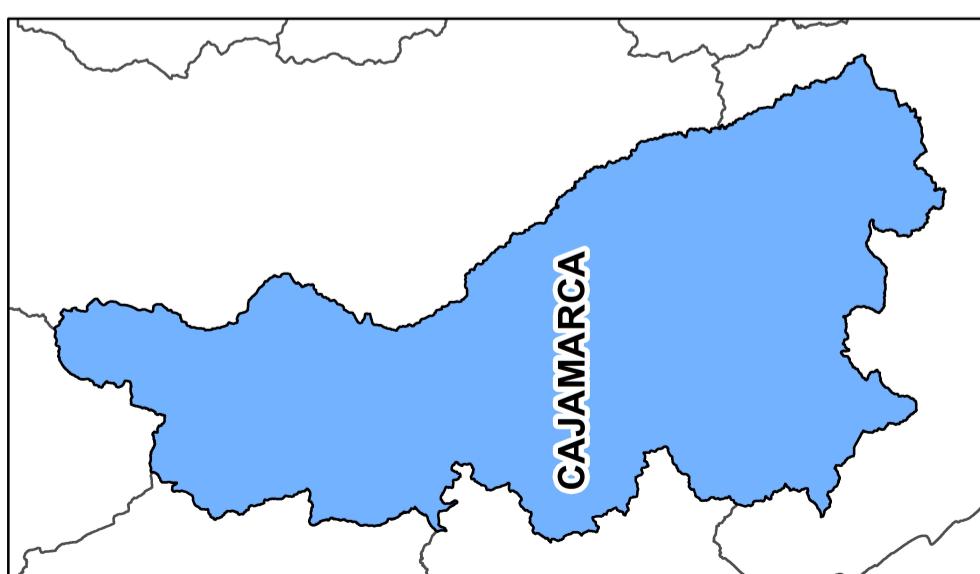
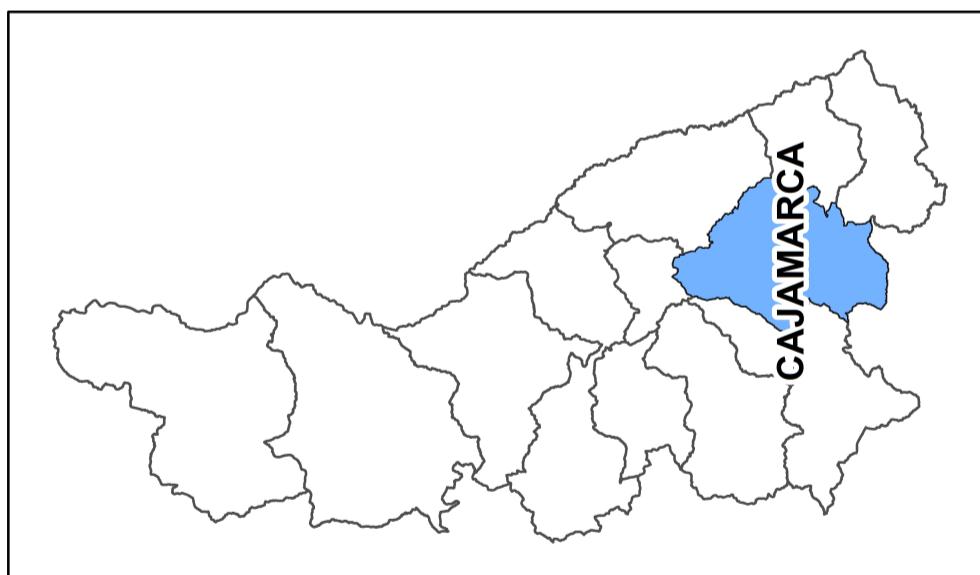
Anexo 01. Plano de Ubicación de la Investigación

Anexo 02. Plano Geológico.

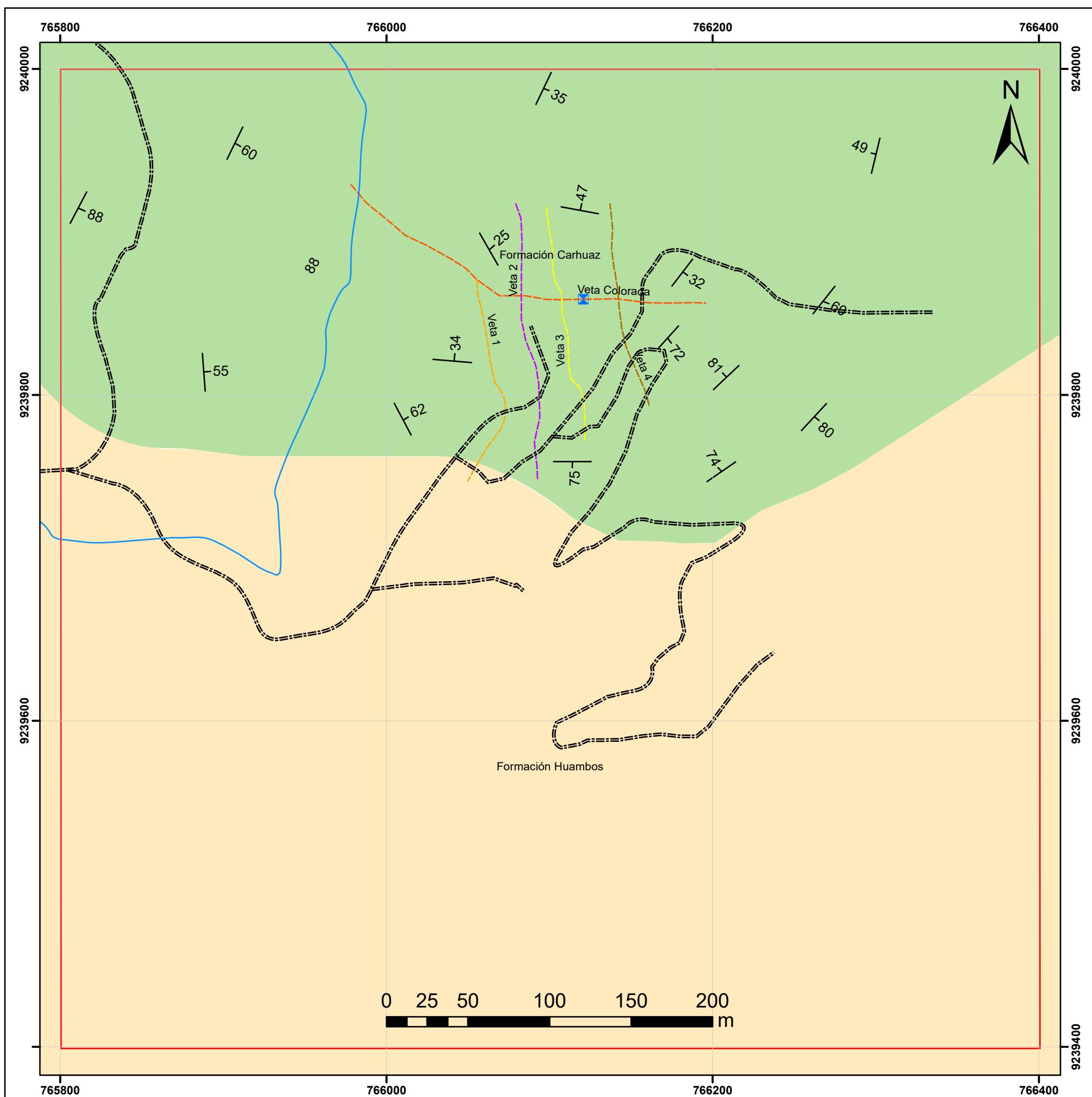
Anexo 03. Plano de Instalaciones.



	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
	FACULTAD DE INGENIERÍA
	ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
TESIS:	DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE LINEAL DE LA VETA COLORADA DE COMPAÑÍA MINERA SINÁ, LA ENCAÑADA - CAJAMARCA
	PLANO DE UBICACIÓN
TESISTA:	TESISTA: BACH. VARGAS ASENCIO EROS ABRAHAM
	ESCALA: 1/3500
ASESOR:	ASESOR: M.CS.ING. ARAPA VILCA VICTOR AUSBERTO
	FECHA: ENERO DEL 2025
	PLANO
	01



SIMBOLOGÍA	
	Area de Investigación
	Pique Principal Compañía Minera Siná
	Quebrada
	Trocha Carrozzable



SIMBOLOGÍA	
	Área de Investigación
	Buzamiento
	Pique Principal Cía. Sinaí
	Río
	Trocha
	Veta 1
	Veta 2
	Veta 3
	Veta 4
	Veta Colorada

GEOLOGÍA	
	Formación Carhuaz
	Formación Huambos

	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	
TESIS:	DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE LINEAL DE LA VETA COLORADA DE COMPAÑÍA MINERA SINAÍ, LA ENCAÑADA - CAJAMARCA	
PLANO GEOLÓGICO		
TESISTA:	BACH. VARGAS ASENCIO EROS ABRAHAM	FECHA: JUNIO 2025
		ESCALA: 1:2500
ASESOR:	M.CS. ARAPA VILCA VICTOR AUSBERTO	PROYECCIÓN: UTM - WGS84 - 17 SUR
		02

SÍMBOLOGÍA	
Pique Principal Cía. Sinaí	Cancha de Mineral
RR.SS	Desmontera
SS.HH	Polvorín
Quebrada	Trocha
Veta 1	Veta 2
Veta 3	Veta 4
Veta Colorada	Curvas Mayores
Curvas Menores	Comedor
Comedor	Campamento
Campamento	Casa Fuerza



 UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS	DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE LINEAL DE LA VETA COLORADA DE COMPAÑIA MINERA SINAÍ, LA ENCAÑADA - CAJAMARCA	
	TESIS: DE LA VETA COLORADA DE COMPAÑIA MINERA SINAÍ, LA ENCAÑADA - CAJAMARCA	
TEÓRISTAS:	BACH. VARGAS ASENCIO EROS ABRAHAM	FECHA: JUNIO 2025
ASESOR:	M.CS. ARAPA VILCA VICTOR AUSBERTO	PLANO: ESCALA: 1:1500 PROYECCIÓN: UTM - WGS84 - 17 SUR

