

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

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

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“Diseño de la malla de perforación y voladura precorte para el
control de estabilidad del macizo rocoso Cmh, 2023”**

PRESENTADO POR:

Bach. Brayam QUISPE QUICHUA

ASESOR:

Msc. Ing. Roberto juan GUTIERREZ PALOMINO

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO - PERÚ

2023

RESUMEN

La tesis titulada “DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PRECORTE PARA EL CONTROL DE ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO CMH, 2023”, tiene por objetivo Determinar en qué medida el diseño de la malla de perforación y voladura precorte permite el control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023., para el desarrollo de la investigación se utilizó la metodología aplicada y se enfoca en la resolución de problemas prácticos y la generación de conocimiento, posee un enfoque de investigación cuantitativo debido fundamentalmente a que es posible probar las hipótesis de investigación con la data recopilada en los sujetos de estudio y que posteriormente podrán ser generalizados en la población. Los resultados han demostrado que, la configuración precisa de la malla de perforación en la voladura controlada de precorte desempeña un papel fundamental en la mitigación de la inestabilidad del macizo rocoso en TJ1995 Consorcio Minero Horizonte S.A. Esta técnica de perforación de una serie de taladros de precorte con parámetros específicos calculados, como el espaciamiento y la carga explosiva. El diseño de la malla de perforación 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 que permitió generar el plano de fractura controlado.

Palabras clave: geomecánica, pernos de sostenimiento, características de la roca.

INTRODUCCIÓN

El diseño de la malla de perforación y voladura precorte es una fase crucial en la planificación minera, especialmente cuando se busca garantizar la estabilidad del macizo rocoso en áreas de alta complejidad geotécnica. En el contexto de la mina CMH (Control de Estabilidad del Macizo Rocosos) en el año 2023, se ha enfocado en implementar estrategias de voladura precisas y controladas para minimizar los riesgos asociados a la excavación y extracción de mineral.

El objetivo primordial de esta investigación es desarrollar un diseño de malla de perforación y voladura que permita un adecuado control de la estabilidad del macizo rocoso, minimizando los posibles riesgos y optimizando la eficiencia operativa. Se presta especial atención a las áreas con alta complejidad geotécnica, donde la presencia de discontinuidades, rocas fracturadas y cambios en el esfuerzo del terreno son factores determinantes en la selección de los parámetros de voladura.

En esta búsqueda por alcanzar un proceso de perforación y voladura seguro y efectivo, se considerarán aspectos geomecánicos, hidrológicos y sísmicos, que influirán directamente en la definición de la malla de perforación y en la distribución de la energía del explosivo. Asimismo, se evaluarán diferentes criterios y métodos de análisis para asegurar que el diseño de la malla sea acorde a las condiciones geotécnicas y de estabilidad presentes en la mina CMH.

La investigación abarcará un enfoque multidisciplinario, que combina datos in situ y resultados de laboratorio para caracterizar adecuadamente el macizo rocoso y sus propiedades geotécnicas. A través de la utilización de software especializado, como Slide v.9, se realizarán análisis estáticos y pseudoestáticos para determinar la factibilidad del diseño de malla de perforación y voladura propuesta.

El presente trabajo tiene como objetivo contribuir a la optimización y seguridad en las operaciones mineras, brindando una solución integral que garantiza la estabilidad del macizo rocoso en la mina CMH. Se espera que los resultados y recomendaciones obtenidas a partir de esta investigación sean una herramienta valiosa para la toma de decisiones estratégicas y la implementación de prácticas eficientes y seguras en la perforación y voladura precorte.

DEDICATORIA

A Dios por darme sabiduría y salud en todo momento, a mi esposa Yesenia por apoyarme e impulsarme a seguir luchando por mis metas, a mi hija Khaleesi por ser mi motor y motivo a mis padres Hermógenes y Elsa a mis hermanos Mariela, Zeyda, William y Jhojam por inculcarme valores, que han sabido aconsejarme.

Índice general

PORTADA.....	i
ASESOR.....	ii
RESUMEN.....	iii
INTRODUCCIÓN.....	iv
DEDICATORIA.....	vi
Índice general.....	vii
Índice figuras.....	xi
Índice de cuadros o tablas.....	xii
Glosario.....	13
Capítulo I.....	14
Planteamiento del problema.....	14
1.1. Descripción del problema.....	14
1.1.1. Realidad problemática.....	14
1.2. Delimitación del problema.....	15
1.2.1. Espacial (geográfica).	15
1.2.2. Temporal.....	15
1.3. Formulación del problema.....	16
1.3.1. Formulación del problema general.....	16
1.3.2. Formulación del problema específico.....	16
1.4. Justificación e importancia.....	17
Justificación teórica.....	17
Justificación práctica.....	17
Justificación metodológica.....	18
Importancia.....	18
1.5. Limitaciones de la investigación.....	19
1.6. Objetivo.....	19
1.6.1. Objetivos generales.....	19
1.6.2. Objetivos específicos.....	19
Capítulo II.....	20
Marco teórico.....	20
2.1. Antecedentes del problema.....	20

2.2.	Bases teóricas	23
2.2.1.	Mecánica de rocas	23
2.2.2.	Mapeo geomecánico.	23
2.2.3.	Propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso.	24
2.2.3.1.	Propiedades de roca intacta	24
2.2.4.	Clasificación del macizo rocoso	25
2.2.4.1.	RMR de Bieniawski 1989	26
2.2.4.2.	Sistema Q Barton.....	29
2.2.4.3.	Parámetros geotécnicos del índice Q.....	30
2.2.4.4.	Índice Gsi (Índice De Resistencia Geológica).....	32
2.2.4.5.	Índice Gsi Modificado	32
2.2.5.	Perforación y voladura.....	35
2.2.6.	Diseño de mallas de perforación en minería subterránea.....	35
2.2.7.	La perforación de rocas.....	36
2.2.8.	Métodos de perforación	37
2.2.9.	Acciones básicas en la perforación	40
2.2.10.	Condiciones de perforación.....	41
2.2.11.	Errores y defectos en la perforación.	41
2.2.12.	Condiciones básicas para voladuras en frentes:.....	45
2.3.	Marco conceptual	46
Capitulo III.....		47
Metodología		47
3.1.	Tipo de investigación.....	48
3.2.	Enfoque de investigación.....	49
3.3.	Nivel de investigación	49
3.4.	Diseño de la investigación	50
3.5.	Población y muestra.....	51
3.6.	Hipótesis	52
3.6.1.	Hipótesis general	52
3.6.2.	Hipótesis específica	52
3.7.	Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional	53
3.8.	Técnicas e instrumentos.....	54
3.9.	Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.....	54

3.10.	Desarrollo de la investigación	55
3.10.1.	Caracterización del macizo rocoso	55
3.10.2.	Evaluación geomecánica del NV 1915.	55
3.10.3.	Evaluación de convergencia esfuerzos y deformación	59
3.10.4.	Factores que controlan la estabilidad de las excavaciones.....	60
3.10.5.	Factores para el estallido de rocas y derrumbes	60
3.10.6.	Medición de esfuerzos tectónicos en CMH.....	61
3.10.7.	Evaluación de la malla de perforación actual.....	62
3.10.8.	Análisis del TJ1995 para aplicar voladura controlada precorte.....	64
3.10.9.	Análisis del macizo rocoso en Tj1995.	64
3.10.9.1.	Características y parámetros para la perforación y voladura en TJ 1995 NV 1915.....	65
3.10.9.2.	Análisis de la voladura para una fragmentación óptima	66
3.10.10.	Voladura controlada precorte	66
3.10.10.1.	Factores considerados en el diseño de malla de perforación precorte.....	68
3.10.10.2.	Factores geoestructurales que afectan la voladura precorte.....	69
3.10.10.3.	Análisis y evaluación de las condiciones del tajo para su aplicación.....	71
Capítulo IV	73
Resultados y Discusión	73
4.1.	Generalidades de la Mina.....	73
4.2.	Características del macizo rocoso de la unidad de acumulación Parcoy del NV 1915 del TJ1995.....	82
4.3.	Evaluación de la perforación y voladura precorte en TJ1995.	85
4.3.1.	Evaluación de la dilución	85
4.3.2.	Evaluación de la estabilidad de la excavación del TJ1995	87
4.3.3.	Evaluación de carga operante y ppv-para campo lejano	89
4.3.4.	Evaluación de la perforación y voladura precorte en (8mx5m).....	90
4.3.5.	Evaluación de la perforación y voladura precorte en (12mx7m).....	92
4.4.	Evaluación de la aplicación de jk simblast para el diseño de la perforación y voladura para el TJ1995.....	94
4.4.1.	Evaluación económica de la perforación y voladura controlada precorte en TJ 1995.....	95
CONCLUSIONES	98
RECOMENDACIONES	100
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	101
ANEXOS	102

Anexo 1: Matriz de consistencia 102

Anexo 2: valoración y clasificación geo mecánica de RMR de bieniewski 103

Índice figuras

Figura 1: Índice de calidad tunelera Q	32
Figura 2: GSI modificado CMH	34
Figura 3: Acciones básicas en la perforación roto percusiva	40
Figura 4: Hueco o taladro de alivio muy pequeño.	42
Figura 5: Desviación en el paralelismo.	43
Figura 6: Espaciamiento irregular entre taladros	43
Figura 7: Irregular longitud entre taladros.....	44
Figura 8: Intersección de taladros	44
Figura 9: Sobrecarga (excesiva densidad de carga)	44
Figura 10: Plano de malla de perforación sección 12mx4.5m.....	63
Figura 11: Recomendación y análisis geomecánico del TJ1995.	65
Figura 12: Mapa geológico de unidad de acumulación Parcoy	76
Figura 13: Dilución ejecutada vs permitido	86
Figura 14: Evidencias de labor estable TJ1995, de acuerdo al diseño en sección de 12x7m.....	87
Figura 15: Evidencias de labor estable TJ1995, de acuerdo al diseño en sección de 8x5 hasta los 10x6m.....	88
Figura 16: Vista en perfil y vista en planta del TJ1995.....	88
Figura 17: Carga Operante para sección de 8x5m.....	89
Figura 18: Carga operante para sección de 12x7m.....	89
Figura 19: Evaluación del PPV para campo lejano según Devine para valores de $K=314.18$ y $\text{Alpha}=1.5176$	90
Figura 20: Proceso de perforación precorte en sección de 8mx5m.	91
Figura 21: Proceso de sostenimiento del TJ1995	91
Figura 22: Proceso de carguío del TJ1995.	92
Figura 23: Resultados de voladura evidencias de las cañas del precorte TJ1995.....	92
Figura 24: Frente perforado precorte, labor con sección de 12mx7m	93
Figura 25: Resultado de voladura en sección de 12mx7m.	93
Figura 26: Evidencia de las cañas de los taladros de precorte. Y el éxito de la voladura sin generar daño al contorno.....	94

Índice de cuadros o tablas

Tabla 1: Interpretación de los valores de RMR	26
Tabla 2: Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989).....	26
Tabla 3: Interpretación de valores del índice Q (Barton 1974)	30
Tabla 4: Valores Recomendados para ESR (Grimstad & Barton, 1993)	31
Tabla 5: Correlación de GSI con Q y RMR.....	33
Tabla 6: Magnitud de los esfuerzos principales.....	62
Tabla 7: Magnitudes de la matriz tensora.....	62
Tabla 8: Clasificación geomecánica del macizo roco de acuerdo a BIENIAWSKI, 1989	64
Tabla 9: Parámetros de perforación aplicados en TJ1995	65
Tabla 10: Parámetros del Equipo de perforación.....	66
Tabla 11: Tipología de daños en voladura precorte	70
Tabla 12: Perfil óptimo de precorte.....	70
Tabla 13: Acceso a la unidad de acumulación Parcoy - Consorcio minero horizonte.....	73
Tabla 14: Datos de laboratorio de CMH del TJ1995.	83
Tabla 15: Datos de laboratorio de propiedades mecánicas de roca intacta	83
Tabla 16: Medición de dilución en TJ1995	85
Tabla 17: Comparativo de precios unitarios.	95
Tabla 18: PU vigente para explotación de Tajos, Fuente: costos y productividad CMH	96
Tabla 19: PU ejecutado en la explotación del TJ1995, Fuente: costos y productividad CMH	97

Glosario

Malla de Perforación: Patrón o disposición de los taladros en la superficie de roca que se perfora antes de la voladura para facilitar la fragmentación controlada del macizo rocoso.

Voladura Precorte: Técnica de voladura que implica realizar perforaciones y explosiones previas a la excavación principal, con el objetivo de mejorar la estabilidad del macizo rocoso.

Control de Estabilidad del Macizo Rocos: Proceso y metodologías aplicadas para mantener la integridad y seguridad del macizo rocoso durante las operaciones mineras.

Discontinuidades: Planos o superficies de separación en el macizo rocoso que influyen en su comportamiento geomecánico.

Espaciamiento: Distancia entre los taladros de perforación en la malla de voladura, que afecta la fragmentación y distribución de la energía explosiva.

Burden: Distancia desde la cara de la roca hasta el punto más cercano de la primera hilera de taladros de perforación.

Sismicidad: Estudio de los fenómenos sísmicos y su efecto en el macizo rocoso, considerando la probabilidad de ocurrencias de terremotos.

Análisis Estático: Evaluación de la estabilidad del macizo rocoso considerando las condiciones de esfuerzos actuales, sin considerar los efectos sísmicos.

Análisis Pseudoestático: Evaluación de la estabilidad del macizo rocoso durante eventos sísmicos, considerando la aceleración horizontal y el coeficiente sísmico.

Macizo Rocos: Formación geológica compuesta por rocas consolidadas que conforman la estructura geológica del terreno.

Capítulo I

Planteamiento del problema

1.1. Descripción del problema

1.1.1. Realidad problemática

La voladura controlada precorte es una estrategia altamente efectiva utilizada tanto en minería subterránea como en minería superficial para maximizar la eficiencia y minimizar los riesgos de daño en el entorno rocoso rodeado. Esta técnica se basa en realizar una serie de perforaciones continuas a una distancia específica. Estos taladros son cargados con explosivos de baja potencia y se detonan previamente a la voladura principal. La detonación de los taladros de precorte crea una fractura controlada en la roca, lo cual permite concentrar la energía de la voladura principal en la zona deseada y minimizar la disipación de energía hacia la roca limitada. Como resultado, se reduce los daños en las paredes y techos de la mina y se logra una distribución más uniforme de la energía liberada.

Un aspecto importante de la voladura controlada precorte es que esta técnica contribuye a incrementar la seguridad en la minería subterránea, al disminuir la probabilidad de desprendimientos de rocas y limitar la exposición de los trabajadores a los gases tóxicos generados durante las voladuras. Por estas razones, la técnica de precorte se emplea en minas subterráneas que requiere un mayor nivel de precisión y control en sus voladuras, garantizando así una operación más segura y eficiente en el proceso minero.

En la unidad minera Parcoy, en el nivel 1915, se está llevando a cabo la explotación de una veta aurífera denominada Lourdes Split mediante el método de minado de corte y relleno ascendente mecanizado (CRA). Esta veta tiene una ley diluida programada promedio de 24.98g/TM y un zumbido que varía entre 60° y 75°. La potencia de la veta aumenta hasta alcanzar los 15 metros y está emplazada en una roca de mala calidad RMR (Bieniawski, 1989) entre 28 y 30, con una resistencia a la compresión de la roca intacta que oscila entre 35 y 45MPa.

Con el objetivo de garantizar la estabilidad en la explotación del TJ 1995, se llevará a cabo un análisis exhaustivo utilizando métodos empíricos modelos y matemáticos para determinar el diseño adecuado de la malla de perforación y la voladura controlada precorte. Esta aplicación adecuada de la técnica nos permitirá reducir significativamente el daño al macizo rocoso en el contorno de la excavación, evitando realces y colapsos en el área del TJ 1995.

1.2. Delimitación del problema

1.2.1. Espacial (geográfica).

El desarrollo de esta investigación se llevará a cabo en la mina Parcoy, que pertenece a Consorcio Minero Horizonte, en la provincia de la Libertad.

1.2.2. Temporal.

El trabajo de investigación propuesto se enfocará en la temática de investigación geomecánica subterránea, específicamente en la unidad minera Parcoy, durante el periodo 2023. El objetivo principal será mejorar el control de estabilidad del macizo rocoso mediante el diseño de la malla de perforación y voladura.

Para lograr este objetivo, se considerarán datos y análisis geomecánicos relevantes obtenidos durante el período 2023. Estos datos obtendrán información sobre la calidad de la roca,

las propiedades geomecánicas, la resistencia a la compresión de la roca intacta, la ubicación y características de las vetas auríferas, el buzamiento de las vetas y la potencia de las mismas. También se analizarán las condiciones de las discontinuidades y las características hidrológicas del macizo rocoso.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Formulación del problema general

¿En qué medida el diseño de la malla de perforación y voladura precorte permite el control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023?

1.3.2. Formulación del problema específico

- ❖ ¿Cómo influye la calidad del macizo rocoso en la perforación y voladura en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023?
- ❖ ¿En qué medida el diseño de la malla de perforación de acuerdo con la voladura controlada de precorte ayuda a minimizar la inestabilidad del macizo rocoso en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023?
- ❖ ¿Como la propuesta de voladura controlada de pre corte repercute en la disminución de la sobre rotura y dilución de mineral (inestabilidad del macizo rocoso) en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad, 2023?

1.4. Justificación e importancia

Justificación teórica

El diseño de la malla de perforación y voladura precorte para el control de estabilidad del macizo rocoso es un tema de relevancia teórica debido a la importancia que tiene en la industria minera y de la construcción. El conocimiento y aplicación de técnicas adecuadas de perforación y voladura son fundamentales para garantizar la seguridad y estabilidad de las excavaciones subterráneas y superficiales.

La comprensión teórica de los principios geomecánicos y de los procesos de perforación y voladura permite identificar y evaluar los factores que influyen en la estabilidad del macizo rocoso. Estos factores incluyen la geometría de la excavación, las propiedades geomecánicas de las rocas, las tensiones presentes en el macizo rocoso y la interacción entre los explosivos y las rocas. Mediante una justificación teórica sólida, se puede fundamentar la importancia de diseñar una malla de perforación y voladura precorte adecuada para controlar los problemas de inestabilidad del macizo rocoso.

Justificación practica

La justificación práctica del diseño de la malla de perforación y voladura precorte se basa en la necesidad de aplicar técnicas efectivas que garantizan la estabilidad de las excavaciones y reduzcan los riesgos asociados a desprendimientos de rocas, caída de bloques, daños a equipos y posibles accidentes en el lugar de trabajo. Un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura puede llevar a condiciones seguras y costos adicionales debido a la necesidad de reforzar o reparar las excavaciones.

El uso de una malla de perforación y voladura precorte bien diseñado contribuye a minimizar los problemas de inestabilidad del macizo rocoso, mejorando la eficiencia de la

operación minera o de construcción, reduciendo los tiempos de paralización y disminuyendo los costos asociados a las labores de mantenimiento y reparación. Además, el diseño adecuado de la malla de perforación y voladura optimiza el proceso de excavación al permite controlar la fragmentación de las rocas y facilitar la remoción del material.

Justificación metodológica

La justificación metodológica del diseño de la malla de perforación y voladura precorte radica en la necesidad de utilizar un enfoque sistemático y científico para lograr resultados confiables y reproducibles. Se requiere una metodología adecuada que incluya la recopilación de información geológica y geotécnica, la aplicación de modelos numéricos y la realización de pruebas de campo y laboratorio para caracterizar las propiedades del macizo rocoso.

La metodología debe contemplar la selección de los parámetros de perforación y voladura, considerando el tipo de roca, la geometría de la excavación, las condiciones de carga y los objetivos de estabilidad. Además, es necesario implementar técnicas de monitoreo para evaluar el desempeño de la malla de perforación y voladura y realizar los ajustes si es necesario.

Importancia

Asegurar una labor estable, en donde los accidentes e incidentes generados por la misma actividad en minería, se pueden evitar aplicando métodos y técnicas de ingeniería que proporcionen mejor practica para así disminuir en los costos que conlleva al tener accidentes o incidentes que generen cualquier tipo de estancamiento en las labores de avance.

1.5. Limitaciones de la investigación

Esta investigación se limita a establecer los efectos asociadas con el diseño de malla de perforación y voladura en precorte para garantizar la estabilidad en labores mineras de la unidad minera Parcoy.

1.6. Objetivo

1.6.1. Objetivos generales

Determinar en qué medida el diseño de la malla de perforación y voladura precorte permite el control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.

1.6.2. Objetivos específicos

- ❖ Determinar como influye la calidad del macizo rocoso en la perforación y voladura en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.
- ❖ Evaluar en que medida el diseño de la malla de perforación de acuerdo con la voladura controlada de precorte ayuda a minimizar la inestabilidad del macizo rocoso en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.
- ❖ Establecer como la propuesta de voladura controlada de pre corte repercute en la disminución de la sobre rotura y dilución de mineral (inestabilidad del macizo rocoso) en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad, 2023.

Capítulo II

Marco teórico

2.1. Antecedentes del problema

(CHOQUE VELARDE, 2017) en su tesis para optar el título de ingeniero de minas titulada “Diseño de perforación y voladura por el método roger holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en Cía Minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata”. El objetivo principal de este fue disminuir los incidentes de voladuras deficientes, reducir los tiempos muertos durante el ciclo de estudio de minado, mejorar la eficiencia de las voladuras y cumplir con el plan mensual de avance lineal programado. Para abordar estos problemas, se llevaron a cabo estudios técnicos para analizar los problemas relacionados con las voladuras deficientes en diferentes áreas, y se evaluaron los diseños de perforación y voladura previos al presente trabajo. El equipo de cierre nuevas configuraciones de perforación y voladura utilizando una versión modificada del enfoque propuesto por Roger Holmberg. Como resultado de estas mejoras, la frecuencia de incidentes de voladuras deficientes se redujo significativamente, pasando de un promedio de 61 informes por mes a solo 4 informes por mes en promedio. Además, se mejorará la eficiencia de las voladuras, aumentando el avance lineal promedio de 2,33 metros por disparo a 2,97 metros por disparo, gracias a la adopción de una longitud de perforación de 3,20 metros. Los resultados de esta investigación se obtuvieron mediante el análisis de causa y efecto, y los diseños de perforación y

voladura desarrollados ahora se han implementado como estándares de trabajo en la unidad minera.

(ARAYA ARRIOS, 2018), en su investigación titulada “Evaluación del Método de Holmberg para diseñar túneles mineros”. El propósito de este estudio es implementar el Método Matemático de Roger Holmberg para el diseño progresivo de un frente de túnel, siguiendo un enfoque paso a paso. Se llevará a cabo un análisis exhaustivo de los resultados y parámetros relevantes, utilizando un caso ficticio basado en distintos casos reales ocurridos en Chile. Este trabajo se enmarca en un enfoque teórico-explicativo. Al finalizar la investigación, se llega a la conclusión de que obtener un diseño de malla ideal no se limita exclusivamente al uso del método matemático. Aunque es crucial aplicarlo correctamente, es también importante considerar criterios adicionales para asegurar que los resultados sean apropiados para cada situación específica. Además, se resalta la necesidad de reducir el error humano, que es inherente en todas las actividades, en la medida de lo posible.

(QUIROGA TORRES, 2016), en su investigación titulada “Elección de un diseño de Explotación adecuado para la veta Yucal – Chirimoyo en el Cantón Cotacachi en Imbabura”. El objetivo principal de este estudio fue seleccionar un método adecuado para la explotación de la veta Yucal-Chirimoyo, mediante el diseño de esquemas de perforación y voladura basado en ensayos e información geomecánica obtenida en el campo. La investigación se llevó a cabo bajo un enfoque descriptivo, transversal y prospectivo. Después de analizar los resultados obtenidos, se concluyó que el método más apropiado para la explotación de la veta es el arranque y almacenamiento temporal, también conocido como Shrinkage Stopping. Esta elección se fundamenta en la consideración de las estructuras mineralógicas presentes en el yacimiento y en una proyección de 70 toneladas por día (TMD) de producción. Los diseños de malla de perforación y los explosivos propuestos durante la investigación respaldan de manera sólida esta

conclusión. En resumen, la investigación ha proporcionado una buena selección fundamental del método de explotación más adecuado para la veta Yucal-Chirimoyo, y se espera que esta información sea de gran utilidad para la planificación y desarrollo de futuras mineras en la zona.

(CHOQUE, 2019), en su investigación titulada “Aplicación del Modelo Matemático de Langefors para mejorar los parámetros de perforación y voladura en taladros largos”. El propósito de este estudio fue evaluar el nivel de mejora alcanzado al aplicar el modelo matemático de Langefors en el diseño de mallas de perforación y voladura en la Unidad Minera Yauliyacu. La investigación se llevó a cabo como un estudio experimental. Al concluir el estudio, se prolongará que la aplicación del modelo matemático optimiza de manera significativa el diseño de las mallas de perforación y voladura en la Unidad Minera Yauliyacu. Esto se logra al tener en cuenta parámetros importantes, como el factor de fijación e inclinación. Como resultado, se consiguió una reducción del 19% en la dilución y un aumento del 14% en la recuperación. Estos resultados demuestran el impacto positivo que tiene la implementación del modelo matemático de Langefors en el proceso de diseño de mallas de perforación y voladura en la Unidad Minera Yauliyacu.

(RODRÍGUEZ, 2017), en su investigación titulada “Uso del Modelo Matemático de Área de Influencia para el desarrollo del crucero 934 de la Unidad Minera Atacocha”. El propósito de esta investigación experimental fue mejorar los resultados de las voladuras en la unidad minera de Atacocha SA Al finalizar el estudio, se llegó a la conclusión de que la aplicación del modelo matemático de área de influencia permitió determinar una malla óptima para una sección específica de dimensiones 4.5mx 4.0m. Como resultado, se mejorará una disminución del 8% en el área de la sección programada y un incremento del 15% en la valorización del avance de la mano de obra. Estos resultados demuestran que el uso del modelo matemático de área de influencia puede contribuir significativamente a mejorar los resultados de las voladuras en la unidad minera de Atacocha SA La implementación de este modelo proporciona una forma más

eficiente y precisa de diseñar las mallas de perforación y voladura, lo que a su vez se traduce en beneficios tanto en términos de reducción de costos como de aumento de la productividad en la unidad minera.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Mecánica de rocas

Osinergmin, (2017) La mecánica de rocas estudia el comportamiento mecánico de las rocas, incluyendo la determinación de su resistencia, deformación y capacidad para transferir esfuerzos. Esto se logra a través de análisis y ensayos de laboratorio de muestras de roca, así como mediante modelización numérica y observación de las rocas in situ. Su principal objetivo es comprender cómo las rocas responden a las cargas y las influencias del entorno, y cómo se pueden utilizar estas propiedades para el diseño y la construcción de estructuras subterráneas.

La Mecánica de Rocas está esencialmente interesada con masas rocosas a la escala que aparecen en trabajos mineros y de ingeniería, y de este modo podría mirarse como el estudio del comportamiento y propiedades de masas rocosas bajo esfuerzo o cambio de condiciones. (pp. 144).

2.2.2. Mapeo geomecánico.

El mapeo geomecánico, es la representación gráfica del tipo de soporte a colocar en base a la condición geomecánica, según los sistemas de clasificación de una labor excavada y a los factores influyentes que actúan sobre ella, tales como, el ancho de la abertura, labores cercanas, presencia de agua, influencia de esfuerzos, orientación de fracturas y la voladura.

2.2.3. Propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso.

2.2.3.1. Propiedades de roca intacta

Osinergmin, (2017 pp.17) El macizo rocoso está compuesto por dos componentes distintos: la roca intacta y las estructuras geológicas presentes. La respuesta de la roca intacta bajo diferentes condiciones de esfuerzos puede variar significativamente según sus características, especialmente si es una roca masiva, rígida y de alta resistencia que se encuentra sometida a altos esfuerzos in situ o inducidos. En estos casos, la roca puede experimentar fenómenos de estallido.

Por otro lado, si la roca es suave y altamente deformable, su comportamiento puede ser elastoplástico, lo que significa que puede experimentar altas deformaciones que, con el tiempo, podrían cerrar la excavación o abertura realizada en ella.

Las propiedades mecánicas de la roca intacta son de vital importancia para comprender su comportamiento. Estas propiedades incluyen resistencia a la compresión simple, resistencia a la tracción, resistencia al corte y resistencia a la prueba triaxial. Además, también se evalúan las propiedades elásticas de la roca, como el módulo de elasticidad y la relación de Poisson. Por otro lado, se realizan ensayos para determinar las propiedades físicas de la roca, como su densidad, peso unitario, humedad, porosidad, absorción, entre otras.

Es importante destacar que la determinación de estas propiedades se realiza siguiendo normas estandarizadas emitidas por organizaciones como la American Society for Testing and Materials (ASTM) o la International Society for Rock Mechanics (ISRM). La preparación adecuada de las muestras para los ensayos, teniendo en cuenta sus dimensiones y el número de ensayos necesarios, es crucial al recolectar bloques de roca en el campo que posteriormente serán enviados al laboratorio. Cada tipo de ensayo tiene sus propias normas en cuanto a dimensiones, orientación y otros aspectos, los cuales deben seguirse cuidadosamente para obtener resultados

representativos y válidos que puedan ser utilizados en el diseño de proyectos relacionados con el macizo rocoso.

2.2.4. Clasificación del macizo rocoso

Osinergmin, (2017 pp. 25). Los sistemas de clasificación del macizo rocoso son herramientas que reemplazan un enfoque para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la industria minera, se utilizan 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 muchos métodos de diseño y programas de modelamiento numérico.

Estos sistemas de clasificación geomecánica intentan representar las propiedades de resistencia del macizo rocoso con un solo valor. Es decir, sólidamente una forma de cuantificar y comparar la resistencia de diferentes macizos rocosos de manera más sencilla. Sin embargo, es importante tener en cuenta que el macizo rocoso es un material altamente anisotrópico, lo que significa que sus propiedades pueden variar en diferentes direcciones. Por lo tanto, un macizo rocoso puede ser representado por más de un sistema de clasificación, dependiendo del contexto y las condiciones específicas en las que se encuentre.

En resumen, los sistemas de clasificación geomecánica son herramientas valiosas para evaluar la resistencia del macizo rocoso y son ampliamente utilizados en la industria minera. No obstante, es crucial reconocer la anisotropía y las variaciones inherentes del macizo rocoso, y en ciertos casos, pueden requerirse múltiples sistemas de clasificación para una caracterización más precisa y completa.

2.2.4.1. RMR de Bieniawski 1989

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski, y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena. Esta clasificación toma en cuenta los siguientes parámetros.

- Resistencia de la Roca Intacta.
- RQD.
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Agua subterránea.

Tabla 1: Interpretación de los valores de RMR

Descripción	RMR (89)	Clase de Macizo Rocosos
Roca Muy Buena	81-100	I
Roca Buena	61-80	II
Roca Regular	41-60	III
Roca Mala	21-40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

Nota. tomado de (Bieniawski, 1989)

Tabla 2: Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

CLASIFICACION GEOMECANICA RMR (BIENIAWSKI, 1989)							
A. Parámetros de clasificación con sus valores							
Parámetros		Rango de valores					
1	resistencia de la roca intacta	índice de Resistencia de Carga Puntual (Is)	> 10 Mpa	4 - 10 Mpa	2 - 4 Mpa	1 - 2 Mpa	Para estos rangos es recomendable ensayos de resistencia a la compresión uniaxial

	Resistencia a la compresión Uniaxial	>250 Mpa	100 - 250 Mpa	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5 - 25 Mpa	1 - 5 Mpa	< 1 Mpa
	puntaje	15	12	7	4	2	1	0
	RQD (%)	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
2	Puntaje	20	17	13	8	3		
	Espaciado en las discontinuidades	> 2 m	0,6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
3	puntaje	20	15	10	8	5		
	condición de las discontinuidades (ver E) *	Superficies rugosas, superficies muy rugosas. Sin continuidad, sin separación, paredes de rocas sin alteración.	Superficies con separación < 1mm. Paredes de roca ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas con separación < 1mm. Paredes altamente meteorizadas.	Superficies pulidas o relleno < 5mm de espesura o separación 1 - 5mm continuas	Relleno blando >5mm de espesor. Separación >5 mm. Continuas		
4	puntaje	30	25	20	10	0		
	Flujo por cada 10 m de longitud del túnel (l/min) (Presión de agua en la diaclasa.)/(Tensión principal mayor D1)	ninguno	< 10	10 - 25.	25 - 125	> 125		
	Agua Subterránea	0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
	Condiciones Generales	Completamente Seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
5	puntaje	15	10	7	4	0		
B. Ajuste de orientación de las discontinuidades (ver F)								
	Orientación del rumbo y buzamiento.	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Túneles y Minas	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60		
C. Tipos de macizos rocosos determinados a partir de la evaluación total								
	Puntaje	100-- 81	80--61	60--41	40--21	< 21		
	Tipos de Roca	I	II	III	IV	V		
	Descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala		
D. Significado de los tipos de roca								
	Tipo de roca	I	II	III	IV	V		

Tiempo medio de sostenimiento	20 años, claro de 15m	1 año, claro de 10 m	1 semana, claro de 5 m	10 horas, claro de 2,5 m	30 min, claro de 1m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Angulo de fricción del macizo rocoso (°)	> 45	35 - 45	23 - 35	15 - 25	< 15
E. Guías para la clasificación según las condiciones de las discontinuidades					
longitud (Persistencia)	< 1m	1 - 3m	3 - 10m	10 - 20m	> 20m
puntaje	6	4	2	1	0
Separación (Abertura)	ninguna	<0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
puntaje	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	ligeramente rugosa	Lisa	Superficie Pulidas
puntaje	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Duro <5 mm	Duro > 5 mm	Blando < 5 mm	Blando > 5 mm
puntaje	6	4	2	1	0
Meteorización	Inalterada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
puntaje	6	5	3	1	0
F. Efecto de la orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades en los túneles **					
Rumbo perpendicular al eje del Túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Avance en el sentido del buzamiento - Buz 45 - 90°	Avance en el sentido del buzamiento - Buz. 20 - 45°		Buzamiento 45 - 90°		Buzamiento 20 - 45°
Muy favorable	Favorable		Muy favorable		Regular
Avance contra el sentido del buzamiento - Buz 45 - 90°			Buzamiento 0 - 20° independiente del rumbo		
Regular	Desfavorable		Regular		

* Algunas condiciones son mutuamente excluyentes, por ejemplo; si el relleno está presente la rugosidad de la superficie no se ve por la influencia de roca triturada por falla. En tales casos utilizar directamente A4.

** Modificado después por WICKHAM (1972)

Nota. Tomado de (BIENIAWSKI, 1989)

El puntaje total del RMR está definido por:

$$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) - \text{Ajuste por orientación de discontinuidades}$$

2.2.4.2. Sistema Q Barton

Barton (1974). El sistema Q, desarrollado en el Norwegian Geotechnical Institute (NGI) por Barton, Lien y Lunde en 1974, se ha convertido en una herramienta importante para el diseño de excavaciones subterráneas, especialmente túneles. A lo largo del tiempo, el sistema Q ha sido mejorado y actualizado constantemente, con la última actualización en 2007. Esta última versión incluye investigaciones analíticas sobre el espesor, espaciamiento y refuerzo de arcos armados con concreto lanzado (RRS), en función de la carga y la calidad del macizo rocoso, así como la absorción de energía del hormigón lanzado (según las normas EFNARC - European Federation of National Associations Representing for Concrete).

El Sistema Q es un sistema de clasificación geotécnica del macizo rocoso que se utiliza para evaluar la estabilidad de excavaciones subterráneas y proporciona una descripción de la calidad del macizo rocoso. Se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca, Q, como una función de dichos parámetros.

La clasificación Q es una herramienta útil para los ingenieros geotécnicos y mineros, ya que les permite evaluar y comparar la calidad del macizo rocoso en diferentes sitios de excavación. Esta información es esencial para el diseño seguro y eficiente de túneles y otras estructuras subterráneas, ya que proporciona una guía para el diseño del soporte y refuerzo necesario para garantizar la estabilidad de las excavaciones. Además, al considerar los parámetros específicos del macizo rocoso, el sistema Q ayuda a adaptar las soluciones de ingeniería a las condiciones geotécnicas particulares de cada sitio.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD = Índice de calidad de la roca

Jn = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades

Jr = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades

Ja = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

Jw = Parámetro basado en la presencia de agua

SRF = Factor de reducción de esfuerzos

Tabla 3: Interpretación de valores del índice Q (Barton 1974)

Descripción Q	
Roca Excepcionalmente Mala	0.001 – 0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01-0.1
Roca Muy Mala	0.1-1
Roca Mala	1-4
Roca Regular	4-10
Roca Buena	10-40
Roca Muy Buena	40-100
Roca Extremadamente Buena	100-400
Roca Excepcionalmente Buena	400-1000

2.2.4.3. Parámetros geotécnicos del índice Q

Barton et al. (1974) Con el fin de establecer una relación entre el valor del índice Q y el tipo de refuerzo necesario para garantizar la estabilidad de una excavación subterránea, desarrollo un parámetro adicional conocido como Dimensión Equivalente de la Excavación De. Este parámetro se calcula de la siguiente manera:

$$De = \frac{\text{Diametro o Alto (m)}}{ESR}$$

Donde, Dimensión Equivalente (De); este se obtiene de la relación entre la luz de la excavación (diámetro o altura). En la siguiente tabla se presentan los valores recomendados para la Razón de Soporte (Excavation Support Ratio, ESR), los cuales fueron actualizados por Grimstad & Barton (1993). La Razón de Soporte relaciona el uso de la excavación con el nivel de seguridad requerido al sistema de soporte para mantener la estabilidad de la excavación.

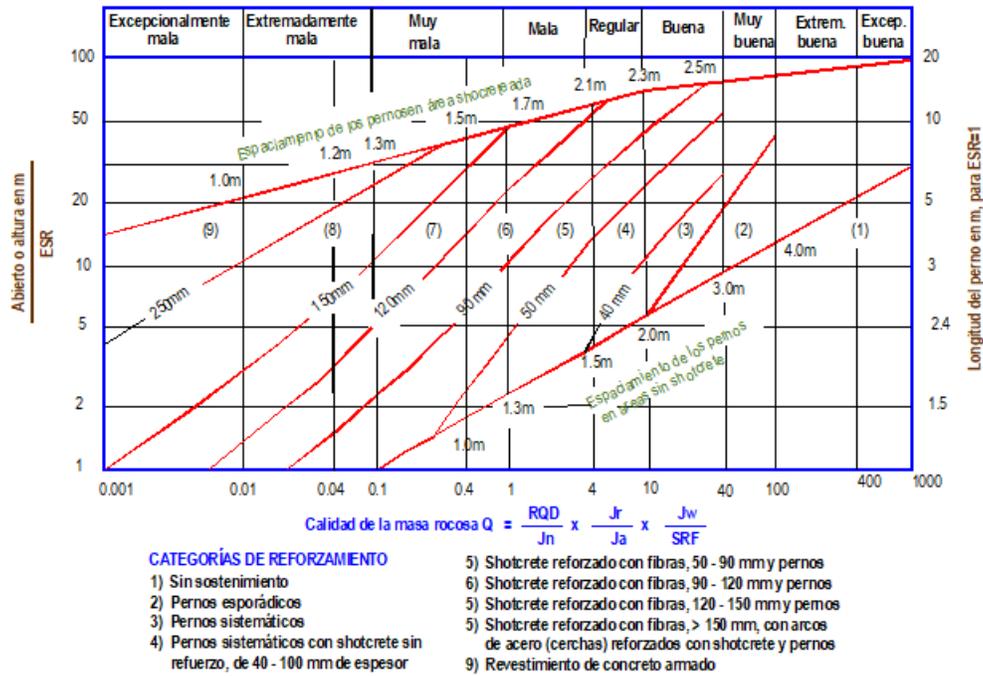
Tabla 4: Valores Recomendados para ESR (Grimstad & Barton, 1993)

CATEGORIA DE EXCAVACIONES	DESCRIPCIÓN	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 - 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1
E	Estaciones nucleoeeléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.8

Nota. Tomado del departamento de geomecánica CMH

Figura 1: Índice de calidad tunelera Q

Basadas en el índice de calidad tunelera Q (Según Grimstad y Barton, 1993)



Nota. Tomado del departamento de geomecánica CMH

2.2.4.4. Índice Gsi (Índice De Resistencia Geológica)

(Geological Strength Index) (GSI) es un índice de caracterización de macizos rocosos que evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios: estructura geológica y condición de la superficie de las juntas.

2.2.4.5. Índice Gsi Modificado

La modificación tiene como objetivo optimizar la categorización cualitativa del macizo rocoso y ofrecer recomendaciones sobre el tipo de soporte necesario mediante el uso práctico y simplificado de las tablas originales. Cabe destacar que el índice GSI fue inicialmente concebido para obtener parámetros relacionados con el criterio de falla de Hoek & Brown. En consecuencia, Vallejo establece correlaciones entre el GSI y el RMR (Rock Mass Rating) para recomendar y

dimensionar el tipo de soporte requerido. Las tablas resultan sumamente prácticas para su empleo por parte del personal operativo o colaboradores, no obstante, recae en el personal especializado en geomecánica de cada empresa la responsabilidad de llevar a cabo la adaptación específica, así como la evaluación y revisión de su aplicación. Para determinar el valor del GSI, se debe evaluar el macizo tomando en cuenta su condición estructural y condición superficial. Vallejo, (2002).

La clasificación según su estructura varia de:

- Levemente fracturado (LF).
- Fracturada (F).
- Muy fracturada (MF), 12 a 20 fracturas/m.
- Intensamente fracturada (IF), mayor de 20 fracturas/m.
- Triturada (T).

La clasificación según sus condiciones superficiales varia de:

- Muy buena (MB),
- Regular (R).
- Pobre (P).
- Muy pobre (MP).

Tabla 5: Correlación de GSI con Q y RMR

CORRELACION DE SISTEMAS
$RMR_{76} = 9 * \ln Q + 44$
$RMR_{76} = RMR_{89-5}$
$GSI = RMR_{89-5}$

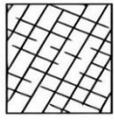
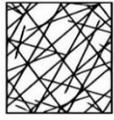
$$RMR\ 14 = 1.1 * RMR89 + 2$$

Fuente: Osinergmin (2017).

Siendo, además la relación propuesta por Hoek entre la resistencia a la compresión simple de la masa rocosa σ_{cm} y la intacta σ_c :

$$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_c} = 0,022xe^{0,038\ GSI}$$

Figura 2: GSI modificado CMH

 SIST. SEGUN GSI MODIFICADO LABORES TEMPORALES Y PERMANENTES SECCIONH 3,00m-4,50m						
ESTRUCTURA		CONDICION SUPERFICIAL				
A SIN SOPORTE O PERNO PUNTUAL (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES)						
B PERNO SISTEMATICO. (1.5x1.5 m.) MALLA OCASIONAL						
C PERNO SISTEMATICO. (1.2x1.2 m.) CON MALLA ELECTROSOLDADA O SHOTCRETE 2"						
D SHOCRETE 2" + PERNOS SISTEMATICOS ESPACIADOS 1.20m X 1.20m.						
E SHOCRETE 3" CON FIBRA MET.+ MALLA + PERNOS SISTEMATICOS ESPACIADOS 1.00m X 1.00m.						
F CIMBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS DE. 1.20m - 1.50m.						
BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS. MANCHAS DE OXIDACION LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 100 - 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)						
REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (R) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA. LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 A 100 MPa) (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON DOS A TRES GOLPES DE PICOTA)						
MALA (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTER) (M) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADAS RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25 A 50 MPa) (SE ROMPE CON UN GOLPE DE PICOTA O INDENTA SUPERFICIALMENTE)						
MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (MM) SUPERFICIE PULIDA Y CON ESTRACIONES, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. Rc < 25MPa (SE DISORREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)						
 FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50-75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	A F/B	A F/R	M F/M			
 MUY FRACTURADA. (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIAL- MENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULO- SOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	A MF/B	B MF/R	D MF/M	E MF/MM		
 INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEP- TADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0-25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)		C IF/R	D IF/M	F IF/MM		
 TRITURADA O RELLENO (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)			F T/M	F T/MM		

Fuente: Departamento de geomecánica CMH.

2.2.5. Perforación y voladura

La perforación y voladura es una técnica muy utilizada para extraer rocas en terrenos sólidos donde el uso de maquinaria mecánica no es factible o rentable. Esta técnica se aplica tanto en la industria minera como en la construcción, especialmente cuando se requiere movimiento de tierras.

El proceso de perforación y voladura consta de dos componentes principales. Primero, está la tecnología de perforación, que implica realizar agujeros en la roca utilizando herramientas especializadas, como perforadoras. Estas perforaciones se hacen en patrones específicos, dependiendo del diseño de la voladura necesaria para fragmentar el macizo rocoso de manera segura y eficiente.

Luego, está la tecnología de diseño y ejecución de voladuras, que involucra la colocación estratégica de explosivos en las perforaciones previamente realizadas. Al detonar los explosivos, se libera una gran cantidad de energía que fragmenta la roca, facilitando su extracción posterior.

Esta técnica requiere una planificación cuidadosa y el cumplimiento de normas de seguridad estrictas para evitar riesgos y daños. Los expertos en perforación y voladura deben tener en cuenta varios factores, como la geología del terreno, las características de la roca, la proximidad a estructuras existentes y la seguridad de los trabajadores y del entorno. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013).

2.2.6. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea

“El diseño de mallas de perforación consiste en la creación de un conjunto de taladros que se perforan en un frente de trabajo. Este diseño debe tener en cuenta varios aspectos, como la geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad de los taladros”. El objetivo principal del diseño de mallas de perforación es:

- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos

- Obtener un buen avance
- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme
- Determinar el orden y salida de los taladros

“La malla de perforación se refiere a la distribución de los taladros en una voladura. Se considera la relación entre la carga por taladro (burden) y la distancia entre taladros (espaciamiento), y su relación directa con la profundidad del taladro. En las operaciones de voladura subterránea, existen diferencias respecto a las voladuras en minería superficial, ya que no se cuenta con una cara adicional de alivio como suele haber en muchas operaciones a cielo abierto. En las operaciones subterráneas, solo se dispone de una cara en la cual se deben perforar los taladros y crear el alivio perpendicular a dicha cara utilizando los primeros taladros que detonan. Si no se genera el alivio adecuado al detonar los primeros taladros, el resto de la voladura generará una fragmentación insuficiente y no se logrará el efecto deseado” (EXSA, 2009).

“Cuando se detonan los taladros al mismo tiempo, se denomina disparo simultáneo, mientras que si se detonan de forma sucesiva, siguiendo un orden establecido previamente, se denomina disparo rotativo. El objetivo del disparo rotativo es crear y ampliar las caras libres. Este sistema se utiliza en trabajos de minería subterránea, donde los frentes presentan solo una o dos caras libres. La detonación sucesiva de los taladros en un orden específico permite crear una secuencia controlada de fragmentación y abertura de caras, facilitando así el avance y la extracción del material”. (EXSA, 2009).

2.2.7. La perforación de rocas

Uribari Urbina (2008) afirma que “la etapa inicial en la preparación de una voladura es la perforación. Su objetivo es crear aberturas cilíndricas en la roca o mineral, conocidas como taladros, hoyos o blast holes, con el propósito de contener los explosivos y sus accesorios”.

Daza Correa (2011) explica que “la perforación se fundamenta en los principios mecánicos de percusión y rotación, donde el impacto y la fricción trituran la roca”.

2.2.8. Métodos de perforación

Existe una estrecha relación entre la perforación y la voladura, ya que se puede afirmar de manera contundente que "una buena perforación facilita una buena voladura, pero una mala perforación garantiza una mala voladura". Una perforación considerada como buena es aquella que se realiza utilizando los medios y técnicas más adecuadas y que se lleva a cabo de manera correcta. Del mismo modo, una voladura se considera buena cuando logra cumplir con el objetivo para el cual fue diseñada (Bernaola Alonso, et al, 2013).

Perforación por percusión.

Según Bernaola, Castilla y Herrera (2013), “la denominación rotopercusivos abarca todas las formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce principalmente mediante el impacto de una herramienta afilada sobre la misma. Los sistemas utilizados actualmente combinan la percusión con un movimiento de rotación, así como una fuerza de empuje relativamente pequeña para lograr una transmisión de energía más eficiente. En estos sistemas, la velocidad de perforación está directamente relacionada con la potencia de percusión, que es el resultado de multiplicar la energía de impacto por la frecuencia de los golpes”.

Potencia de percusión

“Dado que la potencia de percusión y la eficiencia son los únicos criterios técnicamente aceptables para evaluar un martillo perforador, es importante describir y analizar los aspectos que definen esta potencia”.

Perforación neumática

En el caso de la perforación neumática, se utiliza aire comprimido como fluido de accionamiento. Este aire se encuentra a una presión específica, generalmente en el rango de valores entre 7 y 25 bar.

Perforadoras con martillo en cabeza

“Las perforadoras que utilizan aire a una presión máxima de 7-8 bar están diseñadas con un martillo específico. Debido a esto, con el fin de obtener la energía de impacto necesaria, el área de trabajo del pistón debe ser grande. Es importante tener en cuenta que la energía de impacto se calcula multiplicando tres factores: la presión efectiva, el área y la carrera del pistón. Por lo tanto, el perfil longitudinal del pistón tiene una forma de T para cumplir con estos requisitos”.

Perforadoras con martillo en fondo

“Las perforadoras en las que el mecanismo de percusión se encuentra en el interior del taladro y son independientes de la rotación y el empuje, se conocen como perforadoras de percusión en fondo. Estas perforadoras son utilizadas en la industria minera y otras aplicaciones donde se requiere perforar rocas duras”.

En estas perforadoras, el elemento de percusión, como un martillo neumático o hidráulico, se coloca en el extremo inferior de la broca, dentro del taladro. La rotación y el empuje se proporcionan por separado, generalmente a través de una fuente de energía en superficie, como un compresor de aire.

El chasis y otros componentes de las perforadoras de percusión en fondo son similares a las perforadoras de martillo en cabeza. Incluyen el sistema de alimentación de la broca, el sistema de enfriamiento de la broca, el sistema de extracción de los detritos de la perforación, y una cabina o plataforma para el operador.

Estas perforadoras permiten una perforación eficiente y precisa en rocas duras, y su diseño les permite adaptarse a diferentes tamaños de taladros y condiciones geológicas. Son ampliamente utilizadas en la industria minera para la extracción de minerales y en otras aplicaciones que requieren perforación en rocas duras.

Perforación de recubrimientos. Sistema odex

“En el caso de atravesar materiales de recubrimiento alterados, como capas de suelo sueltas o blandas, es común utilizar técnicas de perforación y entubado simultáneo para garantizar la estabilidad del taladro y evitar el colapso de las paredes del mismo”.

Una técnica comúnmente empleada para este fin es el perforado con revestimiento excéntrico (odex-overburden drilling with eccentric drilling). Esta técnica consiste en utilizar una broca especializada que cuenta con una corona de perforación excéntrica, es decir, desplazada del eje central de la broca.

Durante la perforación, la corona excéntrica de la broca 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 para mantener el taladro estable y limpiar los detritos de perforación.

Una vez que se ha alcanzado la capa objetivo, se detiene la inyección de fluidos y se extrae la broca y el revestimiento exterior. Luego, se continúa la perforación en la capa objetivo utilizando una broca estándar.

El empleo de técnicas de perforación y entubado simultáneo como el odex-overburden drilling with eccentric drilling permite superar materiales de recubrimiento alterados de manera eficiente y segura, asegurando la estabilidad del taladro y facilitando la posterior perforación en la capa objetivo.

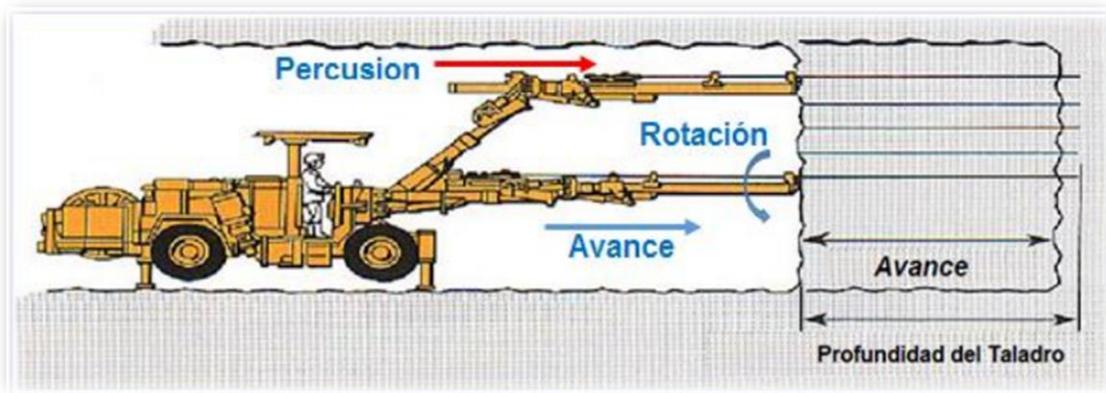
Perforación hidráulica

“Las perforadoras de martillo en cabeza hidráulico, que son utilizadas actualmente, funcionan mediante la presión de aceite hidráulico a un rango de 100 a 250 bares. Esta presión es significativamente mayor (15 a 35 veces) que la utilizada en los martillos neumáticos, los cuales funcionan con aire comprimido. Gracias a esta alta presión hidráulica, el área de trabajo del pistón en los martillos hidráulicos puede ser muy pequeña y prácticamente reducida a un resalte insignificante. Como resultado, el pistón adquiere un perfil longitudinal casi rectangular y muy estilizado”.

2.2.9. 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 roto percusiva



Fuente: Manual de P & V, Lopez Jimeno Carlos Ramon, 2005

Percusión: “los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas 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 alcanza la broca de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje. La eficiencia de esta transmisión es difícil de evaluar pues depende de muchos factores tales como: el tipo de roca, características del varillaje”.

Rotación: “Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones en el fondo del taladro. En cada tipo de roca existe una velocidad optima de rotación para lo cual se producen los detritus de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre del taladro que se crea en cada impacto”.

Empuje: “Es la energía generada por el mecanismo de impactos del martillo debe transmitirse a la roca. Por lo que es necesario que la broca se encuentre en contacto permanente con el fondo del taladro. Esto se consigue con la fuerza de empuje suministrado por un motor o cilindro de avance que debe adecuarse al tipo de roca y broca de perforación”.

2.2.10. Condiciones de perforación.

“Tanto la perforación como la selección del explosivo son aspectos cruciales para lograr una voladura eficiente. Ambas tareas deben llevarse a cabo con cuidado y criterio. Sin embargo, es lamentable observar que en muchas minas la supervisión de la operación de perforación no se realiza de manera adecuada. Esto puede dar lugar a deficiencias en la calidad del trabajo, como taladros desviados, espaciado incorrecto, longitud irregular, entre otros problemas. Estas deficiencias comprometen la eficiencia de la energía explosiva disponible, lo que se traduce en pérdidas de rendimiento. Es fundamental establecer una supervisión adecuada de la perforación para garantizar una ejecución precisa y optimizar la eficiencia de las voladuras en las operaciones mineras”.

2.2.11. Errores y defectos en la perforación.

La perforación se lleva a cabo utilizando un jumbo electro hidráulico, y es fundamental contar con operadores altamente capacitados y experimentados. La habilidad y conocimiento del operador tienen un impacto directo en la eficiencia tanto de la perforación como de la voladura.

Para lograr una eficiencia óptima, se busca alcanzar una eficiencia de voladura del 95% de la longitud perforada. Es importante tener en cuenta que los errores en el proceso de perforación pueden tener consecuencias significativas, especialmente si afectan el inicio de la detonación. Por lo tanto, es crucial asegurarse de que el diámetro del hueco de alivio sea lo más pequeño posible, minimizando así los posibles errores y garantizando un inicio adecuado de la voladura. Se recomienda la capacitación continua y la experiencia del operador para asegurar una perforación y voladura eficientes, ver Figura: 4.

Figura 4: Hueco o taladro de alivio muy pequeño.



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA 2005

Desviación en el paralelismo:

“En algunos casos, se puede observar que el burden (espaciado entre taladros) no se mantiene de manera uniforme. Es común que sea mayor en la parte inferior, lo que puede afectar el fracturamiento de la roca y el avance en la voladura. Esta variación en el espaciado puede tener consecuencias negativas en la eficiencia general de la voladura”.

Además, la desviación de los taladros también puede generar problemas. Por ejemplo, cuando los taladros se conectan entre sí, ya sea en forma vertical u horizontal, puede afectar directamente la eficiencia de la voladura. Este tipo de intersección puede tener impactos no deseados en el patrón de fracturamiento y en la fragmentación de la roca.

Es importante tener en cuenta estas consideraciones durante el diseño y la ejecución de las voladuras, ya que afectan directamente la eficiencia y los resultados obtenidos. Estudiar las figuras 3 y 6 puede ayudar a comprender visualmente cómo estos aspectos pueden influir en el proceso de voladura y en el rendimiento general.

Figura 5: Desviación en el paralelismo.

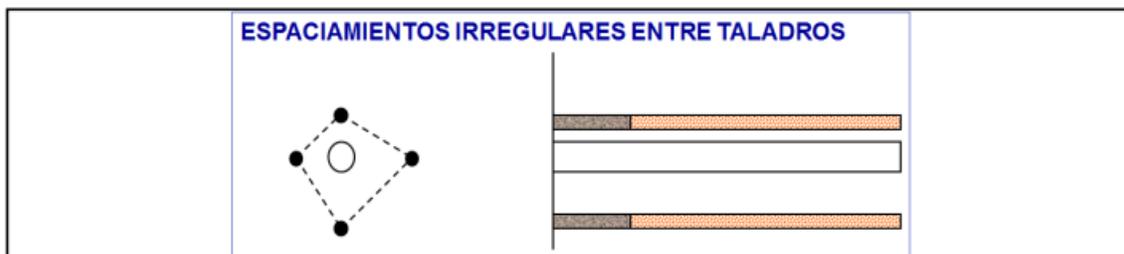


Fuente: Manual práctico de voladura EXSA 2005

Espaciamientos irregulares entre taladros:

propician fragmentación gruesa, ver Figura: 6.

Figura 6: Espaciamento irregular entre taladros



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA 2005

Irregular longitud de los taladros:

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) nueva cara muy irregular, ver Figura: 7.

Figura 7: Irregular longitud entre taladros



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA 2001

Intersección entre taladros:

Este tipo de errores se manifiesta durante la perforación ver Figura: 8.

Figura 8: Intersección de taladros



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA 2001

Sobre carga (excesiva densidad de carga):

Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; ver Figura 9.

Figura 9: Sobrecarga (excesiva densidad de carga)



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA 2001

2.2.12. Condiciones básicas para voladuras en frentes:

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

EXSA, (2009) “en los túneles, la roca está más confinada y una segunda cara libre debe ser creada paralela al eje de los taladros, la segunda cara libre se produce por un corte en el frente del túnel que puede ser ya sea taladros de alivio perforado paralelamente al corte que se aplicara de acuerdo a las características del macizo rocoso (estudio geomecánico de la roca), en general, las voladuras de túneles son de alguna manera sobrecargadas para producir una fragmentación más fina ya que los efectos desastrosos del sobrecargado de los taladros son disminuidos por el confinamiento dado en el túnel”.

EXSA, (2009) “como resultado del confinamiento adicional y la falta de caras libres desarrolladas, el tiempo entre retardos debe ser mayor que los de las voladuras de superficie para permitir el movimiento de la roca y la formación de la cara libre adicional antes de que disparen los taladros subsecuentes”.

EXSA, (2009) “en las voladuras de túneles, se utilizan generalmente periodos de retardo largos. Si se utilizan retardos de milisegundos, se omiten periodos de retardo para permitir de 75 a 150 milisegundos (como mínimo) entre disparos de taladros. Este incremento en el tiempo de retardo es esencial para permitir que las voladuras de túneles funcionen apropiadamente”.

2.3. Marco conceptual

Evaluación geomecánica: “La descripción y medida de las características y propiedades de la matriz rocosa y de las discontinuidades y de los parámetros del macizo rocoso, proporcionan los datos necesarios para la evaluación geomecánica del macizo. A partir de estos datos, la aplicación de las clasificaciones geomecánicas permite estimar la calidad del macizo rocoso”. (González de Vallejo, 2002).

Discontinuidades: “son superficies de debilidad que imparten a la roca una condición de anisotropía de resistencia, es decir, denotan una interrupción en la integridad mecánica de la roca. Para fines descriptivos se utiliza el término genérico, discontinuidad, con el objetivo de referirse indistintamente a diaclasas, fallas, foliaciones y estratificaciones, teniendo en cuenta que la resistencia al cizallamiento de estas superficies, siempre es menor que la resistencia de la roca intacta que constituye el macizo”. (Salcedo, 1988).

Matriz rocosa: “Material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de “roca intacta” que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral”. (González de Vallejo, 2002).

Macizo rocoso: “está compuesto por bloques de roca intacta separados por discontinuidades, tales como diaclasas, planos de estratificación, pliegues, zonas de cizalla y fallas. Estos bloques pueden tener diferentes grados de alteración, variando desde inalterados hasta disgregados”. (Gavilanes y Andrade, 2004).

Sostenimiento: “se refiere a los elementos de soporte y refuerzo que tienen como finalidad asegurar, controlar y mantener estable las excavaciones subterráneas. Pueden ser utilizados individualmente o en combinación con otros”(Osinergim, 2017).

Capítulo III

Metodología

Método General:

En esta investigación se utiliza el método científico, basado en datos empíricos obtenidos in situ durante las operaciones de perforación y voladura en la mina CMH, con el objetivo de controlar y asegurar la estabilidad del macizo rocoso. Se emplearán enfoques rigurosos y sistemáticos para recolectar, analizar y validar la información, lo que permitirá fundamentar sólidamente el diseño de la malla de perforación y voladura.

Método Específico:

El enfoque específico seleccionado será el método experimental inductivo-deductivo. Mediante este método, se realizarán inferencias lógicas y deductivas para desarrollar el diseño óptimo de la malla de perforación, buscando minimizar los daños en la periferia de las labores de avance en la mina CMH. Además, se empleará el método analítico para realizar un monitoreo exhaustivo de las operaciones de perforación y voladura en las labores de avance, con el propósito de reducir las sobre roturas en la periferia de la labor.

En ambos métodos, se utilizarán herramientas y técnicas de análisis avanzadas, como software especializado y modelos geomecánicos, para asegurar la precisión y confiabilidad de los resultados. La combinación de estos enfoques permitirá obtener una solución integral y efectiva para el control de la estabilidad del macizo rocoso en la mina CMH, contribuyendo así a la optimización de las operaciones mineras y garantizando la seguridad en la perforación y voladura.

3.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación corresponde al tipo aplicada ya que se centra en la búsqueda de soluciones prácticas a problemas específicos, utilizando los conocimientos y técnicas existentes para mejorar la eficiencia y la eficacia en una situación o contexto real.

En este caso, el objetivo es aplicar los conocimientos y técnicas de evaluación geomecánica para diseñar una malla de perforación y voladura que asegure la estabilidad del macizo rocoso en la mina CMH. La investigación aplicada implica utilizar herramientas y métodos para abordar los desafíos geotécnicos en la unidad minera acumulación Parcoy.

El estudio detallado de la geología y las características geomecánicas del terreno en la unidad minera será esencial para fundamentar el diseño de la malla y garantizar la precisión y confiabilidad de los resultados. La combinación de enfoques multidisciplinarios y técnicas avanzadas permitirá obtener una solución integral y efectiva para el control de la estabilidad del macizo rocoso, lo que contribuirá a optimizar las operaciones mineras y mejorará la seguridad en las actividades de perforación y voladura.

Es importante enfocarse en la aplicación práctica de los resultados obtenidos, ya que la investigación aplicada busca generar impacto en el ámbito real y solucionar problemas reales en la

industria minera. La implementación de las recomendaciones y el diseño propuesto tendrán un impacto significativo en la estabilidad y eficiencia de las operaciones mineras en la unidad minera acumulación Parcoy.

3.2. Enfoque de investigación

Según Roberto Hernández Sampieri, (2006) existen dos enfoques principales de investigación: el enfoque cuantitativo y el enfoque cualitativo. El enfoque cuantitativo se basa en la recolección y análisis de datos numéricos y estadísticos para comprobar hipótesis previamente planteadas. Por otro lado, el enfoque cualitativo se enfoca en la recolección y de datos no numéricos, como entrevistas, observaciones y documentos análisis, para comprender y describir fenómenos complejos. Además, Sampieri también menciona la existencia de un enfoque mixto, que combina elementos de ambos enfoques. Es importante destacar que la elección del enfoque de investigación depende del objetivo y contexto específico de cada estudio

En el presente estudio, el enfoque corresponde al tipo cuantitativo ya que para establecer el control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad se basará en la recopilación y análisis de datos numéricos y cuantificables para comprender y evaluar la estabilidad del terreno y diseñar soluciones de sostenimiento.

3.3. Nivel de investigación

Según (Hernández , Fernández, & Baptista, 2010), “Los niveles presentes en la encuesta son: nivel exploratorio. Son estudios que no tienen mucha información sobre el tema de investigación. nivel de descripción. Su objetivo es explicar los conceptos o variables a los que se refieren. nivel de correlación. Se refiere a la relación entre dos o más categorías o variables en un

contexto dado. nivel explicativo. El énfasis está en explicar por qué ocurren los fenómenos y por qué dos o más variables están relacionadas. Bajo estas condiciones, la investigación explicativa va más allá de describir conceptos y fenómenos o establecer relaciones entre conceptos; En otras palabras, apuntan a responder a las causas de eventos y fenómenos físicos o sociales. Como su nombre indica, su propósito es explicar por qué ocurre un fenómeno y bajo qué condiciones se manifiesta, o por qué dos o más variables están relacionadas”. (pág. 84).

3.4. Diseño de la investigación

Según Hernández, (2006) el diseño de investigación se refiere al plan o estrategia concebida para obtener la información que se necesita para responder a las preguntas de investigación y alcanzar los objetivos del estudio.

En el presente trabajo de investigación se propuso un diseño metodológico descriptivo cuantitativo. Este enfoque nos permitió examinar los datos de manera científica y sistemática, centrándonos en la recopilación y análisis de datos cuantitativos para obtener una comprensión objetiva de las características geomecánicas del terreno para el control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad.

Para la recolección de información de campo, se emplearon formatos y ábacos de Mapeo Geomecánico. Estos instrumentos proporcionan una estructura y un formato estandarizado para registrar los datos geotécnicos relevantes durante las observaciones en el sitio. Los ábacos de Mapeo Geomecánico permitieron clasificar y categorizar de manera sistemática las características geológicas y geotécnicas, como la orientación de las discontinuidades, la calidad de las rocas, las características estructurales y otros parámetros relevantes.

Además, se aplicarán técnicas estadísticas para analizar los datos recopilados. Esto agregó el uso de medidas descriptivas, como promedios, desviaciones estándar y porcentajes, para resumir y describir los datos cuantitativos recopilados. Estas estadísticas técnicas permitieron identificar patrones, tendencias y relaciones entre las variables geomecánicas estudiadas.

El enfoque descriptivo utilizado cuantitativamente en este estudio dispone de una base sólida para comprender y describir las características geomecánicas del terreno para el control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad. Los resultados obtenidos a partir de este diseño metodológico brindarán una visión objetiva y cuantitativa de la situación geomecánica en la zona de estudio.

Cabe mencionar que, si bien el diseño metodológico descriptivo cuantitativo es adecuado para obtener una comprensión objetiva de los datos, también es importante considerar otros enfoques metodológicos y técnicas cualitativas para complementar y enriquecer la investigación en el campo de la evaluación geomecánica.

3.5. Población y muestra

Población

La población se define como un conjunto de unidades que comparten algunas o muchas características relevantes que se desean estudiar (Hernández, 2001, p. 127).

En el contexto de nuestra investigación, la población se constituyó por todas las galerías, labores y rampas presentes en la unidad minera acumulación Parcoy. Estas estructuras geotécnicas fueron el enfoque central del estudio, ya que comparten las características clave que se buscan

analizar para el diseño de la malla de perforación y voladura, con el fin de asegurar el control y estabilidad del macizo rocoso en dicha unidad minera.

Muestra

González (2014) destaca que, al ser la muestra una porción representativa de la población, los resultados obtenidos en la muestra pueden generalizarse a la población en su totalidad.

En este estudio, la muestra estará compuesta por el macizo rocoso zonificado del TJ 1995 en la unidad minera acumulación Parcoy. Esta selección de muestra es esencial para obtener datos representativos que permitan inferir conclusiones sobre todo el macizo rocoso en la mina.

3.6. Hipótesis

3.6.1. Hipótesis general

El diseño de la malla de perforación y voladura precorte permite un mejor control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.

3.6.2. Hipótesis específica

- ❖ La calidad del macizo rocoso influye significativamente en la perforación y voladura en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.
- ❖ El diseño de la malla de perforación de acuerdo con la voladura controlada de precorte ayuda a minimizar significativamente la inestabilidad del macizo rocoso en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.
- ❖ La propuesta de voladura controlada de pre corte repercute significativamente en la disminución de la sobre rotura y dilución de mineral (inestabilidad del macizo rocoso) en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad, 2023.

3.7. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional

		Operacionalización	
Variables	Definición conceptual	Indicadores	Tipo de variables
Variable Dependiente Control de estabilidad del macizo rocoso	El Control de Estabilidad del Macizo Rocosos se refiere al conjunto de técnicas, metodologías y medidas aplicadas en actividades de minería, construcción subterránea y obras civiles para garantizar la seguridad y la integridad del terreno rocoso en el cual se desarrolla dichas operaciones. El objetivo principal es prevenir y minimizar los riesgos asociados con la deformación, fracturación o colapso del macizo rocoso, impidiendo situaciones peligrosas como derrumbes, caída de rocas o inestabilidad estructural. (Uribe, 2018).	Propiedades de las rocas	Cuantitativa
		Clasificación geomecánica	Cuantitativa
		Parámetros de estabilidad de la roca	Cuantitativa
Variable Independiente: Diseño de la malla de perforación y voladura precorte	El Diseño de la Malla de Perforación y Voladura Precorte es una fase crucial en la planificación minera y en la construcción de túneles y excavaciones subterráneas. Esta etapa tiene como objetivo establecer una distribución estratégica y precisa de perforaciones y cargas explosivas para fragmentar el macizo rocoso de manera controlada y segura, asegurando la estabilidad de la excavación y reduciendo los riesgos asociados. (Carrillo, 2016).	Diagrama de malla de perforación	Cuantitativa
		Voladura controlada	Cuantitativa

3.8. Técnicas e instrumentos

Técnicas de recolección de datos

Las técnicas de investigación representan el conjunto de pasos, cuyo objetivo es operativizar el proceso investigativo. (Hernández , Fernández, & Baptista, 2010).

- ❖ Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos de campo, observaciones y mediciones, tesis bibliográficas, trabajos inéditos para determinar los resultados de la perforación y voladura en labores de preparación, desarrollo y exploración en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.

Instrumento

Los instrumentos a utilizar para el estudio serán formato de avance por guardia, reporte diario de operación por guardia, libretas de apuntes, informe diario de trabajos realizados durante la guardia, y formato de avances por guardia.

Los avances lineales obtenidos en metros por cada guardia, consumo de explosivos por cada guardia.

3.9. Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.

Los datos acopiados, medidos y monitoreados se procesarán por medio de estadísticas, promedios y se calculará el promedio general de la medición de metros lineales de avance, número de taladros, frentes con voladuras deficientes, cantidad de explosivos y se proyectará cuadros comparativos de los resultados entre el diseño anterior y el diseño implementado como estándar de trabajo

Después de confirmar la normalización de los datos, se realiza una prueba t de Student para evaluar la homogeneidad de la varianza entre los tratamientos estándar. Si es similar, se rechaza la hipótesis nula de que no hay diferencia en las varianzas de ambos grupos si el valor p de la prueba t es menor que 0.05.

3.10. Desarrollo de la investigación

3.10.1. Caracterización del macizo rocoso

Para caracterizar el macizo rocoso en CMH, se ha utilizado el estudio geológico local y definido en campo las propiedades geológico Ingenieriles así como la composición heterogénea del intrusivo producto de su génesis y la tectónica posterior que la han afectado al yacimiento. Para la caracterización geológica se ha considerado los siguientes criterios: Evaluación según propiedades Geomecánicas del fragmento rocoso y descripción del Macizo rocoso.

3.10.2. Evaluación geomecánica del NV 1915.

A continuación, detallamos la evaluación geomecánica de algunas labores de la zona Norte, que servirá de referencia para evaluar su comportamiento geomecánico y diseñar el tipo de sostenimiento.

A. Veta Lourdes Split Nivel 1915.

Análisis del macizo rocoso:

- Resistencia: el material de la caja es poco resistente, se rompe fácilmente al golpe de picota (10 a 50 Mpa).
- Discontinuidades: se presenta discontinuidades paralelas a la dirección de la estructura, ocasionando la formación de las llamadas “falsas cajas” y fallas sub horizontales formando

bloques y cuñas en la corona.

- Persistencia de discontinuidad: en la zona de contacto falla es muy alta, siguiendo el rumbo de la estructura mineralizada; mientras que las diaclasas y oquedades presenta una persistencia muy baja menores de 1m, formando bloques tabulares.
- Espaciamiento de discontinuidades: el espaciado es entre 0.10 a 0.20m.
- Separación de las superficies de discontinuidades: es cerrada hasta 0.05m.
- Rugosidad: presenta una rugosidad lisa en el contacto con las cajas y ligeramente rugosa en veta.
- Relleno de discontinuidad: Relleno blando en el contacto con la caja techo con contenido de pirita, arcillas, clorita, cericita y en algunos casos es limpia.
- Aguas subterráneas, presenta goteo en tramos puntuales entre el contacto de las cajas y fallas.
- Grado de alteración de la roca caja: Se tiene un material con alteración sericítica (o también denominada alteración filica o cuarzo – sericítica) en los contactos entre fracturas; además, que se ha observado una ligera alteración argílica en las micro-fallas presentes; en el contacto de la caja techo se tiene una de 0.80m filica.
- Número de familia de discontinuidades: las cajas presentan tres sistemas principales de discontinuidad, más dos aleatorias sin rumbo y buzamientos definidos.
- Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento: Son tabulares formados por las familias de discontinuidad.
- Grado de fracturamiento y tamaño de los bloques: en las cajas es Muy Fracturado (MF),

que forman fragmentos medianos con una densidad de 12 a 16 discontinuidades por metro cúbico.

RMR: 25-35

Parámetros considerados en la evaluación de la veta

- RQD (Índice de la calidad de roca): 20%
- J_n (Nº de familias de discontinuidades): 12
- J_r (Rugosidad planos de discontinuidades): 1.5
- J_a (Alteración de discontinuidades): 2.0
- J_w (Presencia de agua): 1.0
- SRF (Factor de reducción de Esfuerzos): 10
- $Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} =$
- $Q = 0.125$

Este valor nos indica el tipo de Roca de calidad muy mala, principalmente por el alto grado de fracturas y la presencia de agua hacia las cajas y el número de familias de discontinuidades

B. Caja Techo (RMR 25 – 30)

Litológicamente se describe como una granodiorita con alteración moderada a intensa (cloritización y patinas de alteración sericitica), se describe esta caja como un macizo rocoso moderadamente fracturado a muy fracturado principalmente en las zonas próximas a la veta, hacia la zona más distal de la veta se evidencia un macizo rocoso de mayor competencia pudiendo

mejorar el RMR a 30-35 Mala "A" por presentar menor grado de alteración y diaclasamiento. La resistencia a la compresión de la roca intacta se encuentra entre 40 – 50MPa.

Próximo a la estructura mineralizada, se conforma una falsa caja de comportamiento intensamente fracturado, de moderado a muy alterado con un RMR de 22 – 25 Mala "B", con potencias entre 0.6 – 1.00 metros.

La caja techo limita la veta por un fallamiento longitudinal poco potente 0.01 – 0.05 m de panizo gris oscuro, así mismo el comportamiento estructural hacia esta caja genera la formación de cuñas locales hacia la caja techo y la veta (corona de la excavación del tajeo).

C. Caja piso (RMR 30 – 35)

Litológicamente se describe como una granodiorita con alteración moderada a intensa (cloritización y sericitización), se describe esta caja como un macizo rocoso moderadamente fracturado a muy fracturado, los contactos entre las diaclasas son patinas de clorita y sericita. La resistencia a la compresión de la roca intacta se encuentra entre 35 – 45 MPa.

Dentro de la clasificación geomecánica de macizo rocoso se reconoce esta caja como un macizo rocoso de calidad Mala "A" RMR = 31 - 35 principalmente por el grado de diaclasamiento que se presenta (RQD 35 – 50%), el grado de alteración y la disposición estructural que conforman las cuñas en este sector y por la dirección de buzamiento que es favorable a la estabilidad.

D. Estructura mineralizada (Veta) (RMR 25 - 35)

Desde el punto de vista Geomecánico definimos una estructura mineralizada Cuarzo – Pirita - Galena, limitada al techo por un fallamiento poco potente 0.01 – 0.02 m de panizo gris oscuro.

La veta se presenta en potencias variables desde 3.0 m hasta los 12.0 m, donde la resistencia a la compresión se encuentra entre 30 - 70 Mpa y su grado de fracturamiento es moderado, haciendo de este tramo un sector de calidad de Mala – A y MALA – B. el buzamiento promedio de la estructura mineralizada es de 60° - 75° generando de esta manera una mayor tensión hacia la caja techo.

3.10.3. Evaluación de convergencia esfuerzos y deformación

El esfuerzo en la mina se refiere a las fuerzas que actúan sobre la estructura rocosa, como la tensión, flexión, compresión y esfuerzos cortantes. Estas fuerzas generan deformaciones, que son cambios en las dimensiones de la estructura por unidad de longitud, causados por tensiones, fallas, relajamiento de roca y esfuerzos.

El departamento de geomecánica de CMH para evaluar la estabilidad geomecánica de la mina, han considerado las zonas activas y muy activas, identificadas mediante mediciones de convergencia en milímetros por día. Estas mediciones se utilizan para el control y la recomendación de un mayor sostenimiento en las zonas activas y muy activas, lo que implica el uso de placas de pernos y un intenso shotcrete para reforzar la estructura.

La data de convergencia se ha evaluado cualitativamente en términos de esfuerzo y deformación, utilizando más de 38 estaciones de convergencia con cintas extensométricas. Se ha observado que las deformaciones son más activas en los primeros días y luego disminuyen gradualmente hasta estabilizarse.

La zona Norte, específicamente Lourdes, presenta los valores más altos de convergencia, que van desde 1.7 mm/día hasta 81.4 mm/día. La zona Rosa muestra una convergencia alta o activa a moderada, con valores inferiores a 1.01 mm/día, principalmente debido a las presiones ejercidas

por las fallas. Por último, la zona Sur registra valores intermedios o moderados de convergencia, por debajo de 0.66 mm/día. Estos datos proporcionan información crucial para la evaluación y el diseño del sostenimiento necesario en cada zona de la mina, garantizando la seguridad y estabilidad de la estructura rocosa.

3.10.4. Factores que controlan la estabilidad de las excavaciones

A. Los factores pre-existentes a la excavación son:

- Las características del medio geológico.
- El comportamiento mecánico del medio geológico.
- Los esfuerzos in-situ.

B. Los factores posteriores a la excavación son:

- Los esfuerzos inducidos por el minado.
- La forma, tamaño y orientación de las excavaciones.
- Método de las excavaciones y avance del minado.
- Diseño del sostenimiento

3.10.5. Factores para el estallido de rocas y derrumbes

En la explotación minera, a medida que se avanza en la profundidad de los yacimientos, se encuentran macizos rocosos compuestos por rocas primarias, las cuales presentan una mayor rigidez y menor susceptibilidad a la deformación. A medida que aumenta la profundidad, los niveles de esfuerzos también incrementan gradualmente. En entornos altamente confinados, cuando las rocas rígidas convergen, puede ocurrir el fenómeno conocido como "estallido de rocas". Este fenómeno se produce cuando un macizo rocoso con características rígidas no logra deformarse adecuadamente y acumula energía de deformación hasta llegar a un punto crítico, lo cual

desencadena una liberación violenta de energía, resultando en un colapso repentino del macizo rocoso.

El estallido de rocas representa un riesgo significativo en la minería subterránea, especialmente a medida que se profundiza en el yacimiento. Es crucial evaluar y controlar los niveles de esfuerzos, implementar medidas de soporte y sostenimiento adecuadas, y monitorear continuamente las condiciones de estabilidad para prevenir el estallido de rocas y garantizar la seguridad en las operaciones mineras. La presencia de sistemas de juntas y estructuras en zonas propensas a los estallidos de rocas facilita la proyección y deslizamiento de bloques de roca en contacto con las caras libres de las excavaciones cercanas.

En CMH, el macizo rocoso es altamente fracturado, lo que ha limitado la generación de estallidos de roca. La roca tiene la capacidad de deformarse hacia estas numerosas fracturas, permitiendo la liberación de suficiente energía de deformación y reduciendo los efectos de estos eventos. Sin embargo, se han registrado micro-estallidos o ruidos en las labores más profundas. Se realiza una evaluación continua de su comportamiento a través del monitoreo de convergencias y el diseño de soportes con alta tenacidad de shotcrete. En estas situaciones, las consideraciones de equilibrio energético y capacidad de absorción de energía son más relevantes que la resistencia por sí sola.

3.10.6. Medición de esfuerzos tectónicos en CMH.

En CMH en el año 2011 se realizó las pruebas de over coring mediante la empresa geomecánica latina que determino los siguientes valores para la zona de RP 940 para el Over 1 y RP 690 para el Over 2, para obtener resultados óptimos se tiene que ubicar donde la roca supere en $RQD > 50\%$.

Tabla 6: Magnitud de los esfuerzos principales

Estación	σ_1 (Mpa)	σ_2 (Mpa)	σ_3 (Mpa)
OVER 1	49	28	17
OVER2	28	23.5	14

Tabla 7: Magnitudes de la matriz tensora.

Estación	Esfuerzos de Compresión (Mpa)			Esfuerzos de Cizalle (Mpa)		
	σ_x	σ_y	σ_z	τ_{xy}	τ_{yz}	τ_{zx}
OVER 1	38	40	28	29	-0.6	-8.2
OVER 2	21	16	14	14	7	9

$$K = \frac{\sigma_h}{\sigma_v}$$

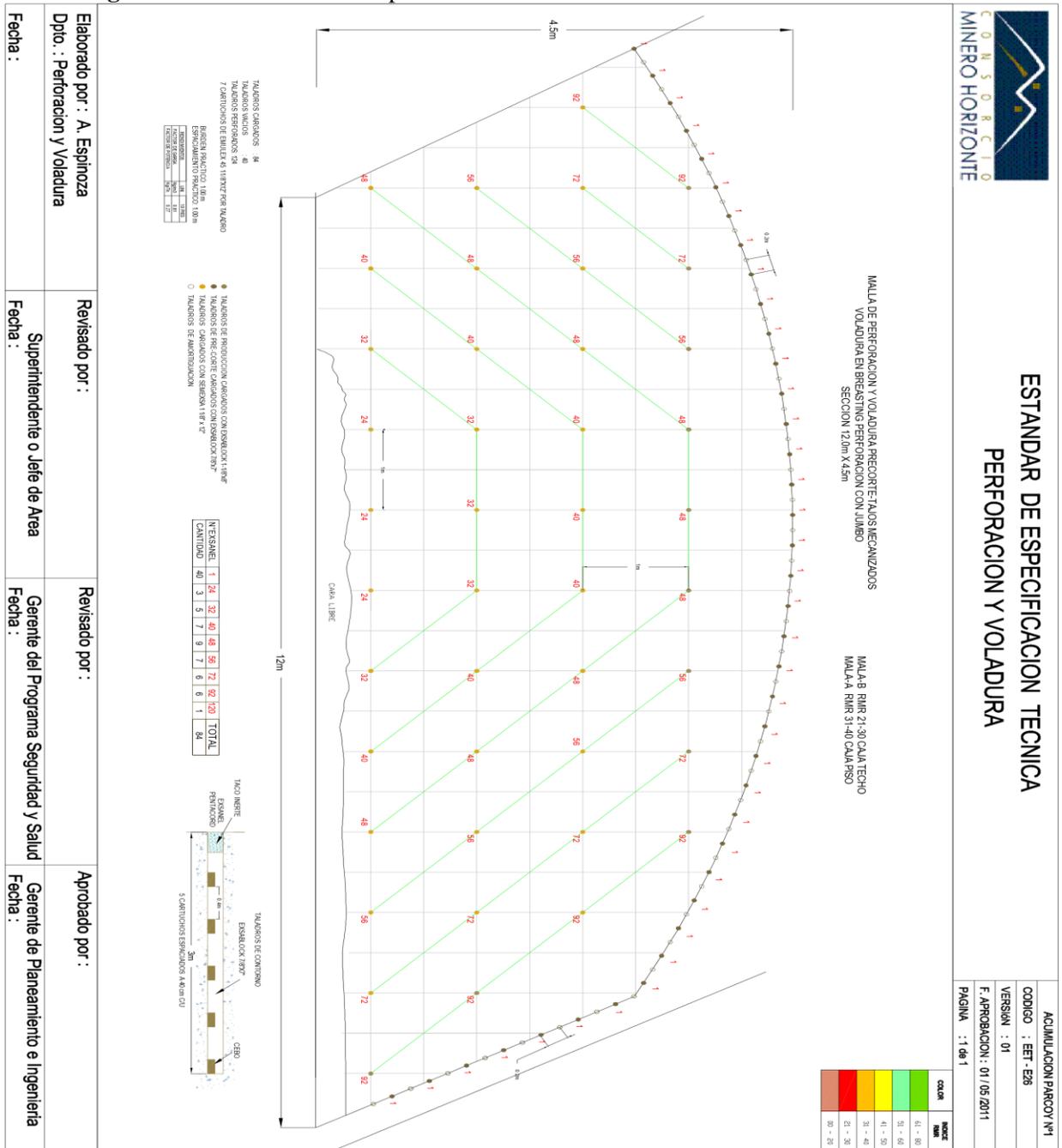
La constante k adecuado para ser usado en el modelamiento en diferentes partes de la mina sería.

$$K = 0.42 + \left(\frac{850}{Z}\right)$$

3.10.7. Evaluación de la malla de perforación actual

El diseño actual de la malla de perforación están diseñados hasta una potencia de veta de 12m y la altura está diseñado para 4.5m en función a la maniobralidad ideal de los equipos existentes, para esta relación de ancho y altura la relación de estabilidad están en zona de estallido lo cual puede ser causal para el derrumbe o realce del tajo. La malla actual fueron elaborados a partir de teorías empíricas, a lo cual se tiene que mejorar en el campo.

Figura 10: Plano de malla de perforación sección 12mx4.5m



Fuente: departamento de PV CMH.

En la malla de perforación actual, el espaciamento considerado entre los taladros de precorte están en 0.4m y con respecto al taladro guía está a una distancia de 0.2m lo que para una sección de 12x4.5 ingresarán 80 taladros en el contorno y 40 taladros cargados, con estos

parámetros superamos el tiempo de autoapoye y lo que generara relajamiento de la corona y caja techo ocasionando realces.

3.10.8. Análisis del TJ1995 para aplicar voladura controlada precorte

El presente trabajo de investigación estaba basado en aplicar la voladura controlada precorte de manera adecuada y optima en la ejecución de la explotación del TJ1995 en un tipo de roca IV-B con RMR 28, esta labor se tiene que ejecutar únicamente en un ciclo, lo que implica ampliar la sección de la excavación de acuerdo a la potencia de veta que varía desde los 6m hasta los 12 o 14m, y se procederá con el análisis para su aplicación.

3.10.9. Análisis del macizo rocoso en Tj1995.

Tabla 8: Clasificación geomecánica del macizo roco de acuerdo a BIENIAWSKI, 1989

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR)													
PARAMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES									VALORACION			
RESIST. COMP. UNIAxIAL (Mpa)	>250	15	100-250	12	50-100	7	25-50	4	<25(2)<5(1)<1(0)	0	1	4	
RQD %	90-100	20	75-90	17	50-75	13	25-50	8	<25	3	2	8	
ESPACIAMIENTO (m)	>2	20	0.6-2	15	0.2-0.6	10	0.06-0.2	8	<0.06	5	3	8	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long	6	1-3m Long	4	3-10mm	2	10-20m	1	>20m	0	4A	2
	APERTURA	Cerrada	6	<0.1mm apert	5	0.1-1.0mm	4	1-5mm	1	>5mm	0	4B	1
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	4C	1
	RELLENO	Limpia	6	Duro<5mm	4	Duro>5mm	2	Suave<5mm	1	Suave>5mm	0	4D	1
	ALTARACION	Sana	6	Lig Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy alterada	2	Descompuesta	0	4E	3
AGUA SUBTERRANEA	Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Fhijo	0	5	10	
Valor Total RMR										=	38		
DIRECCION Y BUZAMIENTO	Muy favorable		Favorable		Regular		Desfavorable		Muy desfavorable				
TUNELES	0		-2		-5		-10		-12			-10	
RMR PROMEDIO											28		
Tipos de macizos rocosos determinados a partir de la valuacion total													
Puntaje	100<-- 81		80<--61		60<--41		40<--21		< 21			40<--21	
Tipos de Roca	I		II		III		IV		V			IV	
Descripcion	Muy buena		Buena		Regular		Mala		Muy mala			MALA	

Fuente: Departamento de geomecánica CMH.

El TJ1995, de acuerdo al tipo de mineralización está compuesta en promedio por roca de tipo IV-B, el rango de RMR varía entre 25 y 35, para lo cual el más predominante según el área de geomecánica corresponde a RMR de 28.

Figura 11: Recomendación y análisis geomecánico del TJ1995.

MINERO HORIZONTE		RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA				U. MINERA: ACUMULACIÓN PARCOY NV	
						CÓDIGO : F-08-E001	
						SECCIÓN : GEOMECÁNICA	
						VERSIÓN : 03	
NOVEL	1915	CONTRATA	COMICIV	SUPERVISOR GEOMECANICA		B. Espinoza	
LABOR	TJ1995 NV	ZONA	Lourdo-Balcon	TIEMPO DE AUTOSOORTE (HORA)		INMEDIATO 4 1/2	
FECHA/HORA	PROGRESIVA		TIPO DE ROCA	A (m)	H (m)	L (m)	OBSERVACIONES
	DE (m)	A (m)					
14/05 12:10	51/10m	70/0	Pala B	6.10	4.40	3.00	RMR=38, dens. constante
1							
1							
DIAGRAMA DE SOSTENIMIENTO		CÓDIGO DE COLORES	RMR	TIPO DE ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO		
		Bianco (I)	81-100	I Muy Buena	Espesor del Shotcrete	2"	
		Caeste (II)	71-80	II Buena	Fibra (Kg/M3)	25	
		Verde Claro (III-A)	51-60	III Regular A	Tipo de Anclaje	swellex	
		Amarillo (III-B)	41-50	III Regular B	Longitud / Espaciamiento	2' / 10m, 10m	
		Anaranjado (IV-A)	31-40	IV Mala A	Sostenimiento Pasivo		
Rojo (IV-B)	21-30	IV Mala B	Espaciamiento				
Marrón (V)	0-20	V Muy Mala	Otros				

3.10.9.1. Características y parámetros para la perforación y voladura en TJ 1995 NV 1915.

De acuerdo a los estudios realizados en campo, a continuación, se muestra los parámetros con los que se cuenta actualmente en la mina, estos datos se utilizaran para el diseño de la malla de perforación y voladura.

Tabla 9: Parámetros de perforación aplicados en TJ1995

Descripción de la perforación	UM	Datos
Diámetro de perforación tal. producción	mm	45
Diámetro de taladros de pre corte	mm	45
Longitud de barra de perforación	ft	12
Eficiencia de perforación promedio	%	88
Longitud efectiva de perforación promedio	m	3.2

Desviación angular	°	2
Desviación angular en metros	m	0.2

Tabla 10: Parámetros del Equipo de perforación.

Descripción del Equipo (DD311)	UM	Datos
Alcance altura	m	5.81
Alcance de área	m ²	40

3.10.9.2. Análisis de la voladura para una fragmentación óptima

Para lograr una fragmentación óptima, se deben considerar varios factores, lo más importante es lograr dimensiones de acuerdo al diseño de la parrilla de chancado de mineral que varía de 10 a 12 pulgadas además considerar como la geometría del macizo rocoso, la resistencia de la roca, las condiciones del terreno, el tipo de explosivo utilizado y la disposición de los taladros de voladura. Una vez que se han identificado todos estos factores, se realizan pruebas de voladura para evaluar la fragmentación obtenida y ajustar el diseño en consecuencia para lograr la fragmentación óptima estos datos se pueden simular con los softwares como Wipfrag también con Imaje j.

3.10.10. Voladura controlada precorte

La técnica de voladura controlada precorte, se trata de generar un plano de fractura a nivel del contorno planeado. Las ondas de choque generadas por la voladura se desplazan a través del macizo rocoso generando esfuerzos de compresión, una vez se encuentran con este plano de fractura generada por el pre corte estas ondas de choque se reflejan en un 70% y únicamente el

30% continúan desplazándose y estas generan perturbaciones en el contorno así reduciendo significativamente el daño por vibraciones al macizo.

La voladura controlada precorte tiene como objetivos principales: disminuir el daño al contorno de la excavación, mejorar la seguridad del personal y del equipo de trabajo, reducir la dilución del mineral, aumentar la recuperación del mineral y mejorar la productividad de la operación.

Los explosivos utilizados en la voladura controlada pre corte deben ser de alta calidad y baja densidad, y estar diseñados para minimizar el daño a la roca y al entorno circundante.

Ventajas:

- a) Contornos de la excavación estable y segura para el colaborador
- b) Contorno de excavación de acuerdo a lo programado.
- c) Disminución de dilución de mineral y menor sobre excavación.
- d) Reducción de costos de explotación -Us\$/Ton.

Limitaciones: La voladura controlada precorte requiere alto costo en perforación debido al incremento de taladros, y además incremento en el costo de carguío. Y este tipo de voladura está limitado

Y otros autores definen de la siguiente manera.

William A. Hustrulid y Richard L. Bullock en "Blasting Principles for Open Pit Mining" (1999): "La voladura controlada de precorte implica la perforación de una línea de corte previa a la voladura principal en minería a cielo abierto. Esta técnica se utiliza para controlar la secuencia

y dirección de la fragmentación de la roca, permitiendo una extracción eficiente y segura del material".

Per-Anders Persson en "Rock Blasting and Explosives Engineering" (1994): "La voladura controlada de precorte es una técnica en la que se realiza una perforación adicional en la roca antes de la voladura principal. Esto permite una mejor distribución de la energía explosiva y una fragmentación más controlada del material rocoso en la minería subterránea y superficial".

Chris J. Konya y William A. Hustrulid en "Rock Fragmentation by Blasting: Fragblast 10" (2013): "La voladura controlada de precorte implica la perforación de una línea de corte previa a la voladura principal, ya sea en minería subterránea o superficial. Esta técnica se utiliza para generar una fractura inicial en la masa de roca, controlando así la distribución de la energía explosiva y mejorando la eficiencia del proceso de fragmentación de rocas".

(Holmberg y Persson, 2012) "La voladura controlada de precorte es una técnica ampliamente utilizada en minería subterránea y a cielo abierto. Consiste en la perforación de una línea de corte previa a la voladura principal, lo que permite controlar la propagación de la fractura y mejorar la fragmentación de la roca. Esta técnica es esencial para optimizar la extracción de material y garantizar una operación segura y eficiente."

3.10.10.1. Factores considerados en el diseño de malla de perforación precorte.

La malla de perforación precorte es una técnica de voladura controlada que se utiliza en la minería y la construcción para mejorar la eficiencia y la seguridad de la excavación de roca. En el diseño de la malla de perforación precorte, se deben considerar varios factores clave, entre ellos:

- A. Propiedades del macizo rocoso:** Tamaño y la orientación de las discontinuidades, es un factor importante en el diseño de la malla de perforación precorte. La malla debe ser

diseñada para cubrir toda la superficie del macizo rocoso y garantizar una fragmentación adecuada. Patrones de perforación: Los patrones de perforación se utilizan para determinar la ubicación y el espaciamiento de los taladros de perforación en la malla precorte. Los patrones de perforación deben ser diseñados para optimizar la fragmentación de la roca y minimizar la cantidad de material de voladura necesario.

B. Selección de explosivos: Los explosivos utilizados en la voladura deben ser seleccionados en función de la resistencia de la roca y las condiciones del terreno. La elección de un explosivo adecuado puede mejorar la eficiencia de la voladura y reducir la cantidad de material de voladura necesario.

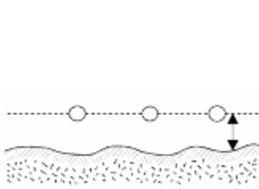
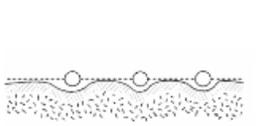
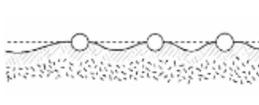
C. Secuencia de voladura: La secuencia de voladura se refiere al orden en que se detonan los taladros de perforación en la malla precorte. Una secuencia de voladura adecuada puede mejorar la fragmentación de la roca y minimizar la vibración y la emisión de polvo.

D. Condiciones ambientales: Las condiciones ambientales, como la temperatura, la humedad y la presión atmosférica, pueden afectar la eficiencia de la voladura y la seguridad de los trabajadores. Por lo tanto, se deben considerar estas condiciones al diseñar la malla de perforación precorte.

3.10.10.2. Factores geoestructurales que afectan la voladura precorte

- La frecuencia de fractura a lo largo de la línea de precorte
- El ángulo entre línea de precorte y las estructuras
- El relleno de las fracturas.

Tabla 11: Tipología de daños en voladura precorte

TIPOLOGIA DE DAÑOS	PERFIL DE EXCAVACION	PROBLEMA	SOLUCION
Sobreexcavación General		a) Voladura de precorte sobrecargada b) Fila próxima de destroza sobrecargada	a) Disminuir la cantidad de carga, aumentar desacoplamiento e incrementar espaciamiento b) alejar la fila de destroza, disminuir la presión en el taladro y aumentar el retardo entre las filas de destroza
Sobreexcavación alrededor de los taladros		La presión de detonación en el taladro es superior a la resistencia dinámica de la roca	Disminuir la densidad lineal de carga y aumentar el desacoplamiento
Sobreexcavación entre los taladros		Espaciamiento entre taladros reducida	Aumentar espaciamiento entre taladros
Roca saliente entre taladros		Espaciamiento excesivo entre taladros	Reducir el espaciamiento entre taladros y aumentar ligeramente la carga explosiva

Fuente: ((Manual de perforación y voladura de rocas, instituto tecnológico geominero de España, 2012 p. 368).

Tabla 12: Perfil óptimo de precorte

TIPOLOGIA DE DAÑOS	PERFIL DE EXCAVACION	PROBLEMA	SOLUCION
Precorte optimo		Ninguna	Ninguna

Fuente: Manual de voladura Exsa 2012 p. 242

3.10.10.3. Análisis y evaluación de las condiciones del tajo para su aplicación.

La voladura controlada pre corte es una técnica altamente eficiente para el control de estabilidad, sin embargo, su aplicación está condicionada a una serie de factores que deben ser considerados para garantizar su efectividad y seguridad en la operación. A continuación, se presentan algunos aspectos a considerar en el análisis y aplicación de la voladura controlada pre corte en TJ1995.

- A) **Características geológicas y geotécnicas:** Es importante analizar las características geológicas y geotécnicas de la roca en TJ1995, tales como las propiedades físicas y mecánicas del macizo en el área de trabajo, la presencia de fracturas y la permeabilidad. Estos factores influirán en el diseño del patrón de perforación y en la selección de los explosivos.
- B) **Dimensiones del tajo en función a la potencia de veta.** El tamaño y la forma del tajo son factores a considerar en el diseño de perforación y carguío. Es necesario evaluar la geometría del tajo y las dimensiones de la zona de contacto entre las cajas piso y techo. Así también verificar la cara libre.
- C) **Infraestructura.** La sección de las labores de preparación es de 3.5mx3.5m. sección suficiente para el acceso de equipos scoop de 6yd3 por la alta cantidad de volumen roto, y a la velocidad del ciclo de minado y considerar el pase de equipos para optimizar la limpieza de mineral. También se consideró la ejecución de un echadero a 100m del frente de excavación
- D) **Equipos.** Se debe verificar el alcance máximo de los equipos de perforación y sostenimiento. Considerando jumbo frontonero DD 311 hasta una altura de 5.8m para ello se deja un piso de mineral para alcanzar la altura de 7m en la corona del tajo, considerando

que la perforación sea horizontal. En cuanto a los equipos de sostenimiento igualmente se considera la altura en función a la distancia optima de lanzamiento de concreto para un adecuado sostenimiento con shotcrete. Y para el carguío se consideró la utilización de telehandlers.

E) Personal y equipo de trabajo. Es necesario contar con personal capacitado y experimentado en la técnica de voladura controlada pre corte, así como con los equipos de protección y seguridad necesarios para garantizar la integridad del personal y el éxito de la operación.

F) Costos y tiempos de ejecución. La voladura controlada pre corte requiere un mayor costo y tiempo en la perforación, así como en el carguío, en comparación con otras técnicas de voladura. Esta técnica de voladura tiene un alto costo en perforación y carguío, pero se tiene un bajo costo en sostenimiento, baja dilución de mineral, etc. Englobando todo el ciclo de minado es altamente rentable aplicar voladura controlada precorte en tajos de gran dimensión para evitar daños al macizo rocoso y los gastos que puedan causar este daño al contorno de la excavación ocasionando hasta la pérdida total del tajo por colapso.

Capítulo IV

Resultados y Discusión

4.1. Generalidades de la Mina

Ubicación de la Unidad Minera

La unidad minera de acumulación Parcoy de Consorcio Minero Horizonte se encuentra ubicado en el departamento de La libertad en la provincia de Pataz, distrito de Parcoy en anexo Retamas, las coordenadas geográficas de ubicación son las siguientes:

77° 27' 30" Longitud Oeste

08° 02' 30" Latitud Sur

Altitud 2750 m.s.n.m.

Tabla 13: Acceso a la unidad de acumulación Parcoy - Consorcio minero horizonte

Ruta de acceso-terrestre				
Ruta		Tipo de vía	Distancia (Km)	Tiempo estimado (Horas)
Lima	Trujillo	Asfaltada	580	9
Trujillo	Retamas	Asfaltada-afirmada	360	12
Total			940	21

Ruta de acceso aéreo				
Ruta		Tipo de vía	Distancia (Km)	Tiempo estimado (Horas)
Lima	Pías	Aérea	468	1.18
Trujillo	Pías	Aérea	170	0.5
Pías	Retamas	Terrestre	25	0.75

Clima y vegetación.

Según la clasificación climática de Thornthwaite, (Senamhi, 2020) la zona de Retamas tiene un clima que se caracteriza por ser semiseco y semifrío, con escasa lluvia durante el otoño, invierno y primavera. La humedad relativa en esta zona se considera alta. En cuanto a la cantidad de lluvia, de acuerdo con el informe técnico titulado "Comportamiento de las precipitaciones en el área de Retamas, distrito Parcoy, provincia de Pataz, La Libertad", se registraron niveles acumulados diarios de lluvia en la estación convencional de Huamachuco, la cual se encuentra cerca del área de estudio. Durante los meses de febrero y los primeros días de marzo, se observaron valores de 24.9 mm el 16 de febrero y 24.7 mm el 2 de marzo, clasificados como días de lluvia intensa.

Fisiografía.

El área tiene un terreno muy accidentado, con valles profundos, ríos estrechos y laderas empinadas que pueden llegar a tener una inclinación de hasta el 50%. Desde el punto de vista de la geografía, es un valle en proceso de formación que se encuentra en el lado oeste de la Cordillera Oriental de los Andes, y sus corrientes de agua fluyen de sur a norte.

Las zonas más altas de la cuenca alcanzan una altitud de 4500 msnm, mientras que el punto más bajo, que es donde se encuentra la confluencia con el río Marañón, se sitúa aproximadamente a 1400 msnm. En las partes altas de las quebradas principales, se encuentran valles con forma de U, valles suspendidos y depósitos de hielo, ubicados a ambos lados de la Cordillera.

Recursos.

Recursos Humanos: El capital humano cumple un rol fundamental en las operaciones del Consorcio. Sus conocimientos, profesionalismo y compromiso son tan importantes como su entusiasmo y energía. El capital Humano está conformado por 2700 trabajadores que se encargan

de la mina, la planta, el mantenimiento y la logística, las obras civiles, la administración y todos los demás servicios de soporte a la producción. Esto significa una participación laboral del 19% de empleados y 81% de obreros en las operaciones de CMH.

Recursos Naturales: Consorcio minero Horizonte viene trabajando en la concesión denominada acumulación Parcoy que consta de 31,422.5648 hectáreas que abarca desde el departamento de La libertad (Pataz, Sánchez Carrión, Santiago de chuco) hasta el departamento de Ancash (Pallasca).

Recursos Hídricos: La presencia de agua es constante en esta parte del Perú, ya que concentra toda el agua pluvial de la cordillera central. Los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla abastecen al río Parcoy y este dota de recursos hídricos a las operaciones mineras en producción así también a la planta de beneficio, y a los campamentos mineros. A fin de asegurar la calidad del vertimiento de los efluentes mineros, metalúrgicos y domésticos, así como el abastecimiento del agua para el consumo humano en el campamento de CMH y parte de las poblaciones aledañas.

CMH cuenta con las siguientes infraestructuras:

- Planta de agua potable La Castilla
- Planta de tratamiento de aguas domésticas La Gringa
- Unidades de tratamiento de aguas de mina en interior y superficie
- Planta de degradación de cianuro

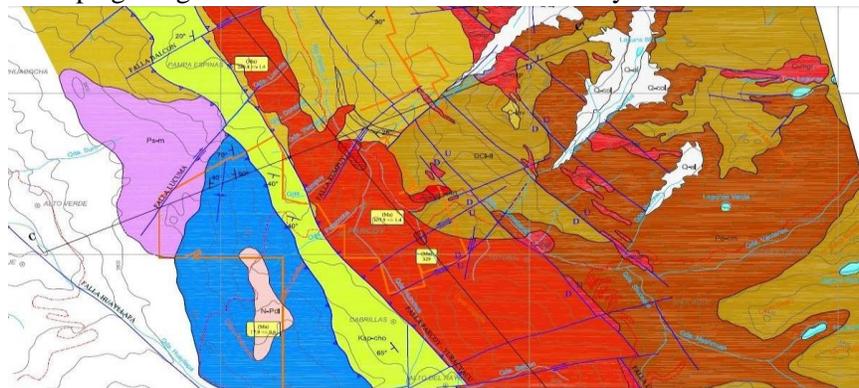
Recursos Energéticos: En Consorcio Minero Horizonte, la energía eléctrica utilizada proviene del Sistema Interconectado con la Red Nacional. Además, cuentan con una casa de fuerza donde se han instalado 5 compresoras eléctricas de alta potencia (4 Atlas Copco y 1 Sullair) que

generan 7846 pies cúbicos por minuto (CFM). Asimismo, se han ubicado otras 6 compresoras en distintos puntos de la mina, las cuales suman 1750 caballos de fuerza (HP) y generan 5665 CFM.

Geología.

El yacimiento se encuentra dentro del intrusivo del batolito de Pataz y se emplazan en la zona central del valle Parcoy entre las rocas clásticas Cenozoico-mesozoicas que se presentan en el lado occidental de la mina el cual está limitada por la falla regional Parcoy-Yuracyacu y en el lado oriental con rocas volcánicas paleozoicas y rocas metamórficas precámbricas del Complejo Marañón limitada por la falla Los Loros.

Figura 12: Mapa geológico de unidad de acumulación Parcoy



Nota: Tomado del departamento de geología de CMH

Batolito de Pataz

El Batolito de Pataz es una formación geológica de edad Carbonífero inferior (Paleozoico) que se presenta con una configuración alargada y lenticular. Tiene una marcada orientación paralela al eje regional de los Andes en dirección NO-SE, extendiéndose a lo largo de aproximadamente 65 kilómetros y abarcando una superficie de aproximadamente 150 kilómetros cuadrados. En el área de la mina Parcoy, su ancho varía de 2,5 a 5,0 kilómetros.

Este batolito está emplazado dentro del Complejo Marañón y está limitado en general por fallas regionales. Hacia el oeste, está en contacto con una secuencia sedimentaria Jurásico-Cretácica, mientras que hacia el este, se encuentra en contacto con rocas metamórficas del Complejo Marañón y rocas volcánicas del tipo Lavasén.

En cuanto a su litología, el Batolito de Pataz está compuesto principalmente por granodiorita y tonalitas de grano medio. Los eventos de intrusión más tempranos incluyen gabrodioritas y cuarzo-dioritas, seguidos por una intrusión más tardía de tonalitas-granodioritas. Posteriormente, se presentan cuerpos intrusivos de monzo-granitos, junto con diques aplíticos (formados por feldespato y cuarzo) y diques oscuros andesíticos que cortan a los intrusivos. Las variaciones litológicas no muestran cambios o contactos bien marcados, lo que sugiere una transición gradual entre las diferentes rocas.

La edad del batolito se ha determinado mediante el método de datación de argón y U/Pb en cristales de circón de granodiorita, dando una edad de 329 millones de años (Ma). La edad de la mineralización asociada al batolito se ha determinado en edades de 312 Ma y 305 Ma para dos etapas diferentes de mineralización.

El conocimiento de la edad y litología del Batolito de Pataz es crucial para comprender su historia geológica y la formación de depósitos minerales en la zona. La mineralización asociada a este batolito es de especial interés para la industria minera y puede ser un factor importante en la planificación y desarrollo de actividades mineras en la región.

Granodiorita

Constituye el mayor componente litológico del batolito de Pataz, de textura holocristalina de grano medio, color gris claro que no muestran cambios o contactos marcados. En las

granodioritas y variantes monzograníticas se observa enclaves de microdioritas. El contenido es: Cuarzo 40%, Plagioclasas 35%, Hornblenda (Máficos) 15%, Ortosa < 10%.

Geología regional.

La zona de Pataz presenta una geología diversa, con diferentes series de basamento y rocas volcánico-clásticas. El basamento está compuesto por rocas metamórficas de bajo grado y abarca desde el Proterozoico hasta el Paleozoico inferior. El Batolito de Pataz, formado en el Carbonífero Superior, se extiende a lo largo de la zona fracturada y consiste principalmente en granodiorita calcoalcalina. La formación del Batolito fue resultado de una fractura inversa causada por la compresión tectónica entre las placas oceánica y continental. Esta fractura fue rellenada por magma, principalmente de composición granodiorítica. El Batolito se caracteriza por la presencia de vetas de cuarzo-pirita, que contienen oro, así como otros minerales como galena, esfalerita y arsenopirita. La mineralización se encuentra en rocas precámbricas y paleozoicas debido a la intrusión del Batolito, y se acentúa en las calizas de Pucara en los contactos con la intrusión, donde se forman disseminaciones de oro. El Batolito está controlado por dos grandes fallas regionales, una al norte-este y otra al sur-oeste, que delimitan su extensión y conectan con otras formaciones rocosas. El Batolito de Pataz tiene una dirección de N 30° Oeste y está influenciado por cizalla marginal y cabalgamiento de geometría listrica. La presencia de oro en la zona se atribuye a zonas de dilatación con una orientación predominante de noroeste a sureste.

Geología estructural.

La geología estructural se describe a continuación.

Zonas estructurales

A nivel regional la zona de Parcoy se encuentra definido en tres zonas estructurales.

Zona plegada de rocas meso-cenozoicas

La zona emplazada en el sector occidental de la mina Parcoy, en la parte alta de los cerros y limitada por la Falla Parcoy-Yuracyacu, se caracteriza por ser un área dominada por rocas sedimentarias, principalmente del periodo Jurásico-Cretácico. Esta área presenta extensos plegamientos y pliegues largos y angostos con una orientación principal en dirección NNW-SSE. Estos pliegues muestran una asimetría tanto hacia el NE como hacia el SW, lo que significa que los flancos de los pliegues no son simétricos, sino que uno es más inclinado que el otro.

Además de los pliegues, se encuentran numerosas fallas inversas asociadas a esta deformación. Las fallas inversas son aquellas en las que el bloque superior se desplaza hacia arriba y sobre el bloque inferior debido a fuerzas compresivas que actúan en la corteza terrestre.

En este contexto, la deformación principal está representada por los pliegues, lo que indica que la mayor parte de la deformación estructural en esta zona está relacionada con procesos de compresión que han generado los plegamientos de las rocas sedimentarias. La presencia de pliegues y fallas inversas sugiere que esta área ha experimentado importantes fuerzas tectónicas en el pasado, lo que ha resultado en la formación de estructuras geológicas complejas y características propias de zonas con actividad tectónica significativa.

Es importante tener en cuenta estas características geológicas y estructurales al planificar y llevar a cabo actividades mineras en esta zona, ya que la presencia de pliegues y fallas puede tener implicaciones para la estabilidad de las excavaciones y la explotación de recursos minerales. La comprensión de la geometría y la cinemática de estas estructuras es esencial para garantizar la seguridad y eficiencia de las operaciones mineras en el área.

Zona de fallamiento en bloques del batolito Pataz

La parte central de la mina Parcoy está ubicada en una faja alargada y angosta de intrusivos granodioríticos, pertenecientes al "Batolito de Pataz", una gran masa de roca ígnea plutónica. Esta zona es de especial importancia debido a la presencia de la mina Parcoy.

En esta área, se encuentran fallas inversas de dirección NW-SE, que tienen un alto ángulo y alcanzan varios kilómetros de longitud. Estas fallas inversas son aquellas en las que el bloque superior se desplaza hacia arriba y sobre el bloque inferior debido a fuerzas compresivas que actúan en la corteza terrestre. Estas fallas tienen un gran salto vertical de cientos de metros, lo que significa que han producido desplazamientos significativos de las rocas a lo largo de la dirección NW-SE.

Además de las fallas inversas, en esta zona también se encuentran fallas transversales, que pueden ser dextrales (movimiento hacia la derecha) o sinestrales (movimiento hacia la izquierda). Estas fallas transversales son más numerosas pero tienen menor longitud en dirección EW (este-oeste) y NE-SW (noreste-suroeste). Estas fallas transversales intersectan las fallas inversas y forman bloques de roca que se levantan o hunden dentro del intrusivo granodiorítico.

La presencia de estas fallas estructurales y la configuración de los bloques levantados y hundidos tienen importantes implicaciones en la geología y la explotación minera de la zona. La comprensión de la geometría y la cinemática de estas estructuras es esencial para la planificación y operación de la mina, ya que pueden afectar la distribución y la calidad de los recursos minerales, así como la estabilidad de las excavaciones y las operaciones mineras en general. Es necesario llevar a cabo un análisis geotécnico detallado y estudios estructurales para garantizar la seguridad y la eficiencia de las operaciones mineras en esta área.

Zona del complejo marañón y volcánicos paleozoicos

Se emplaza hacia el sector oriental del Batolito de Pataz, está constituido por rocas metamórficas del Complejo Marañón que constituye el basamento rocoso de todo el sistema y rocas volcánicas de la Formación Lavasén y Tres Lagunas.

Geología local.

De acuerdo a los estudios realizados por el área de geología de CMH en el Batolito de Pataz se han identificado áreas de colapso asociadas a las grandes fallas regionales. Estas fallas son producto de esfuerzos de compresión que generaron fracturas de cizalla y, posteriormente, fracturas de tensión. Las fracturas preexistentes a la mineralización tienen un rumbo paralelo a las grandes fallas, y su llenado con cuarzo y pirita fue afectado por fallas diagonales de alto ángulo, creando un patrón en "Rosario" en las vetas.

El mapeo geológico ha observado la unión de vetas en la superficie, especialmente en el caso de la veta Candelaria, que muestra una zona de óxidos importante. En el mapeo geológico subterráneo, se ha notado que las estructuras se vuelven más verticales a mayor profundidad. Se ha determinado que las mejores condiciones de mineralización económica se encuentran en vetas de bajo ángulo, mientras que los valores disminuyen en vetas más verticales.

Geología económica.

La formación de las vetas dentro del cuerpo intrusivo está relacionada con la actividad de fluidos hidrotermales que se movieron a través de fallas de desgarre desde la unidad metavolcánica del Complejo del Marañón. Estos fluidos contenían mineralización aurífera y fueron acumulados en el intrusivo debido a esfuerzos tectónicos que generaron altas presiones y temperaturas.

Es importante mencionar que no hay mineralización presente en los sedimentos mesozoicos ni en los volcánicos, lo que sugiere que la mineralización aurífera se concentró específicamente en el intrusivo debido a las condiciones geológicas y tectónicas favorables en esa área.

El sistema principal de vetas se orienta en dirección NW-SE, y se forma debido al relleno de los espacios vacíos de fracturas y fallas en el intrusivo. Esto indica que el intrusivo presenta una alta cantidad de fracturas, lo que facilitó la deposición de los minerales en estas estructuras. Con el tiempo, estas vetas han sido afectadas por procesos tectónicos adicionales, como fallas y plegamientos, que han modificado su forma y disposición original.

En resumen, la mineralización aurífera en las vetas dentro del cuerpo intrusivo se debe a la actividad de fluidos hidrotermales que se movieron a través de fallas desde una unidad metavolcánica cercana. Las condiciones tectónicas y geológicas favorecieron la deposición de minerales en las fracturas y fallas del intrusivo, formando el sistema principal de vetas NW-SE. Posteriormente, estos sistemas de vetas han sido afectados por eventos tectónicos adicionales, como fallas y plegamientos.

4.2. Características del macizo rocoso de la unidad de acumulación Parcoy del NV 1915 del TJ1995

Para la determinación de las propiedades físicas y mecánicas de las rocas de la unidad de acumulación Parcoy del NV 1915 del TJ 1995, se han extraído muestras representativas, que fueron analizadas en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la compañía CMH, cuyos resultados se detallan a continuación:

A. Propiedades físicas de roca intacta:

Tabla 14: Datos de laboratorio de CMH del TJ1995.

Propiedades Físicas	Valor	UM
Densidad mineral	2.76	(gr./cm ³)
Porosidad Aparente	0.33	(%)
Absorción	0.12	(%)
Peso Específico Aparente	27.1	(KN/m ³)

Nota. Datos brindados por el laboratorio del departamento de geomecánica CMH.

B. PROPIEDADES MECÁNICAS

Tabla 15: Datos de laboratorio de propiedades mecánicas de roca intacta

Propiedades Mecánicas de macizo rocoso	Valor	UM
Ensayos de Compresión Simple		
Resistencia a la Compresión Simple	441.3	(kg/cm ²)
Resistencia a la Compresión Simple	45	(MPa)
Ensayos de Propiedades Elásticas		
Módulo de Young	7.5	(GPa)
Poisson	0.29	Und.
Ensayos de Tracción Indirecta (brasileiro)		
Resistencia a la Tracción	3.75	(MPa)
Ensayos de Compresión Triaxial		
Resistencia	45	(MPa)
(mi)	22	Und.

Ángulo de Fricción Interno	15-25	(°)
Cohesión	10	(MPa)

Nota. Datos brindados por el laboratorio del departamento de geomecánica CMH.

A. Interpretación de datos de laboratorio

El análisis de los resultados de laboratorio proporciona información valiosa sobre las propiedades físicas y mecánicas de la muestra de roca intacta. Los obtenidos indican que la muestra pertenece a un tipo de roca "Regular", con valores típicos de un intrusivo de granodiorita fresca ligeramente alterada.

En cuanto a las propiedades físicas, la densidad promedio de 2.6 indica que la muestra es compacta y masiva, lo que la hace más densa que las rocas más dispersas. La baja porosidad (0.79%) y absorción (0.29%) también son características de una roca cristalina masiva, en contraste con rocas sedimentarias.

En cuanto a las propiedades mecánicas, las resistencias de compresión simple varían de 66 a 204 MPa, clasificando la roca como medianamente dura a dura. El módulo Young promedio de 11,72 GPa y el módulo Poisson promedio de 0,3 indican un comportamiento poco elástico del terreno, sugiriendo que la roca es rígida y no es capaz de soportar un gran incremento de tensión tangencial antes de fracturarse.

Los ensayos de compresión triaxial confirman que la roca es medianamente dura a dura, con cohesión alta (19 a 28 MPa) y un ángulo de fricción interna alto (42 a 58°). Estos valores son relevantes para el modelamiento con el Criterio de Mohr-Coulomb, que es una herramienta utilizada para el análisis del comportamiento de la roca en ingeniería geotécnica.

Es importante tener en cuenta que las propiedades mecánicas de la muestra de roca intacta pueden variar de las condiciones in situ, ya que en campo se enfrenta a la presencia de discontinuidades y agua subterránea, lo que puede afectar la resistencia del macizo rocoso.

En resumen, los resultados del análisis de laboratorio indican que la muestra de roca intacta es de media a alta resistencia, lo que sugiere que es una roca adecuada para soportar cargas y presiones considerables en proyectos de ingeniería y minería. Sin embargo, es importante tener en cuenta las condiciones reales del macizo rocoso en el lugar donde se llevará a cabo la excavación o construcción, ya que las propiedades pueden variar debido a factores como discontinuidades y presencia de agua subterránea.

4.3. Evaluación de la perforación y voladura precorte en TJ1995.

El plano de fractura generado por el precorte cumplió el rol de reflejar las ondas de choque que se transportan por el medio en forma de vibraciones, este proceso fue fundamental para la estabilidad del TJ1995, en la sección de 8x5m se formó un plano de fractura de 16m², llegando hasta los 32m² en la sección de 12x7m.

4.3.1. Evaluación de la dilución

La dilución permisible es de 10%, en esta investigación se logró reducir la dilución hasta un 4%.

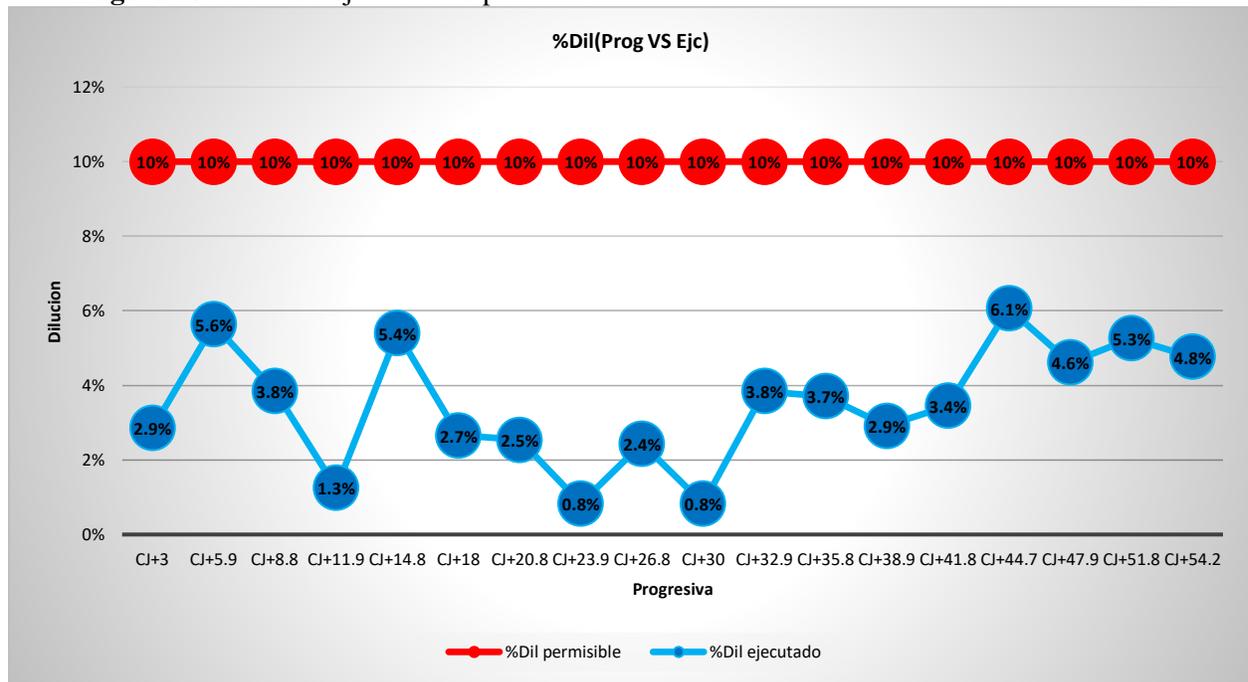
Tabla 16: Medición de dilución en TJ1995

Dilución en TJ 1995						
Nº	Prog.	%Dil permisible	Potencia de veta (m)	Ancho Labor (m)	%Dil ejecutado	Diferencia
Vol.01	cj+3	10%	6.8	7.0	2.9%	-7.1%
Vol.02	cj+5.9	10%	6.7	7.1	5.6%	-4.4%

Vol.03	cj+8.8	10%	7.5	7.8	3.8%	-6.2%
Vol.04	cj+11.9	10%	7.9	8.0	1.3%	-8.8%
Vol.05	cj+14.8	10%	10.5	11.1	5.4%	-4.6%
Vol.06	cj+18	10%	11.0	11.3	2.7%	-7.3%
Vol.07	cj+20.8	10%	11.5	11.8	2.5%	-7.5%
Vol.08	cj+23.9	10%	11.9	12.0	0.8%	-9.2%
Vol.09	cj+26.8	10%	12.0	12.3	2.4%	-7.6%
Vol.10	cj+30	10%	11.9	12.0	0.8%	-9.2%
Vol.11	cj+32.9	10%	12.5	13.0	3.8%	-6.2%
Vol.12	cj+35.8	10%	13.0	13.5	3.7%	-6.3%
Vol.13	cj+38.9	10%	10.0	10.3	2.9%	-7.1%
Vol.14	cj+41.8	10%	8.4	8.7	3.4%	-6.6%
Vol.15	cj+44.7	10%	6.2	6.6	6.1%	-3.9%
Vol.16	cj+47.9	10%	6.2	6.5	4.6%	-5.4%
Vol.17	cj+51.8	10%	5.4	5.7	5.3%	-4.7%
Vol.18	cj+54.2	10%	6.0	6.3	4.8%	-5.2%
PROMEDIO		10%	9.19	9.50	3.5%	-6.6%

Nota. Obtenido de mediciones en campo TJ1995

Figura 13: Dilución ejecutada vs permitido



Nota. Medición en campo TJ1995

De acuerdo a la figura 13 se observa que el mayor control de dilución fue en sección superiores a los 8m de potencia

4.3.2. Evaluación de la estabilidad de la excavación del TJ1995

Figura 14:Evidencias de labor estable TJ1995, de acuerdo al diseño en sección de 12x7m.

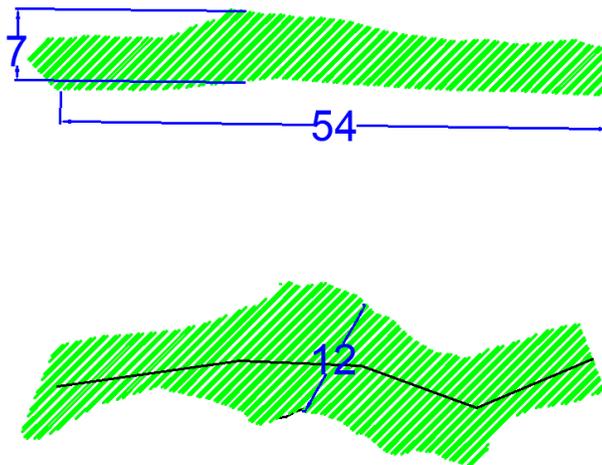


Figura 15: Evidencias de labor estable TJ1995, de acuerdo al diseño en sección de 8x5 hasta los 10x6m



En la figura 15 se observa que el TJ 1995 se encuentra estable sin presencia de realces labor controlada.

Figura 16: Vista en perfil y vista en planta del TJ1995.



Nota. Tomado del plano del TJ1995, proporcionado por el área de planeamiento CMH

En el plano de no se observa presencia de realces en la corona y se tiene un perfil uniforme de acuerdo a la sección programada.

4.3.3. Evaluación de carga operante y ppv-para campo lejano

Figura 17: Carga Operante para sección de 8x5m

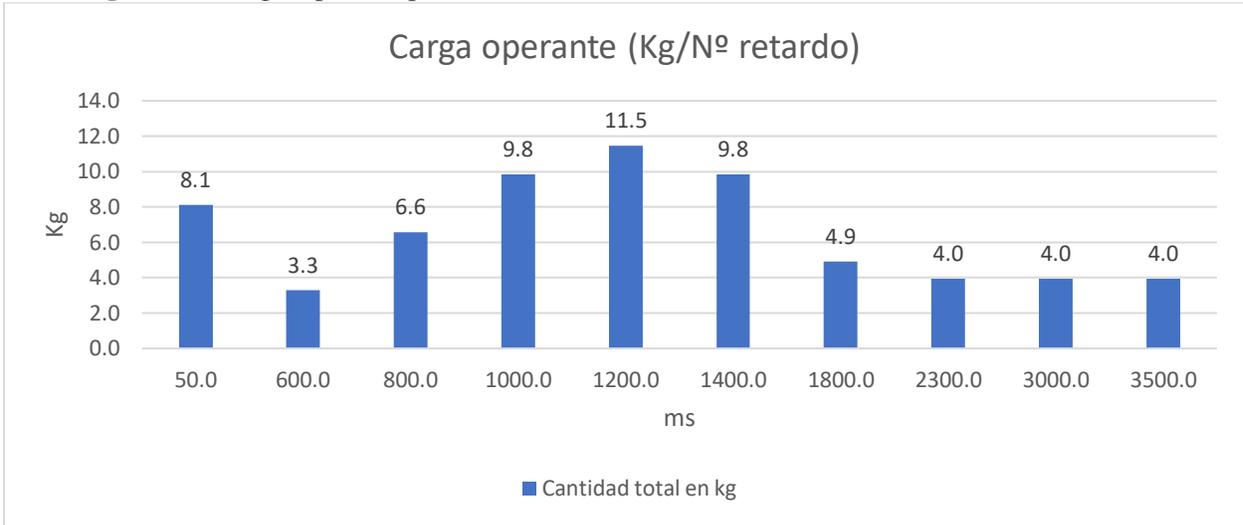


Figura 18: Carga operante para sección de 12x7m

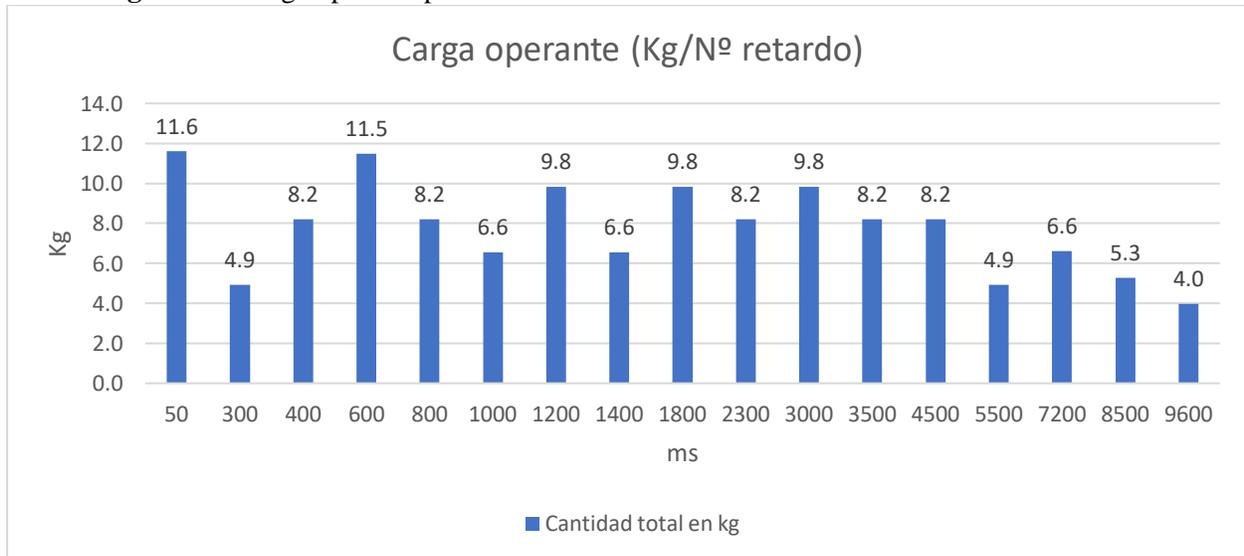
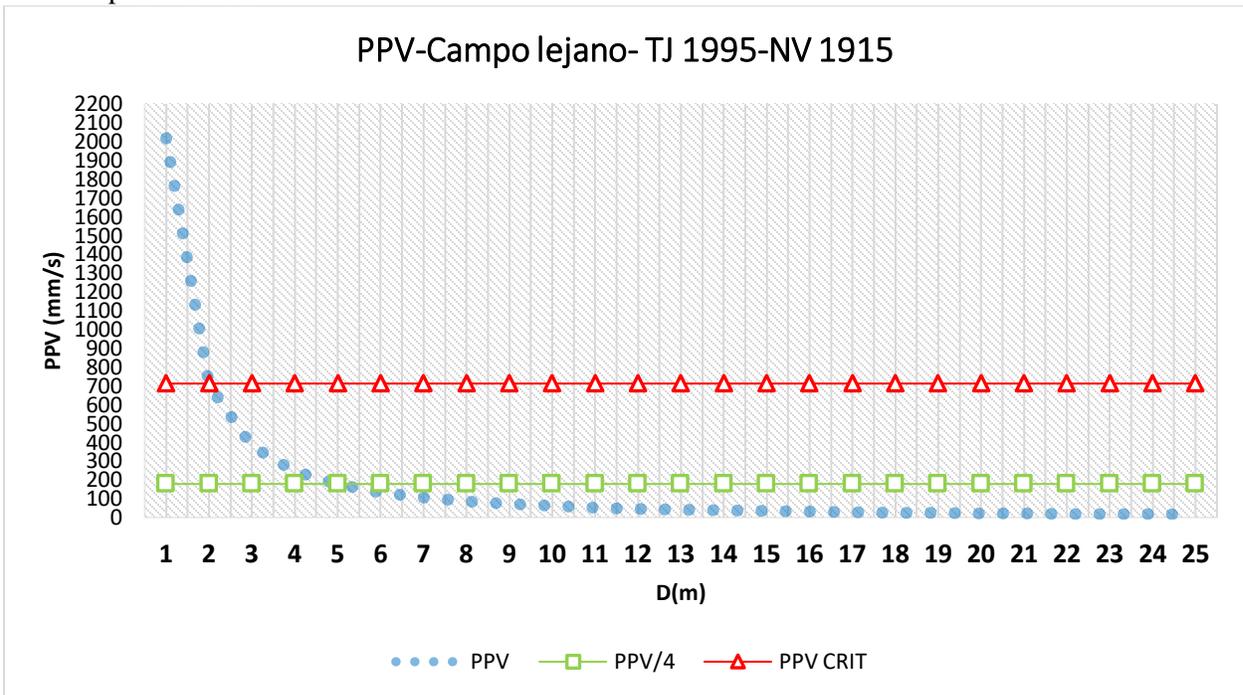


Figura 19: Evaluación del PPV para campo lejano según Devine para valores de $K=314.18$ y $\text{Alpha}=1.5176$.



En la figura 19 se evidencia que la generación de vibraciones, de acuerdo con una carga operativa de 11.6 Kg/N, produce un alcance de daño de hasta 2 metros de radio. Sin embargo, dado que esta carga operante más elevada se encuentra ubicada en el centro del frente, su influencia en el daño al contorno del TJ1995 será insignificante. Además, el plano de fractura generado por el precorte actuará como un factor atenuante en el impacto de las ondas, ocasionando su reflexión y contribuyendo así a una fragmentación más eficiente.

4.3.4. Evaluación de la perforación y voladura precorte en (8mx5m)

El proceso de perforación fue supervisado por completo para cumplir con el estándar diseñado.

Figura 20: Proceso de perforación precorte en sección de 8mx5m.



En la figura 20 se observa la correcta perforación del frente con equipo jumbo Sandvik DD311 con barra de 12ft.

Figura 21: Proceso de sostenimiento del TJ1995



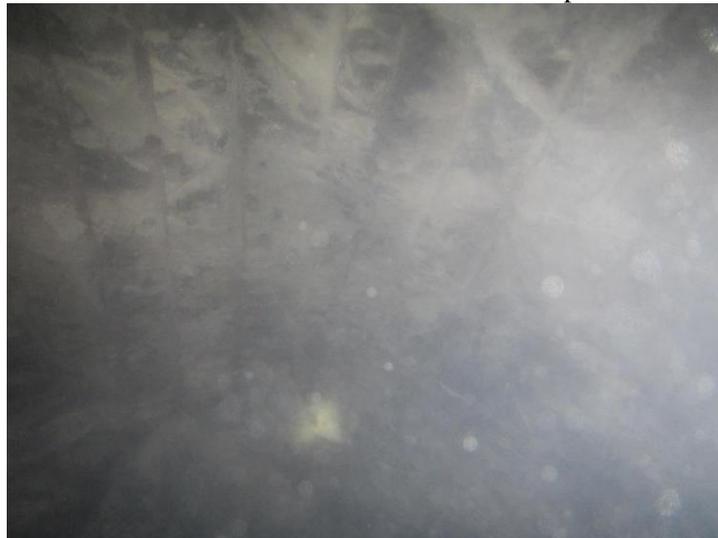
En la figura 21 se observa el proceso de instalación de pernos swellex de 7pies.

Figura 22: Proceso de carguío del TJ1995



En la figura 22 se observa el frente cargado de acuerdo al diseño planteado.

Figura 23: Resultados de voladura evidencias de las cañas del precorte TJ1995

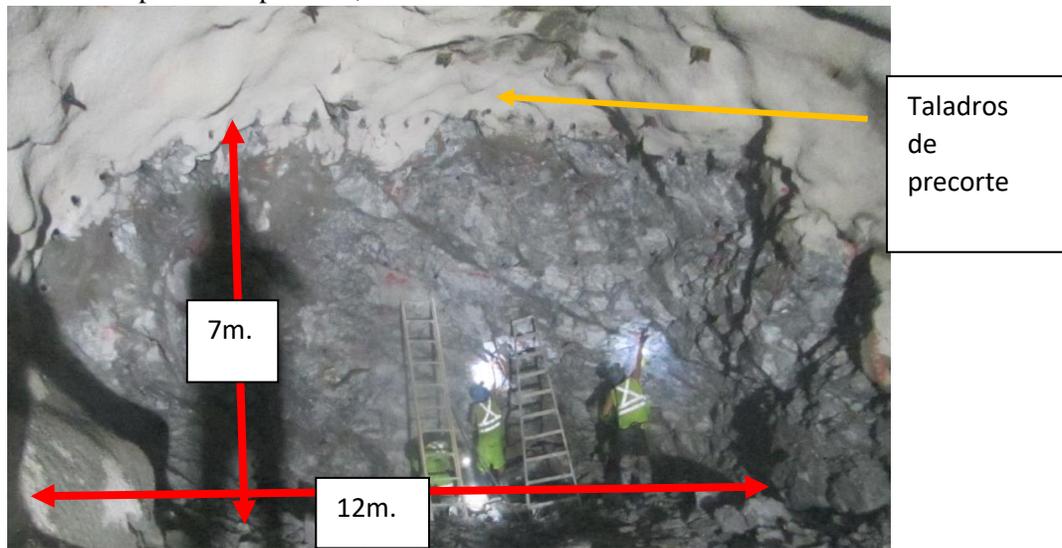


En la figura 23 se observa las cañas del precorte, lo que indicador que no hubo daño fuera del contorno diseñado.

4.3.5. Evaluación de la perforación y voladura precorte en (12mx7m)

A continuación, se muestra evidencias del control de perforación y voladura para una sección de 12x7m.

Figura 24: Frente perforado precorte, labor con sección de 12mx7m



Nota. Evidencia del cumplimiento de los estándares.

En la figura 24 se observa la perforación del precorte de acuerdo al diseño, además se observa corona, cajas techo y piso estables.

Figura 25: Resultado de voladura en sección de 12mx7m.



En la figura 25 se observa el resultado de la voladura precorte, sobre la pila de mineral se observa bloques desprendidos del precorte, bloques con medidas de 0.6x0.4x2.0m (ancho, alto, largo), estos bloques son generados por el plano de fractura, y los taladros de amortiguación son los encargados de desprender por completo.

Figura 26: Evidencia de las cañas de los taladros de precorte. Y el éxito de la voladura sin generar daño al contorno.



En la figura 26 se observan las cañas, indicador de que la corona no ha sido dañado por vibraciones generados por voladura.

4.4. Evaluación de la aplicación de jk simblast para el diseño de la perforación y voladura para el TJ1995

La aplicación indispensable del software JKSimBlast 2D Bench fue fundamental para el diseño de la malla de perforación y carga explosiva adecuada utilizada en la excavación del TJ1995. Con base en las predicciones resultantes, fue posible recalcular la configuración de la malla y la distribución de la carga explosiva. El empleo de JKSimBlast contribuyó significativamente a la optimización de los costos asociados con la ejecución de la voladura, a través del análisis del Peak Particle Velocity (PPV) propuesto por Holmberg y Persson.

4.4.1. Evaluación económica de la perforación y voladura controlada precorte en TJ 1995.

En la tabla 17 se muestra el análisis de precio unitarios vigente, con el cual fue presupuestado la voladura en TJ1995, donde el precio de explotación es de 11.64Us\$/TM, en la segunda tabla se muestra el análisis de precio unitarios con el cual fueron ejecutados la explotación del TJ1995

El volumen explotado fue de 2842.56m³ equivalentes a 7845.47TM, con una ley diluida de 24.98g/TM.

Tabla 17: Comparativo de precios unitarios.

DESCRIPCION	UM	Cant.(m3)	PU	Total, USD	OBSERVACION
Presupuesto	Us\$/TM	7845.47	\$11.64	\$91,316.71	
Ejecutado	Us\$/TM	7845.47	\$7.50	\$58,807.96	
	Optimizado por TM		\$4.14	\$32,508.75	

El costo en Perforación y voladura se redujo en 4.14 Us\$/TM, generando beneficio adicional en \$32,508.75. par la E.E ejecutora.

Tabla 18: PU vigente para explotación de Tajos, Fuente: costos y productividad CMH

EXPLORACION_TAJEO_MECA NIZADO ANCHO VETA 9MX4.5M (CON JUMBO - SCOOP)							
06551		Nº de Taladro	100.00	Tons/Disp.	307.70		
MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	GDIAS/DSP	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/Ton
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	3.00	0.56	1.00	56.76	95.70	
AYUDANTE OPER JUMBO	Hom/Disp	4.00	0.56	1.00	37.94	85.29	
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	2.00	1.47	1.00	50.79	149.37	
CARGADOR/DISPARADOR	Hom/Disp	1.00	1.00	1.00	40.33	40.33	
SERVICIOS PARA RELLENO	Hom/Disp	0.50	1.00	1.00	37.94	18.97	
\$UB-TOTAL						389.66	1.27
MATERIALES							
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DSP	VIDA UTIL MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA		U.S.\$/Ton
BARRAS DE PERFORACION	Mts/Disp	270.57	2,500	0.11	466.84		0.16
BROCAS DE 45 MM	Mts/Disp	270.57	200	1.35	60.81		0.27
SHANK ADAPTER	Mts/Disp	270.57	3,500	0.08	225.62		0.06
AFILADOR BROCAS	Mts/Disp	270.57	100,000	0.00	0.00		0.00
TUBO PVC (Voladura recorte)	Pzas/Disp	10.00			1.92		0.06
POLIYUTE	Mts2/Ton	0.00			0.00		0.00
Petroleo para Jumbo	Glnz	1.50			3.59		0.02
Petroleo para Scoop	Glnz	50.11			3.59		0.58
HERRAMIENTAS	GLB				1.54		0.01
\$UB-TOTAL							1.16
IMPLEMENTOS SEGURIDAD							
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DSP		COSTO UNIT U.S.\$/Pers		COSTO U.S.\$	U.S.\$/Ton
IMPLEMENTOS SEGURIDAD	Unidad	8.50		2.04		17.38	0.06
Implementos Operador Scoop	Tareas	1.47		3.60		5.57	0.02
							0.07
VOLADURA							
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DSP	CANTIDAD/TALADRO	CANTIDAD PZAS	UNIDAD KG	COSTO U.S.\$/Kg	U.S.\$/Ton
SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12" (122) CART	TALADROS	34.00	8.00	272.00		0.54	0.48
EXSABLOK 7/8" X 7" (276) Corona	TALADROS	33.00	6.00	198.00		0.17	0.11
CORDON DE TONANTE 5P	MTS	26.00				0.27	0.02
GUIA ENSAMBLADA 2.4 mts (Carnex)	PZAS	2.00				0.86	0.01
EXANEL 4.2 Mts	PZAS	67.00				1.15	0.25
\$UB-TOTAL							0.86
EQUIPOS							
DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DSP	COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACION U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/Ton
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (4.12)	HORAS	4.64	44.70	93.30	138.00	640.32	
SCOOP DIESEL 4.1 YD3 (11.54)	HORAS	12.53	29.97	63.11	93.09	1166.40	
SCALER	HORAS	1.50			0.00	0.00	
\$UB-TOTAL						1,806.72	5.87
RELLENO HIDRAULICO - DETRITICO							
Relleño DETRITICO	TMS	1.00	S/Tons	1.07			1.07
TOTAL COSTOS DIRECTOS							10.30
IMPREVISTOS	3%						0.31
UTILIDAD	10%						1.03
\$UB TOTAL COSTOS INDIRECTOS							1.34
TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Con equipos)							11.64

Tabla 19: PU ejecutado en la explotación del TJ1995, Fuente: costos y productividad CMH

**EXPLORACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VETA 12MX7M
(CON JUMBO - SCOOP) - EJECUTADO**

06551

N° de Taladro 117.00 Tons/Disp. 634.30

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	GDIAS/DISP	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/Tons
OPERADOR DE JUMBO	Ham/Disp	2.00	0.90	1.00	56.78	102.73	
AYUDANTE OPER.JUMBO	Ham/Disp	2.00	0.90	1.00	37.94	68.66	
OPERADOR SCOOPTRAM	Ham/Disp	2.00	1.00	1.00	50.79	101.58	
CARGADOR/DISPARADOR	Ham/Disp	4.00	1.00	1.00	40.33	161.32	
SERVICIOS PARA RELLENO	Ham/Disp	0.50	1.00	1.00	37.94	18.97	
\$UB-TOTAL						453.26	0.71

MATERIALES

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA UTIL MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/Ton
BARRAS DE PERFORACION	Mts/Disp	374.40	2,500	0.15	466.84	0.11
BROCAS DE 45 MM	Mts/Disp	374.40	200	1.87	60.81	0.16
SHANK ADAPTER	Mts/Disp	374.40	3,500	0.11	225.62	0.04
AFILADOR BROCAS	Mts/Disp	374.40	100,000	0.00	0.00	0.00
TUBO PVC (Voladura recorte)	Pzas/Disp	21.00			1.92	0.06
POLYURE	Mts2/Ton	0.00			0.00	0.00
Petroleo para Jumbo	Glnz	3.00			3.59	0.02
Petroleo para Scoop	Glnz	60.60			3.59	0.34
\$UB-TOTAL						0.75

IMPLEMENTOS SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/Ton
IMPLEMENTOS SEGURIDAD	Unidad	8.50	2.04	17.38	0.63
Implementos Operador Scoop	Tareas	1.00	3.80	5.57	0.01
					0.64

VOLADURA

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	CANTIDAD/ TALADRO	CANTIDAD PZAS	UNIDAD KG	COSTO U.S.\$/Kg	U.S.\$/Ton
SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12" (122) CART	TALADROS	76.00	7.63	580.00		0.54	0.50
EXSABLOK 1 1/8 XB Corona	TALADROS	20.00	5.40	108.00		0.27	0.05
CORDON DE TONANTE 5P	MTS	70.00				0.27	0.03
GUIA ENSAMBLADA 2.4 mts (Carnex)	PZAS	2.00				0.86	0.00
EXANEL 4.2 Mts	PZAS	96.00				1.15	0.17
\$UB-TOTAL							0.75

EQUIPOS

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACION U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/Ton
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (5.2)	HORAS	5.20	44.70	93.30	138.00	717.60	
SCOOP DIESEL 6.0 YD3 (10.1)	HORAS	10.10	53.04	84.10	137.14	1385.11	
SCALER	HORAS	1.50			0.00	0.00	
\$UB-TOTAL						2,102.71	3.32

RELLENO HIDRAULICO - DE TRITICO

Relleño DE TRITICO	TMS	1.00	\$/Tons	1.07	1.07
--------------------	-----	------	---------	------	-------------

TOTAL COSTOS DIRECTOS	6.63
------------------------------	-------------

IMPREVISTOS 3%	0.20
----------------	-------------

UTILIDAD 10%	0.66
--------------	-------------

\$UB TOTAL COSTOS INDIRECTOS	0.86
-------------------------------------	-------------

TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Con equipos)	7.50
--	-------------

CONCLUSIONES

- ❖ La voladura controlada mediante precorte desempeñó la función de generar un plano de fractura a lo largo de la fila de taladros de precorte, los cuales fueron perforados y cargados con explosivo de baja densidad. Este plano de fractura resultante permitió reflejar las ondas de choque hacia el punto de voladura, generando esfuerzos de tracción que mejoraron la fragmentación hacia el centro de la voladura. Esto a su vez contribuyó a la estabilidad del contorno de la excavación. El factor de carga del precorte, calculado es de 0.29 kg/m² con un espaciamiento de 0.3 m y una densidad de carga de 0.193 kg/m, estos parámetros determinados son óptimos para la aplicación en tajos de tipo de roca IV-B, RMR 28.
- ❖ El TJ1995, fue clasificado con tipo de roca IV-B, en este tipo de roca el tipo de voladura adecuada es la voladura controla precorte debido a la inestabilidad de la labor, las vibraciones que se generan perturban el contorno pudiendo ocasionar realces post voladura. Además de ello, aplicando los criterios de relación de estabilidad planteados por Obert y Duvall, (1967) para incrementar la relación de estabilidad se incrementó la altura de explotación de 4.5m hasta los 7m.
- ❖ La configuración precisa de la malla de perforación en la voladura controlada de precorte desempeña un papel fundamental en la mitigación de la inestabilidad del macizo rocoso en TJ1995 Consorcio Minero Horizonte S.A. Esta técnica de perforación de una serie de taladros de precorte con parámetros específicos calculados, como el espaciamiento y la carga explosiva. El diseño de la malla de perforación 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 que permitió generar el plano de fractura controlado.

- ❖ La simulación llevada a cabo utilizando el software JKSimBlast 2D Bench resultó ser crucial para predecir el radio de influencia de cada taladro y permitió realizar variaciones en la carga explosiva con el objetivo de obtener una simulación óptima, de acuerdo a ello se logró reducir el daño al contorno hasta 0.2m donde sucede la creación de nuevas fracturas a partir del PPV crítico calculado de 712mm/s y en este punto ingresa la acción del plano de fractura reflejando las ondas de choque hacia el centro de la voladura. Para el diseño de perforación y voladura del TJ1995, se tuvo en cuenta la variabilidad de la veta a partir del mapeo geológico que indicaban un incremento de hasta los 12 metros de potencia en base en esta información se diseñó la malla de perforación y voladura utilizando los criterios establecidos por C. Konya, y se aplicó el modelo predictivo de Holmberg y Persson para la predicción de vibraciones. Los resultados obtenidos a partir de estas técnicas y metodologías han sido satisfactorios en la explotación del TJ1995, lo que ha contribuido a un proceso de explotación eficiente y exitoso.

RECOMENDACIONES

- ❖ Se recomienda aplicar la voladura controlada precorte para un mayor control del contorno de la excavación en función a la importancia del proyecto.
- ❖ La aplicación de la voladura controlada precorte en minería subterránea es óptima en tipos de roca IV en RMR inferiores a 35, ya que para mayores se requerirá mayor energía para generar el plano de fractura.
- ❖ Es esencial la supervisión permanente durante el proceso de perforación y carguío para el cumplimiento del diseño planteado, y realizar modificaciones de acuerdo a criterios técnicos según el campo lo requiera.
- ❖ Se recomienda realizar la simulación de la voladura en JKSimBlast para predecir el resultado de la voladura y tomar decisiones sin costo económico antes de cometer errores.
- ❖ Capacitar al personal en perforación y carguío del tipo de voladura precorte
- ❖ Se recomienda mantener al mismo personal capacitado durante explotación de tajos similares
- ❖ Utilizar los tacos de arcilla para el aprovechamiento de la energía del explosivo y reducir las vibraciones por cada taladro.
- ❖ Ubicar la mayor carga operante a nivel central de la voladura para disipar las vibraciones generadas en el centro de la voladura y este ayude a la fragmentación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

HUSTRULID, William; JOHNSON, Jeffrey. (2008) A gas pressure-based drift round blast design methodology.

El criterio de rotura de Hoek-Brown – Edición 2002 Hoek-Brown failure criterion – 2002 Edition
E. Hoek(1), C. Carranza-Torres(2), B. Corkum(3) (1) Consulting Engineer, (2) University of Minnesota, (3) RocScience Inc.

Hoek,, M.S.(2005) Diederichsb, Empirical estimation of rock mass modulus-

Llacma Llallacachi, O (2017) “Evaluación Técnico Económica Con El Uso De Emulsión Gasificada En Voladura Mina Cuajone” Tesis Título Profesional-Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa-Repositorio Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa

López Peláez D. (2020) Estudio sobre las principales voladuras de contorno, optimización y desarrollo de una metodología de cálculo relacionada con los parámetros geomecánicos del terreno-Tesis master universitario en ingeniería de minas - Universidad De Cantabria Escuela Politécnica De Ingeniería De Minas Y Energía-Repositorio universidad de Cantabria.

Mundaca Muñoz O (19/09/2019). Predicción de fragmentación ajustada y burden en función de una granulometría requerida.

<https://www.interempresas.net/Mineria/Articulos/254240-Prediccion-de-fragmentacion-ajustada-y-Burden-en-funcion-de-una-granulometria-requerida.html>

Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Osinergmin recuperado de https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf

(Vásquez Sánchez, Ned Yamile – PUCP – E.T.S.I. de Minas. Predicción de la ley de atenuación del terreno en vibraciones producidas por voladuras a cielo abierto, 2017)

ANEXOS

Anexo 1: Matriz de consistencia

Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Variable	Indicadores	Metodología
¿En qué medida el diseño de la malla de perforación y voladura precorte permite el control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023?	Determinar en qué medida el diseño de la malla de perforación y voladura precorte permite el control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.	El diseño de la malla de perforación y voladura precorte permite un mejor control de estabilidad del macizo rocoso en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.	Variable Dependiente Control de estabilidad del macizo rocoso	Propiedades de la roca	Ámbito: Temporal: 2023 Espacial : Mina CMH Tipo de investigación Aplicada Nivel de investigación Explicativo Método de investigación General: Científico Especifico: Inductivo–deductivo Diseño de estudio Cuasi Experimental Instrumento y técnica ficha de mapeo geomecanico Observación Procesamiento Presentación descriptiva con tablas de frecuencia, gráficos y estadística inferencial.
				Clasificación geomecánica	
				Parámetros de estabilidad de la roca	
¿Cómo influye la calidad del macizo rocoso en la perforación y voladura en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023?	Determinar como influye la calidad del macizo rocoso en la perforación y voladura en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.	La calidad del macizo rocoso influye significativamente en la perforación y voladura en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.			
¿En qué medida el diseño de la malla de perforación de acuerdo con la voladura controlada de precorte ayuda a minimizar la inestabilidad del macizo rocoso en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023?	Evaluar en que medida el diseño de la malla de perforación de acuerdo con la voladura controlada de precorte ayuda a minimizar la inestabilidad del macizo rocoso en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.	El diseño de la malla de perforación de acuerdo con la voladura controlada de precorte ayuda a minimizar significativamente la inestabilidad del macizo rocoso en el TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad 2023.	Variable Independiente Diseño de la malla de perforación y voladura precorte	Diagrama de malla de perforación	
¿Como la propuesta de voladura controlada de pre corte repercute en la disminución de la sobre rotura y dilución de mineral (inestabilidad del macizo rocoso) en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad, 2023?	Establecer como la propuesta de voladura controlada de pre corte repercute en la disminución de la sobre rotura y dilución de mineral (inestabilidad del macizo rocoso) en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad, 2023.	La propuesta de voladura controlada de pre corte repercute significativamente en la disminución de la sobre rotura y dilución de mineral (inestabilidad del macizo rocoso) en TJ 1995 unidad minera acumulación Parcoy, La Libertad, 2023.		Voladura controlada	

Anexo 2: valoración y clasificación geo mecánica de RMR de bieniewski
Clasificación RMR Geomecánica de Bieniawski 1989: Parámetros de clasificación

PARAMETRO		ESTIMACION Y ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca sana	Carga puntual MPa ⇔ Kg/cm ² (aprox) ⇔	> 10 100	4 – 10 40 - 100	2 – 4 20 - 40	1 – 2 10 - 20	Únicamente Compresión Simple		
		Compr. Simple MPa ⇔ Kg/cm ² (aprox) ⇔	> 250 >2 500	100 – 250 1 000-2 500	50 – 100 500 – 1 000	25 – 50 250 - 500	5-25 50-250	1-5 10-50	< 1 <10
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD %	90 – 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25			
	Valoración	20	17	13	8	3			
3	Separación de discontinuidades	> 2 m	0,6 – 2 m	0,2 – 0,6 m	0,06 – 0,2 m	< 0,06 m			
	Valoración	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades (ver guía especial)	Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Borde sano y duro.	Ligeramente rugosas. Abertura <1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas Abertura <1mm Bordes blandos	Espejo de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1 – 5 mm. Diaclasas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm Diaclasa Continua			
	Valoración	30	25	20	10	0			
5	Presencia de agua	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 – 25 L/min	25 – 125 L/min	>125 L/min		
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_1	0	0 – 0,1	0,1 – 0,2	0,2 – 0,5	> 0,5		
	Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo			
	Valoración	15	10	7	4	0			
Corrección por orientación de las discontinuidades (ver guía especial)									
6	Dirección y Buzamiento		Muy favorable	Favorable	Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12		
		Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25		
	Taludes	0	- 5	- 25	- 50	- 60			



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 063-2023-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 332-2023-FIMGC-D**, siendo veintiocho días del mes de agosto del 2023, a horas 11:00 am.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO**, Jurado - Asesor el **MSc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada titulado: “**DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PRECORTE PARA EL CONTROL DE ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO CMH, 2023**”, presentado por el/la Sr./Srta., **BRAYAM QUISPE QUICHUA**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería Minas**.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **15 (quince)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



Firmado digitalmente por Dr.
Ing. Efraín Elías Porras Flores
Fecha: 2023.09.03 17:44:09
-05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES

Presidente

Firmado
digitalmente por
Roberto J.
Gutierrez
Palomino

MSc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO

Jurado Asesor



Firmado
digitalmente por Dr.
Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2023.08.29
12:27:49 -05'00'

Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS

Jurado



Firmado
digitalmente por
JAIME PALOMINO
CLAUDIO
Fecha: 2023.08.29
09:24:00 -05'00'

MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO

Jurado

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR

Secretario del Proceso

Departamento Académico de Matemática y Física





UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL



“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 059-2023-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado con el software Turnitin, en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la **Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU**, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y **Resolución Decanal N° 288-2023-FIMGC- UNSCH-D**, deja constancia de originalidad de trabajo de investigación, que el/la Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : QUISPE QUICHUA, Brayam
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PRECORTE PARA EL CONTROL DE ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO CMH, 2023”
Evaluación de la Originalidad : 30 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 2149043141

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

En señal de conformidad y verificación se firma la presente constancia

Ayacucho, 21 de agosto del 2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
Departamento Académicos de Matemática y Física



Con depósito para Sustentación y Tramites
Cc. Archivo

“DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PRECORTE PARA EL CONTROL DE ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO CMH, 2023”

por Brayam Quispe Quichua

Fecha de entrega: 21-ago-2023 01:18p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2149043141

Nombre del archivo: Tesis_BRAYAM_QUISPE_QUICHUA_EPIM.docx (5.31M)

Total de palabras: 15086

Total de caracteres: 82768

"DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PRECORTE PARA EL CONTROL DE ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO CMH, 2023"

INFORME DE ORIGINALIDAD

30%

INDICE DE SIMILITUD

16%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

28%

TRABAJOS DEL
ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	26%
2	hdl.handle.net Fuente de Internet	1%
3	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1%
4	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	<1%
6	Submitted to Universidad Católica de Santa María Trabajo del estudiante	<1%
7	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1%

8

Submitted to Universidad Abierta para Adultos

Trabajo del estudiante

<1 %

9

repositorio.unamba.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo