

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL  
DE HUAMANGA**

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

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS:**

**Optimización de los estándares de voladura con la implementación  
del Software Jk Simblast en la Unidad Minera Valetita IV 2024**

Para optar el título profesional de:

**INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

**Bach. Erik Michael LAURA FLORES**

ASESOR:

**Msc. Ing. Grover RUBINA SALAZAR**

**AYACUCHO - PERÚ**

**2025**

## **DEDICATORIA**

Dedico este trabajo, en primer lugar, a Dios, por ser mi guía y fortaleza constante en cada etapa de mi vida.

A mis padres, cuyo amor incondicional, esfuerzo y valores me han formado y motivado a seguir adelante con determinación.

A mis docentes y mentores, quienes con su ejemplo, exigencia y orientación académica han dejado huella en mi formación profesional.

Y, finalmente, a todos aquellos que, de una u otra forma, creyeron en mí y me impulsaron a culminar este importante logro

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a Dios, por brindarme fortaleza, sabiduría y salud en cada etapa de este proceso académico.

A la Unidad Minera Valetita IV, por facilitar el acceso a la información técnica y operativa necesaria para el desarrollo de esta investigación, así como por el acompañamiento del personal profesional durante las visitas a las galerías 7203 Sur y Norte.

A mis docentes y asesores de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, por su dedicación, exigencia y por guiarme con responsabilidad y compromiso durante la elaboración de esta tesis.

A la UNSCH, por haberme formado profesionalmente y brindado un espacio de crecimiento académico, humano y ético.

A mis amigos y compañeros de carrera, por su apoyo constante, por compartir experiencias y por caminar conmigo en este proceso de formación.

Gracias a todos quienes, directa o indirectamente, contribuyeron a la culminación de este trabajo

## RESUMEN

La presente investigación parte del problema identificado en las galerías 7203 Sur y Norte de la Unidad Minera Valetita IV, donde el patrón de perforación y voladura presenta deficiencias técnicas significativas. Estas se evidencian en un diseño empírico que no considera las condiciones geomecánicas reales del macizo, lo que genera sobreexcavaciones, bajo avance por disparo (1.39 m en promedio), y eficiencia de voladura limitada al 80%. Asimismo, se observa que los taladros de alivio se ejecutan con el mismo diámetro que los de producción, sin garantizar una adecuada cara libre, y que la distribución de carga es irregular, lo cual afecta la fragmentación y el control del contorno.

Frente a este escenario, se plantea como hipótesis que la implementación del software JK SimBlast permitirá optimizar los estándares de perforación y voladura, mejorando indicadores como el avance, eficiencia y control técnico del frente. En consecuencia, el objetivo general es evaluar el impacto del uso de JK SimBlast en el rediseño técnico del patrón de perforación y voladura en las galerías 7203 S y N. Los objetivos específicos se enfocan en: analizar los parámetros geomecánicos mediante modelos como Hoek Brown, Barton Bandis y Mohr Coulomb; diagnosticar las deficiencias del diseño actual; simular el nuevo diseño en JK SimBlast; y comparar los resultados para proponer una mejora técnica sustentada.

Los resultados técnicos validan la hipótesis propuesta. El rediseño aplicado con JK SimBlast permite pasar de un avance de 1.39 m a 2.1 m por disparo, incrementando la eficiencia de voladura de 88% a 96% y reduciendo el factor de carga de 3.42 kg/m<sup>3</sup> a 2.57 kg/m<sup>3</sup>. Además, se logra una distribución energética homogénea, validada en simulaciones que muestran control de contorno y fragmentación uniforme. Los parámetros geomecánicos aplicados incluyen un GSI de 55, resistencia uniaxial de 95 MPa, cohesión de hasta 3.002 MPa y fricción de hasta 51.30°, lo cual confirma la necesidad de un diseño técnico adaptado. En conclusión, la investigación demuestra

que el uso de JK SimBlast es una herramienta efectiva para optimizar el rendimiento de las voladuras en minería subterránea, alineándose con los objetivos propuestos y contribuyendo a una mejora sustancial en el control del proceso operativo.

## ABSTRACT

This investigation is based on the problem identified in galleries 7203 South and North of the Valetita IV Mining Unit, where the drilling and blasting pattern presents significant technical deficiencies. These are evident in an empirical design that does not consider the actual geomechanical conditions of the massif, which generates over-excavations, low progress per shot (1.39 m on average), and blasting efficiency limited to 80%. Furthermore, it is observed that relief holes are executed with the same diameter as production holes, without guaranteeing an adequate free face, and that the load distribution is uneven, which affects fragmentation and contour.

Given this scenario, it is hypothesized that the implementation of JK SimBlast software will optimize drilling and blasting standards, improving indicators such as progress, efficiency, and technical control of the face. Consequently, the overall objective is to evaluate the impact of using JK SimBlast on the technical redesign of the drilling and blasting pattern in drifts 7203 S and N. The specific objectives focus on: analyzing geomechanical parameters using models such as Hoek–Brown, Barton–Bandis, and Mohr–Coulomb; diagnosing deficiencies in the current design; simulating the new design in JK SimBlast; and comparing the results to propose a supported technical improvement.

The technical results validate the proposed hypothesis. The redesign applied with JK SimBlast allows to go from a feed rate of 1.39 m to 2.1 m per shot, increasing the blasting efficiency from 88% to 96% and reducing the load factor from 3.42 kg/m<sup>3</sup> to 2.57 kg/m<sup>3</sup>. In addition, a homogeneous energy distribution is achieved, validated in simulations that show contour control and uniform fragmentation. The geomechanical parameters applied include a GSI of 55, uniaxial strength of 95 MPa, cohesion up to 3.002 MPa and friction up to 51.30°, which confirms the need for an adapted technical design. In conclusion, the research demonstrates that the use of JK SimBlast is an effective tool to optimize blasting performance in underground mining, aligning with the proposed objectives and contributing to a substantial improvement in the control of the operational process.

## ÍNDICE

CAPITULO I .....	1
Introducción.....	1
1.1    Descripción de la realidad problemática.....	1
1.2    Formulación del problema.....	2
1.2.1    Formulación del problema general .....	2
1.2.2    Formulación del problema específico .....	3
1.3    Planteamiento de hipótesis .....	3
1.3.1    Formulación de hipótesis general.....	3
1.3.2    Formulación de hipótesis específicas.....	3
1.4    Objetivo .....	4
1.4.1    Objetivo general.....	4
1.4.2    Objetivos específicos .....	4
1.5    Justificación .....	5
1.6    Importancia.....	6
1.7    Variables de investigación .....	7
1.7.1    Variable independiente .....	7
1.7.2    Variable dependiente .....	8

CAPITULO II .....	9
MARCO TEORICO.....	9
1.8 Antecedentes de investigación.....	9
1.9 Bases teóricas .....	19
1.9.1 Perforación y voladura .....	19
1.9.2 Diagrama de perforación.....	20
1.9.3 Parámetros de perforación y voladura.....	20
1.9.4 Equipos de Perforación .....	20
1.9.4.1 Perforación rotopercutiva .....	21
1.9.5 Fundamentos de la perforación rotopercutiva .....	21
1.9.6 Accesorios de perforación.....	22
1.9.7 Errores en la Perforación .....	22
1.9.7.1 Arranques.....	22
1.9.7.2 Desviaciones en el paralelismo .....	22
1.9.7.3 Espaciamientos .....	23
1.9.7.4 La irregular longitud de taladros .....	23
1.9.7.5 Intercepción de taladros .....	23
1.9.7.6 Taladros .....	23

1.9.8	Máquinas Hidroneumáticas en la Minería Subterránea: Principios, Aplicaciones. ....	23
1.9.9	Método de explotación corte y relleno ascendente.....	24
1.9.10	Condiciones de perforación.....	25
1.10	Definición de términos .....	26
1.10.1	Algoritmo.....	26
1.10.2	Carga operante .....	26
1.10.3	EXSA .....	26
1.10.4	Factor de acoplamiento.....	26
1.10.5	Factor de potencia .....	27
1.10.6	Factor de carga.....	27
1.10.7	GSI.....	27
1.10.8	ISRM.....	27
1.10.9	MPa .....	27
1.10.10	PETS .....	27
1.10.11	RQD.....	27
1.10.12	RMR.....	27
1.10.13	RWS .....	28

1.10.14	SMC.....	28
CAPITULO III.....		29
MATERIAL Y MÉTODOS.....		29
1.11	Método de Investigación Científica.....	29
1.11.1	Tipo de Investigación.....	29
1.11.2	Nivel de Investigación.....	29
1.11.3	Diseño de Investigación.....	30
1.11.4	Población.....	30
1.11.5	Muestra.....	31
1.11.6	Ubicación.....	31
1.11.7	Accesibilidad.....	32
1.12	Recursos Geológicos y Reservas Minerales.....	32
1.13	Marco Geológico de la Unidad Minera Valetita IV.....	32
1.13.1	Litología.....	33
1.13.1.1	Pórfido Andesítico.....	33
1.13.1.2	Pórfido Diorítico.....	33
1.13.1.3	Brecha Hidrometalúrgica de Anhidrita.....	33
1.13.1.4	Brecha Infiltrada de Pórfido Diorítico.....	33

1.14	Estructuras Geológicas.....	34
1.14.1	Fallas Geológicas.....	34
1.14.2	Pliegues .....	34
1.14.3	Hidrogeología.....	34
1.15	Evaluación de la Calidad Geomecánica.....	35
1.16	Galería 7203 Sur y Norte .....	35
1.16.1	Datos generales del proyecto.....	36
1.16.2	Datos geológicos Galería 7203 Sur.....	36
1.17	Galería 7203 N .....	37
1.17.1	DATOS GEOLOGICOS.....	37
1.18	Datos de ensayo de laboratorio de mecánica de rocas en este caso (Ensayo triaxial).....	37
capitulo iv .....		39
Resultados y discusión.....		39
1.19	Galería 7203 Sur y Norte .....	39
1.19.1	Criterio de Hoek - Brown .....	39
1.19.1.1	Índice de resistencia geológica ( <i>GSI</i> ) .....	39
1.19.1.2	La Resistencia de la roca intacta .....	41

1.19.1.3	Constante de la roca intacta ( $m_i$ ).....	42
1.19.1.4	Factor de disturbancia (D) .....	43
1.19.1.5	Esfuerzo principal .....	45
1.19.1.6	Envolvente de Morh – Coulomb.....	47
1.19.1.7	Módulo de Deformación ( $E_m$ ).....	50
1.19.1.8	Línea Mogi .....	51
1.19.2	Criterio de Mohr Coulomb .....	52
1.19.3	Uso de Rocdata .....	54
1.19.4	Criterio de Barton Bandis .....	58
1.19.4.1	Esfuerzos principales .....	59
1.19.4.2	Envolvente de Mohr de Coulomb.....	60
1.19.5	Importancia de los parámetros ( $c$ , $\phi$ ) en el análisis del diagrama de perforación y voladura .....	61
1.19.5.1	Determinación de la energía de voladura requerida .....	61
1.19.5.2	Diseño del patrón de barrenos (burden y espaciamiento).....	62
1.19.5.3	Evaluación del daño inducido en las paredes (overbreak).....	62
1.19.5.4	Selección del tipo de explosivo y columna de retacado .....	62
1.19.6	Resultados .....	62

1.19.6.1	Galería 7203 Sur y Norte.....	62
	Criterio generalizado de Hoek & Brown .....	62
	Criterio de falla de Mohr – Coulomb .....	63
	Criterio de falla de Barton - Bandis .....	64
1.20	Diagrama de perforación en la Galería 7203 Norte y Sur.....	64
1.20.1	Diagrama de perforación inicial .....	64
1.20.2	Distribución de la carga explosiva del diagrama inicial con 6 pies.....	66
1.20.3	Análisis y resultado del diagrama de perforación inicial con 6 pies.....	67
1.20.4	Diagrama de perforación inicial de Galería 7203 S y N en secciones de 2.1 X 2.4 m.....	70
1.20.5	Análisis de la línea base.....	71
1.21	Diagrama propuesto de perforación y voladura de acuerdo a las características 73	
1.21.1	Condiciones geomecánicas del macizo rocoso .....	73
1.21.2	Ineficiencias del diseño actual de perforación y voladura .....	74
1.21.3	Justificación del uso del software JK SimBlast .....	74
1.21.4	Diseño de un nuevo diagrama de perforación y voladura propuesta ....	76
1.21.5	Estimación del avance o longitud de perforación.....	77
1.21.5.1	Análisis del tipo de arranque a utilizar .....	77

1.21.6	Diseño geométrico de la nueva diagrama usando el modelo matemático de Roger Holbert .....	79
1.21.6.1	Consumo específico de explosivo .....	80
1.21.7	Resultados operativos del diagrama propuesto.....	96
1.21.8	Resultados de la Simulación con Jk SimBlast .....	97
1.22	Discusión .....	107

## LISTA DE TABLAS

Tabla 01 Datos geológicos de la Galería 7203 S.....	36
Tabla 02 Parámetros geomecánicos de la Galería 7203 S.....	36
Tabla 03 Datos geológicos de la Galería 7203 N .....	37
Tabla 04 Datos de la Galería 7203 N .....	37
Tabla 05 Datos de ensayos triaxiales de laboratorio .....	37
Tabla 06 Resistencia de la roca en función de UCS y Sv .....	41
Tabla 07 Valores de la constante m, para la roca intacta .....	42
Tabla 08 Distribución de la carga explosivo del diagrama inicial 2.5 x 2.5m.....	66
Tabla 09 Análisis y resultados del seguimiento al diagrama de perforación inicial con 6 pies en la galería.....	69
Tabla 10 Distribución de carga explosiva por ubicación .....	71
Tabla 11 Estimación geomecánica para el diseño de diagrama .....	76
Tabla 12 Resumen de resultados de cálculos geométricos del diseño de diagrama propuesto.....	92
Tabla 13 Distribución de carga explosiva de la nueva diagrama .....	93
Tabla 14 Perforación .....	97
Tabla 15 Detalle de Voladura .....	97
Tabla 16 Resultados de la Operación de Perforación y Voladura.....	97



## LISTA DE FIGURAS

Figura 01. Equipos de perforación.....	21
Figura 2. Perforación Rotopercutiva .....	21
Figura 03. Método de explotación corte y relleno ascendente .....	25
Figura 04 . Errores de perforación.....	26
Figura 05. Evaluación del GSI, para la Galería.....	40
Figura 06. Factor de disturbancia D, para la Galería .....	43
Figura 07. Parámetros de entrada para el Criterio de Hoek – Brown, para la Galería .	44
Figura 08. Envolvente del criterio generalizado de Hoek & Brown en base a esfuerzos .....	45
Figura 09. Esfuerzo normal ( $\sigma_n$ ) vs esfuerzo de corte ( $\sigma_\tau$ ), para el Criterio de Hoek – Brown.....	46
Figura 10. Hoek-Brown Classification and Mohr-Coulomb Fit.....	47
Figura 11. Envolvente de Mohr Coulomb para los esfuerzos principales del Criterio de Hoek Brown, de la Galería .....	48
Figura 12. Envolvente de Mohr Coulomb para los esfuerzos normal y cortante del Criterio de Hoek Brown, de la Galería S. ....	49
Figura 13. Parámetros de la masa rocosa, obtenidos del criterio de Hoek – Brown, de la Galería .....	50
Figura14. Línea Mogi para el criterio de Hoek – Brown, de la Galería.....	52

Figura 15. Esfuerzo principal menor ( $\sigma_3$ ) vs esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ), para el Criterio de Mohr – Coulomb, de la Galería.....	53
Figura 16. Esfuerzo normal ( $\sigma_n$ ) vs esfuerzo de corte ( $\sigma_\tau$ ), para el Criterio de Mohr – Coulomb, de la Galería. ....	54
Figura 17. Envolvente del criterio de falla de Mohr Coulomb en base a esfuerzos principales.....	55
Figura 18. Envolvente del criterio de falla de Mohr – Coulomb y línea de Moggi's mediante el uso del software RocData.....	57
Figura 19. Esfuerzo principal menor ( $\sigma_3$ ) vs esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ), para el Criterio de Barton-Bandis de la Galería .....	59
Figura 20. Parámetros de la envolvente de Mohr – Coulomb, para el Criterio de Barton – Bandis, de la Galería.....	60
Figura 21. Resultados del análisis del criterio generalizado de Hoek & Brown para la Galería .....	62
Figura 22. Resultados del análisis del criterio de falla de Mohr – Coulomb para la Galería .....	63
Figura 23. Resultado del análisis del criterio de falla de Barton – Bandis para la Galería .....	64
Figura 24. Diagrama de perforación y voladura inicial en secciones de 2.5 x 2.5m .....	65
Figura 25. Diagrama de perforación y voladura inicial en secciones de 2.1m x 2.4m ..	70
Figura 26. Diseño de taladros de alivio de la nueva diagrama propuesto .....	79

Figura 27. Diseño del arranque y primer ayuda, 2da ayuda de la nueva diagrama de perforación .....	80
Figura 28. Diseño del arranque y primer ayuda, 3ra ayuda de la nueva diagramación de perforación .....	84
Figura 29. Diseño de la nueva diagrama de perforación y voladura sección 2.5x2.5...	93
Figura 30. Distribución de la columna explosiva de la nueva diagrama de perforación y voladura .....	94
Figura 31. Distribución de taladros de arranque en Jk Simblast .....	98
Figura 32. Taladros de producción hasta la 3 era sección en Jk Simblast.....	98
Figura 33. Carguío de explosivos con Emulnor el arranque de acuerdo al cálculo establecido .....	99
Figura 34. Carguío de taladros de producción de los ayudas en Jk Simblast .....	99
Figura 35. Carguío de la corona utilizando cañas de perforación espaciados a 30 cm en Jk Simblast.....	100
Figura 36. Retardos en fondo (PC, PL) y amarre en Jk Simblast.....	102
Figura 37. Simulación de la detonación del diagrama propuesto en Jk Simblast.....	102
Figura 38. Detonación de los taladros en Jk Simblast .....	103
Figura 39. Distribución de energía en JK Simblast .....	103
Figura 40. Distribución de energía en el diagrama de perforación.....	105

# CAPITULO I

## INTRODUCCIÓN

### 1.1 Descripción de la realidad problemática

En el ámbito de la minería subterránea, el diseño del diagrama de perforación y voladura seguirá representando una de las etapas más críticas del ciclo operativo, dado que condicionará directamente la eficiencia del avance, la calidad de fragmentación y la estabilidad del contorno de la excavación. A nivel internacional, se proyectará que la falta de una planificación técnica ajustada a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y a las propiedades energéticas del explosivo continuará generando sobreexcavaciones, perfiles inestables, incremento en los costos operativos y bajas tasas de productividad (Jimeno et al., 1995; Bhandari, 1997). Las investigaciones futuras indicarán que muchas operaciones subterráneas seguirán basándose en métodos empíricos o diseños repetitivos que no estarán adaptados a las condiciones reales de la roca, lo cual limitará el aprovechamiento energético del explosivo y afectará el control del frente de arranque (McKenzie & Furtney, 2012; Bernaola et al., 2013).

En ese contexto, en la Unidad Minera Valetita IV se desarrollarán las labores subterráneas en las galerías 7203 Sur y Norte, ubicadas en un macizo rocoso de tipo granodiorítico, correspondiente a un GSI promedio de 55, con resistencia a la compresión uniaxial ( $\sigma_{ci}$ ) de 95 MPa. A pesar de contar con una caracterización preliminar, se evidencia que no se aplica una integración completa de los criterios geomecánicos de Hoek–Brown, Barton–Bandis y Mohr–Coulomb para ajustar el diseño del patrón de perforación y voladura. La ausencia de este análisis integral limita la comprensión del comportamiento mecánico del macizo, lo que dificulta prever su respuesta frente a la energía de detonación, generando sobrerotura, fragmentación deficiente y perfiles irregulares (Hoek & Brown, 1997; Barton, 2002).

En las galerías 7203, el patrón de perforación y voladura vigente muestra ineficiencias operativas, como una distribución desequilibrada de la carga explosiva, uso de taladros de alivio con el mismo diámetro que los de producción, y variaciones en la carga por taladro sin justificación técnica. Esta configuración afecta el avance efectivo, el control del contorno y el consumo de explosivos, reflejándose en indicadores como un avance promedio por disparo de solo 1.39 m, un factor de carga de 3.42 kg/m<sup>3</sup> y una eficiencia de voladura limitada al 88%. Estos valores continuarán evidenciando una operación con margen de mejora técnica.

Adicionalmente, se evidencia que no se ha implementado el uso del software JK SimBlast como herramienta de modelamiento predictivo en la Unidad Minera Valetita IV. Esta omisión impide simular la propagación de la energía explosiva, validar la configuración energética de la carga, ni optimiza el burden, espaciamento o el retardo por taladro. La falta de simulación con JK SimBlast limita la capacidad de anticipar sobrecargas locales, zonas sin fragmentar o fallas en la secuencia de iniciación, factores que seguirán afectando la productividad del ciclo de perforación-voladura.

Finalmente, mientras no se proponga un rediseño técnico del diagrama de perforación y voladura ajustado a las condiciones específicas de las galerías 7203, se mantiene un patrón empírico que no responde a las características estructurales y litológicas del macizo rocoso. El no aplicar modelos matemáticos como el de Roger Holmberg o metodologías de simulación energética mantendrá limitados los factores de avance y de potencia, impidiendo que se logre una operación eficiente en estas labores subterráneas.

## **1.2 Formulación del problema**

### **1.2.1 Formulación del problema general**

¿De qué manera la implementación del software JK SimBlast influye en la optimización de los estándares de voladura en las galerías 7203 S y 7203 N de la Unidad Minera Valetita IV durante el año 2024?

### **1.2.2 Formulación del problema específico**

- ¿Qué parámetros geomecánicos presenta el macizo rocoso de las galerías 7203 S y 7203 N, según los criterios de Hoek–Brown, Mohr–Coulomb y Barton–Bandis, ¿y cómo afectan al diseño del patrón de perforación y voladura?
- ¿Cuáles son las deficiencias técnicas del patrón actual de perforación y voladura en cuanto a la carga por taladro, el tipo de explosivo y el control de energía, y cómo impactan en la eficiencia de avance y control del contorno?
- ¿Qué resultados proporciona la simulación del comportamiento energético del frente de voladura en las galerías 7203, utilizando el software JK SimBlast, respecto al comportamiento del macizo y la distribución de energía?
- ¿Cómo incide el rediseño del diagrama de perforación y voladura, basado en simulación numérica y parámetros geomecánicos, en la mejora del factor de carga, eficiencia de voladura y avance por disparo en las labores subterráneas?

### **1.3 Planteamiento de hipótesis**

#### **1.3.1 Formulación de hipótesis general**

La implementación del software JK SimBlast permite optimizar los estándares de voladura en las galerías 7203 S y 7203 N de la Unidad Minera Valetita IV, mediante un rediseño técnico del patrón de perforación, distribución de carga explosiva y control de energía, mejorando la eficiencia operativa y el avance por disparo.

#### **1.3.2 Formulación de hipótesis específicas**

- La caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante los criterios de Hoek–Brown, Mohr–Coulomb y Barton–Bandis permite definir parámetros mecánicos que condicionan el diseño técnico del patrón de voladura en las galerías 7203.

- El análisis del patrón actual de perforación y voladura evidencia deficiencias técnicas que reducen la eficiencia de avance, incrementan la sobreexcavación y afectan el control del contorno en las labores subterráneas.
- La simulación energética mediante JK SimBlast permite validar el comportamiento de la carga explosiva en el frente de voladura y ajustar parámetros operativos como burden, espaciamiento, secuencia y tipo de carga.
- El rediseño del diagrama de perforación y voladura, basado en la simulación numérica y parámetros geomecánicos mejora el factor de carga, eficiencia de la voladura y el avance por disparo en las labores subterráneas.

## **1.4 Objetivo**

### **1.4.1 Objetivo general**

Optimizar los estándares de voladura mediante la implementación del software JK SimBlast en las galerías 7203 S y 7203 N de la Unidad Minera Valetita IV 2025, a través del rediseño técnico del patrón de perforación, distribución de la columna explosiva y control de energía.

### **1.4.2 Objetivos específicos**

- Analizar los parámetros geomecánicos del macizo rocoso en las galerías 7203 S y 7203 N mediante los criterios de Hoek–Brown, Mohr–Coulomb y Barton–Bandis.
- Evaluar el desempeño del patrón actual de perforación y voladura considerando la carga por taladro, el tipo de explosivo, la configuración de alivio y la eficiencia operativa.
- Simular la distribución de energía con JK SimBlast en el frente de voladura de ambas galerías para validar el comportamiento energético del diseño propuesto.

- Proponer un nuevo diagrama optimizado de perforación y voladura utilizando JK SimBlast, incorporando emulsiones específicas, secuencia de disparo, espaciadores y mejoras en la geometría de carga.

## **1.5 Justificación**

La presente investigación se justifica por la necesidad de mejorar el desempeño del ciclo de perforación y voladura en minería subterránea, considerando que esta etapa incide directamente en la eficiencia del avance, la estabilidad del macizo rocoso y los costos operativos. En la Unidad Minera Valetita IV, las galerías 7203 Sur y Norte presentan un patrón de voladura convencional, cuyos resultados no alcanzan los estándares técnicos deseables en términos de fragmentación, control de contorno ni rendimiento por ciclo.

Desde la perspectiva geotécnica, se considera indispensable una caracterización rigurosa del macizo rocoso, empleando criterios como Hoek–Brown, Mohr–Coulomb y Barton–Bandis, para determinar parámetros clave como el índice GSI, la resistencia a compresión uniaxial ( $\sigma_{ci}$ ), la cohesión ( $c$ ), el ángulo de fricción ( $\varphi$ ) y el módulo de deformabilidad ( $E_m$ ). Estos parámetros permiten comprender el comportamiento estructural del macizo ante la detonación y proporcionan una base sólida para el diseño técnico del patrón de voladura. Al no integrarse adecuadamente estas variables, el diseño pierde precisión y se ve limitado por aproximaciones empíricas.

La eficiencia del patrón de perforación y voladura se convierte en una variable crítica dentro del proceso. Indicadores como el tipo de explosivo utilizado, la cantidad de carga por taladro, la función del taladro de alivio, el burden, el espaciamiento y la longitud de retacado son aspectos que, si no se controlan adecuadamente, generan efectos negativos como sobreexcavación, fragmentación deficiente y avance irregular. En las galerías evaluadas, se identifican rendimientos inferiores al 80% de eficiencia de voladura y avances promedio por disparo de 1.39 m, los cuales reflejan un potencial de mejora técnica.

Asimismo, la variable relacionada con la simulación de energía es fundamental para el rediseño del patrón de voladura. El uso de herramientas como el software JK SimBlast posibilita validar de forma cuantitativa la distribución energética en el frente de voladura, anticipar zonas de sobrecarga, analizar la interacción de los tiempos de retardo y evaluar el efecto real de la energía detonada sobre el macizo. Esta herramienta contribuye al control técnico de las voladuras, evitando fallas de contorno y garantizando que la energía se aplique con precisión en función del diseño propuesto.

Finalmente, la necesidad de proponer un nuevo diagrama de perforación y voladura se encuentra plenamente justificada, al evidenciarse que el modelo actual no se encuentra optimizado ni ajustado a las características geomecánicas del entorno. Variables como la geometría del patrón, el tipo y cantidad de emulsión, el número de taladros cargados, la presencia de espaciadores y la secuencia de disparo requieren una revisión integral. El rediseño permitirá alcanzar mejores factores de carga ( $\text{kg/m}^3$ ), mayor eficiencia por ciclo y control sobre el perfil de excavación, lo cual tiene implicancias operativas, económicas y de seguridad relevantes para la operación minera.

## **1.6 Importancia**

La presente investigación resulta importante porque aborda de manera integral una problemática operativa recurrente en minería subterránea: la ineficiencia en el diseño del patrón de perforación y voladura. En el caso específico de las galerías 7203 Sur y Norte de la Unidad Minera Valetita IV, se identifican condiciones geomecánicas particulares que exigen un diseño técnico ajustado a la resistencia, cohesión, fricción y deformabilidad del macizo rocoso, variables que serán analizadas con rigor metodológico.

Desde el punto de vista práctico, el estudio cobra relevancia al emplear el software JK SimBlast como herramienta de simulación y validación técnica. Su uso permite no solo predecir la distribución de energía en el frente de voladura, sino también optimizar

parámetros operativos como el burden, el espaciamiento, la secuencia de disparo y la configuración de la columna explosiva. Esta validación se traduce en mejores resultados en términos de eficiencia de avance, control de contornos y estabilidad estructural, lo cual aporta directamente a la productividad y seguridad de la operación minera.

Asimismo, la investigación tiene importancia científica, al integrar criterios analíticos (Hoek–Brown, Barton–Bandis, Mohr–Coulomb) en la caracterización del macizo, combinados con herramientas de modelamiento numérico, lo que fortalece el enfoque técnico y metodológico del estudio. Este tipo de integración contribuye al desarrollo de soluciones ingenieriles basadas en evidencia, aplicables a otras unidades mineras con condiciones similares.

En términos académicos, el estudio servirá como referencia para futuras investigaciones que aborden el rediseño de patrones de voladura desde una perspectiva multidisciplinaria, integrando geotecnia, simulación computacional y evaluación de eficiencia operativa. Además, podrá ser replicado o ampliado por estudiantes e ingenieros que busquen mejorar las prácticas actuales de perforación y voladura en minería subterránea.

Por todo ello, esta investigación adquiere relevancia técnica, operativa, científica y académica, al proponer una solución fundamentada y replicable para la optimización de la voladura en labores subterráneas complejas.

## **1.7 Variables de investigación**

### **1.7.1 Variable independiente**

Implementación del software JK SimBlast

#### **Indicadores**

- Distribución de la columna explosiva por zonas (corona, arrastre, ayudantes)

- Simulación de la energía específica por taladro
- Configuración de la secuencia de retardo
- Visualización de sobrecargas y subcargas en el frente
- Balance energético del diseño de voladura
- Rediseño del patrón de perforación (burden y espaciamientos optimizados)
- Uso de espaciadores y carga controlada en contorno

### **1.7.2 Variable dependiente**

Optimización de los estándares de voladura

#### **Indicadores**

- Avance promedio por disparo (m)
- Eficiencia de voladura (%)
- Factor de carga ( $\text{kg/m}^3$ )
- Control de sobreexcavación y estabilidad del contorno
- Calidad de fragmentación lograda
- Número de taladros cargados y alivio efectivo
- Rendimiento del diseño respecto al perfil teórico

## CAPITULO II

### II. MARCO TEORICO

#### 2.1 Antecedentes de investigación

**Mamani (2023)**, en su tesis "Simulación del algoritmo Holmberg en el JKSimBlast 2D Face para optimizar los estándares de perforación y voladura en la unidad minera Shuntur 2022", investiga la optimización de los estándares de perforación y voladura mediante la simulación con el software JKSimBlast en las labores de avance de la minera Shuntur S.A.C. durante el año 2022.

El objetivo principal del estudio fue optimizar los estándares de perforación y voladura utilizando el software JKSimBlast para mejorar la eficiencia operativa en los frentes de trabajo de la minera Shuntur S.A.C.

La investigación aplicó el método científico y se basó en una población de 15 frentes de trabajo, seleccionando una muestra probabilística de 2 frentes. El estudio incluyó la simulación del algoritmo Holmberg en el software JKSimBlast, evaluando diferentes parámetros de perforación y voladura para identificar las configuraciones más eficientes. Se realizaron simulaciones detalladas que permitieron ajustar la carga explosiva y la distribución de los taladros, con el fin de optimizar la fragmentación del material y reducir el consumo de explosivos. Los resultados de las simulaciones fueron comparados con los datos operativos reales para validar la eficacia del software y los ajustes realizados.

El estudio concluyó que la implementación del software JKSimBlast y la simulación del algoritmo Holmberg permitieron optimizar los estándares de perforación y voladura, mejorando la eficiencia operativa y reduciendo costos. La investigación destacó la importancia de las herramientas de simulación en la minería subterránea y su capacidad para mejorar la precisión y eficacia de las operaciones de voladura (Mamani, 2023).

**Oscategui (2020)**, en su tesis "Aplicación del software 2DFace para optimizar los estándares de perforación y voladura en la rampa -205", investiga la implementación

de estándares de perforación y voladura utilizando el software 2DFace con el objetivo de mejorar la estabilidad de las labores de desarrollo en una mina.

El objetivo principal del estudio fue implementar estándares de perforación y voladura con el software 2DFace para mejorar la estabilidad y eficiencia de las operaciones mineras en la rampa -205.

La investigación se centró en la utilización del software 2DFace para diseñar y optimizar los patrones de perforación y voladura en la rampa -205. Se realizaron simulaciones detalladas para ajustar la geometría de los taladros y la distribución de la carga explosiva, con el objetivo de mejorar la fragmentación del material y reducir las vibraciones generadas durante las voladuras. Oscategui evaluó los resultados de las simulaciones comparándolos con los datos operativos anteriores para medir las mejoras en la estabilidad y eficiencia de las operaciones mineras. El estudio también incluyó la capacitación del personal en el uso del software, destacando la importancia de una formación técnica adecuada para maximizar los beneficios de la herramienta.

El estudio concluyó que la aplicación del software 2DFace permitió optimizar los estándares de perforación y voladura, mejorando significativamente la estabilidad de las labores mineras y la eficiencia operativa. La investigación subrayó la creciente importancia de las herramientas de simulación en la minería subterránea y su capacidad para transformar las prácticas tradicionales de perforación y voladura (Oscategui, 2020).

**Rivera (2019)**, en su tesis "Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III", analiza la optimización de las operaciones de perforación y voladura mediante la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg.

El objetivo principal de la investigación fue optimizar las operaciones de perforación y voladura para lograr una mayor eficiencia y cumplir con el planeamiento mensual programado.

El estudio utilizó un enfoque aplicativo, cuantitativo y cuasi experimental, basado en una metodología por objetivos. Se diseñó un diagrama de perforación y voladura utilizando el modelo matemático de Holmberg, ajustando los parámetros de carga y

espaciamiento para mejorar la fragmentación del material y reducir el número de taladros necesarios. Rivera realizó simulaciones y pruebas en campo para evaluar la efectividad del nuevo diseño de diagrama, comparando los resultados obtenidos con los métodos tradicionales. El estudio incluyó un análisis detallado de los costos operativos, evaluando la reducción en el consumo de explosivos y el impacto en la productividad.

La investigación concluyó que la nueva diagrama de perforación y voladura diseñada con el modelo de Holmberg permitió estandarizar los patrones de voladura, reducir el número de taladros y mejorar la distribución de la carga explosiva. Se logró una mayor eficiencia en los avances lineales del túnel, cumpliendo con el planeamiento mensual y reduciendo el factor de carga explosiva. Estos resultados destacaron la efectividad del modelo matemático de Holmberg en la optimización de las operaciones de voladura (Rivera, 2019).

**Loza (2013)**, en su tesis "Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento del diagrama de voladura en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A.", investiga el diseño de un diagrama de perforación y voladura basada en clasificaciones geomecánicas.

El objetivo del estudio fue diseñar un diagrama de perforación y voladura que optimizara la distribución de energía mediante el uso del método de Holmberg, mejorando la precisión y eficacia de las voladuras.

El estudio se enfocó en la aplicación del método de Holmberg para mejorar el diagrama de perforación y voladura en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A. Loza evaluó las clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso y diseñó un diagrama optimizado que distribuyera de manera más eficiente la carga explosiva. La investigación incluyó la recopilación de datos geotécnicos, simulaciones de voladura y análisis de los resultados operativos. Se compararon los patrones de voladura optimizados con los métodos tradicionales, evaluando la reducción en las fallas de voladura y el impacto en la productividad y los costos operativos. El estudio también abordó la importancia de la capacitación del personal en la implementación del nuevo diseño de diagrama.

El estudio concluyó que el diseño de diagrama de perforación y voladura basado en el método de Holmberg permitió optimizar la distribución de energía, reduciendo las fallas de voladura en un 20% y mejorando la eficiencia operativa. Los resultados destacaron la importancia de las clasificaciones geomecánicas y las simulaciones avanzadas en la optimización de las operaciones de voladura (Loza, 2013).

**Ricse (2020)**, en su tesis "Diseño de diagrama de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de roca en mina Paola de compañía minera San Lucas S.A.C.", analiza el diseño de diagramas de perforación y voladura basadas en estudios geomecánicos.

El objetivo de la investigación fue diseñar y establecer una nueva diagrama de perforación que mejorara la fragmentación de la roca, optimizando los parámetros de voladura y reduciendo costos operativos.

La investigación se centró en la evaluación de los estudios geomecánicos para diseñar un diagrama de perforación y voladura más eficiente en la mina Paola. Ricse utilizó la teoría de Holmberg para optimar y uniformar la segmentación de la roca, reduciendo el tamaño de los fragmentos a tamaños menores o iguales a 30 cm. El estudio incluyó la simulación y análisis de diferentes configuraciones de diagrama, evaluando el impacto en la fragmentación del material, el consumo de explosivos y los costos operativos. Se realizaron pruebas en campo para validar los resultados de las simulaciones y ajustar los parámetros de voladura según las características geomecánicas de la roca.

El estudio concluyó que el diseño de una nueva diagrama de perforación y voladura basada en la teoría de Holmberg permitió mejorar la fragmentación de la roca y reducir el factor de carga a 2.09 kg/m<sup>3</sup>. Los resultados destacaron la importancia de la estandarización de los parámetros de voladura y la integración de estudios geomecánicos en el diseño de diagramas, demostrando una reducción significativa en los costos operativos y una mejora en la eficiencia de las voladuras (Ricse, 2020).

El estudio realizado por **Spathis y Firth (2004)** en Blasting Principales for Open Pit Mining analiza cómo la implementación de herramientas de simulación puede mejorar significativamente la precisión y eficacia de las voladuras en minería a cielo abierto.

El objetivo del estudio fue demostrar la efectividad de los softwares de simulación en la optimización de los patrones de voladura y la reducción del consumo de explosivos en operaciones mineras a cielo abierto.

Mediante un análisis exhaustivo de diversas técnicas de voladura, los autores evaluaron el impacto del uso de software avanzado para el diseño de patrones de voladura. Utilizaron simulaciones detalladas para ajustar los parámetros de voladura, como la carga explosiva y la ubicación de los taladros, con el fin de maximizar la eficiencia operativa. Se llevaron a cabo experimentos en varias minas a cielo abierto, donde se compararon los resultados de las voladuras tradicionales con aquellos optimizados mediante el software. Los autores también examinaron cómo la simulación puede prever y mitigar posibles problemas, como vibraciones excesivas y fragmentación inadecuada. Además, el estudio evaluó los beneficios económicos derivados de la reducción del consumo de explosivos y la mejora en la fragmentación del material rocoso, lo cual impacta positivamente en los costos de transporte y procesamiento del mineral.

Los resultados mostraron que el uso de herramientas de simulación permitió una mejor fragmentación del material rocoso y una reducción significativa en el consumo de explosivos. Estas mejoras se tradujeron en una operación más eficiente y rentable, confirmando la importancia de la tecnología avanzada en la optimización de voladuras (Spathis & Firth, 2004).

**McKenzie y Furtney (2012)**, en su estudio *Optimizing Blast Designs with Software Tools*, analizaron el impacto de la optimización del diseño de voladuras mediante herramientas de software. El objetivo fue evaluar cómo las tecnologías de simulación pueden mejorar la precisión de las operaciones de voladura y reducir los costos operativos en la minería subterránea.

El estudio incluyó la implementación de software de simulación en varias minas subterráneas, realizando ajustes precisos en los patrones de voladura para obtener resultados óptimos. Los autores realizaron simulaciones detalladas para identificar los mejores parámetros de voladura, tales como la cantidad y distribución de explosivos, la geometría de los taladros y los tiempos de detonación. Además, el estudio abordó la importancia de integrar datos geotécnicos y geomecánicos en las simulaciones para mejorar la precisión de los modelos. McKenzie y Furtney también

discutieron cómo la capacitación del personal en el uso de estas herramientas es crucial para maximizar sus beneficios, destacando que operadores bien entrenados pueden hacer ajustes más precisos y efectivos. Se realizaron pruebas comparativas entre voladuras convencionales y optimizadas, mostrando mejoras significativas en la fragmentación del material y la reducción de costos operativos.

Los hallazgos indicaron que la simulación avanzada permite ajustes precisos que mejoran la precisión de las voladuras y reducen significativamente los costos operativos. Además, la tecnología contribuyó a aumentar la seguridad del personal al minimizar los impactos negativos (McKenzie & Furtney, 2012).

**Bieniawski (1989)**, en *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering*, desarrolló el sistema de clasificación RMR para evaluar la calidad del macizo rocoso.

El objetivo del sistema RMR es proporcionar una herramienta para la clasificación de rocas que ayude a los ingenieros y geólogos en la planificación y ejecución de proyectos mineros y de ingeniería civil.

El sistema RMR evalúa la resistencia de la roca, la calidad de la roca, el espaciamiento de las juntas, la condición de las juntas, las condiciones de agua subterránea y la orientación de las juntas. Estos parámetros se combinan para dar una clasificación general del macizo rocoso, que se utiliza para diseñar patrones de voladura y asegurar la estabilidad estructural. Bieniawski subraya la importancia de cada parámetro en la determinación de la calidad del macizo rocoso, explicando cómo cada uno afecta la estabilidad y la planificación de las voladuras. La metodología incluye fórmulas y tablas específicas para calcular el RMR, proporcionando una herramienta práctica para los ingenieros de minas. Además, se presentan estudios de caso que ilustran la aplicación del sistema RMR en diferentes contextos geológicos, demostrando su versatilidad y utilidad en la práctica.

La clasificación RMR ha sido ampliamente adoptada en la industria debido a su eficacia en la evaluación de la calidad del macizo rocoso y su impacto positivo en el diseño de proyectos seguros y eficientes (Bieniawski, 1989).

**Barton y Grimstad (1994)**, en *The Q-system following 20 years of application in NMT support selection*, introdujeron el sistema Q de Barton para la caracterización del macizo rocoso.

El objetivo del sistema Q es proporcionar una metodología detallada para la evaluación de las propiedades del macizo rocoso, facilitando el diseño de voladuras y la planificación de soportes en proyectos mineros.

El sistema Q evalúa varios parámetros, incluyendo la calidad de la roca (RQD), el número de conjuntos de juntas, la rugosidad de las juntas (Jr), la alteración de las juntas (Ja), el factor de reducción de agua en juntas (Jw) y el factor de reducción de tensión (SRF). Estos parámetros se integran en un índice Q que se utiliza para clasificar el macizo rocoso. Barton y Grimstad explican en detalle cómo calcular cada parámetro y cómo integrarlos para obtener el índice Q, proporcionando ejemplos prácticos y estudios de caso. El sistema Q también permite adaptar el diseño de voladuras y soportes según las condiciones específicas del macizo rocoso, mejorando la seguridad y eficiencia de las operaciones. Los autores discuten las ventajas del sistema Q sobre otros métodos de clasificación, destacando su precisión y adaptabilidad a diferentes contextos geológicos.

El uso del sistema Q ha demostrado ser eficaz en la evaluación detallada de las propiedades del macizo rocoso, mejorando la planificación y ejecución de voladuras y asegurando la estabilidad de las estructuras mineras (Barton & Grimstad, 1994).

**Jimeno, Jimeno y Carcedo (1995)**, en *Drilling and Blasting of Rocks*, destacaron la importancia de la formación continua en técnicas de perforación y voladura.

El objetivo del libro es proporcionar una guía completa sobre las técnicas de perforación y voladura, enfatizando la importancia de la capacitación técnica para mejorar la eficiencia operativa y la seguridad en las minas.

El libro cubre diversos aspectos de la perforación y voladura, incluyendo el diseño de patrones de voladura, el uso de explosivos y la evaluación de resultados. Los autores subrayan la importancia de una formación técnica sólida para asegurar que el personal pueda aplicar correctamente estas técnicas en el campo. Se describen detalladamente los procedimientos y las mejores prácticas para cada etapa del

proceso de voladura, desde la planificación hasta la ejecución y evaluación de resultados. Además, el libro incluye estudios de caso que ilustran los beneficios de una capacitación adecuada, mostrando cómo la formación técnica mejora la precisión de las voladuras y reduce los riesgos asociados. También se discuten las nuevas tecnologías y métodos que están transformando la industria, y cómo la capacitación continua es crucial para mantenerse al día con estos avances.

La capacitación técnica del personal es esencial para la eficiencia y seguridad de las operaciones de voladura. La formación continua y especializada permite a los operadores realizar voladuras con mayor precisión, reduciendo riesgos y mejorando la productividad (Jimeno, Jimeno, & Carcedo, 1995).

El manual de usuario de **JK SimBlast (JKTech, 2020)** enfatiza la necesidad de capacitación especializada para el uso efectivo del software.

El objetivo del manual es proporcionar una guía detallada sobre el uso del software JK SimBlast, destacando la importancia de la capacitación técnica para maximizar los beneficios del software en las operaciones de voladura.

El manual incluye instrucciones detalladas sobre la instalación, configuración y uso del software. También proporciona ejemplos prácticos y casos de estudio que muestran cómo utilizar JK SimBlast para optimizar los patrones de voladura y mejorar la eficiencia operativa. Los autores explican cómo realizar simulaciones precisas y ajustar los parámetros de voladura para obtener resultados óptimos. Se destacan las funcionalidades avanzadas del software, como la capacidad de prever y mitigar problemas potenciales, mejorar la fragmentación del material rocoso y reducir el consumo de explosivos. Además, el manual aborda la importancia de integrar datos geológicos y geotécnicos en las simulaciones para aumentar la precisión y eficacia de las voladuras.

La capacitación adecuada en el uso de JK SimBlast permite a los operadores realizar simulaciones precisas y ajustes óptimos en los patrones de voladura, mejorando los resultados operativos y reduciendo los riesgos asociados.

El estudio realizado por **Spathis y Firth (2004)** en *Blasting Principles for Open Pit Mining* analiza cómo la implementación de herramientas de simulación puede

mejorar significativamente la precisión y eficacia de las voladuras en minería a cielo abierto.

El objetivo del estudio fue demostrar la efectividad de los softwares de simulación en la optimización de los patrones de voladura y la reducción del consumo de explosivos en operaciones mineras a cielo abierto.

Mediante un análisis exhaustivo de diversas técnicas de voladura, los autores evaluaron el impacto del uso de software avanzado para el diseño de patrones de voladura. Utilizaron simulaciones detalladas para ajustar los parámetros de voladura, como la carga explosiva y la ubicación de los taladros, con el fin de maximizar la eficiencia operativa. Se llevaron a cabo experimentos en varias minas a cielo abierto, donde se compararon los resultados de las voladuras tradicionales con aquellos optimizados mediante el software. Los autores también examinaron cómo la simulación puede prever y mitigar posibles problemas, como vibraciones excesivas y fragmentación inadecuada. Además, el estudio evaluó los beneficios económicos derivados de la reducción del consumo de explosivos y la mejora en la fragmentación del material rocoso, lo cual impacta positivamente en los costos de transporte y procesamiento del mineral. La metodología empleada incluyó la recopilación de datos de campo, simulaciones computacionales y análisis estadístico para validar los resultados obtenidos, demostrando un enfoque riguroso y sistemático en la investigación.

Los resultados mostraron que el uso de herramientas de simulación permitió una mejor fragmentación del material rocoso y una reducción significativa en el consumo de explosivos. Estas mejoras se tradujeron en una operación más eficiente y rentable, confirmando la importancia de la tecnología avanzada en la optimización de voladuras (Spathis & Firth, 2004).

**McKenzie y Furtney (2012)**, en su estudio *Optimizing Blast Designs with Software Tools*, analizaron el impacto de la optimización del diseño de voladuras mediante herramientas de software.

El objetivo fue evaluar cómo las tecnologías de simulación pueden mejorar la precisión de las operaciones de voladura y reducir los costos operativos en la minería subterránea.

El estudio incluyó la implementación de software de simulación en varias minas subterráneas, realizando ajustes precisos en los patrones de voladura para obtener resultados óptimos. Los autores realizaron simulaciones detalladas para identificar los mejores parámetros de voladura, tales como la cantidad y distribución de explosivos, la geometría de los taladros y los tiempos de detonación. Además, el estudio abordó la importancia de integrar datos geotécnicos y geomecánicos en las simulaciones para mejorar la precisión de los modelos. McKenzie y Furtney también discutieron cómo la capacitación del personal en el uso de estas herramientas es crucial para maximizar sus beneficios, destacando que operadores bien entrenados pueden hacer ajustes más precisos y efectivos. Se realizaron pruebas comparativas entre voladuras convencionales y optimizadas, mostrando mejoras significativas en la fragmentación del material y la reducción de costos operativos. La investigación destacó la necesidad de un enfoque multidisciplinario que combine el conocimiento técnico con habilidades prácticas para optimizar las operaciones de voladura.

Los hallazgos indicaron que la simulación avanzada permite ajustes precisos que mejoran la precisión de las voladuras y reducen significativamente los costos operativos. Además, la tecnología contribuyó a aumentar la seguridad del personal al minimizar los impactos negativos.

**Jimeno, Jimeno y Carcedo (1995)**, en *Drilling and Blasting of Rocks*, destacaron la importancia de la formación continua en técnicas de perforación y voladura.

El objetivo del libro es proporcionar una guía completa sobre las técnicas de perforación y voladura, enfatizando la importancia de la capacitación técnica para mejorar la eficiencia operativa y la seguridad en las minas.

El libro cubre diversos aspectos de la perforación y voladura, incluyendo el diseño de patrones de voladura, el uso de explosivos y la evaluación de resultados. Los autores subrayan la importancia de una formación técnica sólida para asegurar que el personal pueda aplicar correctamente estas técnicas en el campo. Se describen detalladamente los procedimientos y las mejores prácticas para cada etapa del proceso de voladura, desde la planificación hasta la ejecución y evaluación de resultados. Además, el libro incluye estudios de caso que ilustran los beneficios de una capacitación adecuada, mostrando cómo la formación técnica mejora la precisión de las voladuras y reduce los riesgos asociados. También se discuten las nuevas

tecnologías y métodos que están transformando la industria, y cómo la capacitación continua es crucial para mantenerse al día con estos avances. La obra proporciona una visión integral de las mejores prácticas y tecnologías emergentes en perforación y voladura, subrayando la necesidad de un enfoque integral en la formación y desarrollo del personal técnico.

La capacitación técnica del personal es esencial para la eficiencia y seguridad de las operaciones de voladura. La formación continua y especializada permite a los operadores realizar voladuras con mayor precisión, reduciendo riesgos y mejorando la productividad.

## **2.2 Bases teóricas**

### **2.2.1 Perforación y voladura**

(Bernaola, et al., 2013) La técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde luego se usarán explosivos que, al detonarlos, propagarán energía para la fragmentación del macizo rocoso a explotar.

También se puede decir que es la técnica o método por la cual se realizan agujeros en las rocas, con la finalidad de dotarles de un receptáculo para los explosivos, para que estos fracturen y fragmentan a el macizo rocoso. Este trabajo de perforación actualmente se realiza con el apoyo de equipos u maquinarias específicamente concebidas para ese determinado fin estos pueden ser neumáticos, eléctricos, hidráulicos e hidroneumáticos; percutivos, rotopercutivos, rotativos, eléctricos y similares.

La definición de perforación para voladura es la operación de realizar varios agujeros y/o huecos cilíndricos sobre la superficie de la roca que ha de ser volada (fragmentada), llamados taladros, los cuales tendrán profundidades y distribuciones geométricas específicas diseñados con el objetivo de producir el arranque, fragmentación y desplazamiento de una parte específica de la roca. Estos taladros alojarán las cargas explosivas que serán voladas con una sucesión exacta de detonaciones para conseguir un tamaño de partícula rocosa o rotura inmejorables con exiguas proyecciones y oscilaciones (vibraciones).

### **2.2.2 Diagrama de perforación**

(Chacchi, 2023), nos menciona que el diagrama de perforación viene a ser un diagrama específico muy bien estructurado y definido, que tiene la función de fragmentar y desplazar el material roto de acuerdo con las exigencias y capacidades requeridas por los ejecutores. Para el diseño de diagrama de perforación es muy necesario tener las propiedades y características geomecánicas del macizo rocoso.

### **2.2.3 Parámetros de perforación y voladura**

- Número de taladros.  $N_t$
- Diámetro del taladro  $\phi$
- Profundidad de taladro  $L_t$
- Burden B y Espaciamiento E
- Presión de detonación PoD.
- Factor de carguío FC.
- Acoplamiento del explosivo Ae.
- Longitud de carga explosiva  $L_c$
- Distribución de los taladros en el frente.
- Distribución de carga

Diseño de diagrama de perforación y voladura (Konya, 1998), nos indica que debemos de conocer los conceptos fundamentales de un diseño de voladuras para si es necesario llegar a compensar las condiciones geológicas que presenta cada macizo rocoso. También nos indica que la evaluación de esta deberá ser tomada por partes evaluando cada dimensión asignada

### **2.2.4 Equipos de Perforación**

Dependiendo de la variedad y tamaño de las operaciones de excavación explosiva, se han desarrollado una gran cantidad de máquinas, ya sea para operaciones convencionales o mecanizadas, de impacto, rotativas y rotativas de impacto y/o plataformas de perforación.

Figura 01. Equipos de perforación

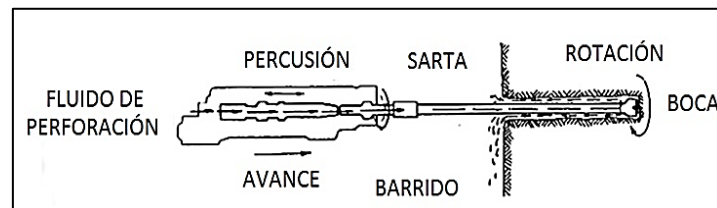


*Nota. Adaptado de los criterios operativos de selección de equipos en minería subterránea (De la Torre & Vargas, 2018).*

#### 2.2.4.1 Perforación rotopercutiva

Comúnmente utilizado en minas subterráneas, el punzonado de este equipo se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) golpeando la herramienta, que a su vez transfiere la energía al fondo del pozo a través del último elemento llamado broca.

Figura 2. Perforación Rotopercutiva



Nota. Manual Práctico de Voladura de Rocas, Exsa

#### 2.2.5 Fundamentos de la perforación rotopercutiva

**Percusión:** El choque producido por el impacto del pistón crea una onda de choque que se transmite al taladro a través del barreno (martillo superior) o un impacto directo en el pistón (martillo de fondo). El mecanismo de impacto consume del 80% al 85% de la potencia de la máquina.

**Rotación:** Con este movimiento, el taladro gira, creando choques en la roca en diferentes lugares.

**Empuje:** Esto mantiene la sarta de perforación en contacto con la roca y aumenta la presión sobre la sarta de perforación. La presión insuficiente tiene las siguientes consecuencias negativas: penetración reducida, mayor desgaste de varillas y manguitos. Por el contrario, si la fuerza de presión es demasiado grande, la velocidad de perforación también disminuirá, dificultando el desatornillado de la tubería de perforación, lo que aumenta el desgaste de la broca y hace que la broca se desvíe.

**Barrido:** Los fluidos de barrido permiten la succión de escombros del fondo del pozo; de lo contrario, se utilizará mucha energía para romper estas partículas, lo que provocará desgaste y pérdida de rendimiento y el riesgo de taponamiento.

### **2.2.6 Accesorios de perforación**

**Brocas:** Son herramientas de corte, generalmente de acero de alto impacto, con filos reforzados con perdigones o cuchillas y cuchillas o botones de un material de carburo de tungsteno muy duro y resistente al desgaste.

**Barras o Barrenos:** Son barras o tubos de acero de conexión que transmiten la fuerza de impacto al taladro en un extremo, pueden ser tubulares, hexagonales, rígidos, etc. Y así conexión roscada, cono roscado, cono anidado liso, etc.

### **2.2.7 Errores en la Perforación**

Los errores de perforación, son muy importantes, sobre todo si afectan al inicio del disparo como los siguientes parámetros:

#### **2.2.7.1 Arranques**

Diámetro mayores y menores, o número de taladros de alivio.

#### **2.2.7.2 Desviaciones en el paralelismo**

Es un caso en que el espaciado y el burden no son simétricos entonces la carga es desigual y mayor que la base, lo que afecta la fractura y el accionamiento. Este tema es muy importante al inicio y perímetro (techo) de excavaciones.

### **2.2.7.3 Espaciamientos**

Irregulares entre taladros: Nos da resultados de una fragmentación gruesa o tiros sopladados.

### **2.2.7.4 La irregular longitud de taladros**

Esto afecta a la progresión (sobre todo si el taladro de alivio es corto) y también determina nuevas caras muy irregulares.

### **2.2.7.5 Intercepción de taladros**

Esto afecta la propagación de explosivos en el cuerpo de roca frangible.

### **2.2.7.6 Taladros**

Si hay más taladros de los necesarios o el diámetro del taladro es muy grande, se puede producir una sobrecarga que afecte a la roca circundante.

## **2.2.8 Máquinas Hidroneumáticas en la Minería Subterránea: Principios, Aplicaciones.**

En minería subterránea, las máquinas hidroneumáticas juegan un papel vital al asegurar el suministro, almacenamiento y distribución eficiente de agua presurizada en condiciones extremas. Este tipo de sistemas utiliza un tanque presurizado que almacena agua y aire, permitiendo un flujo continuo y estable sin necesidad de que la bomba esté en funcionamiento permanente, lo que reduce el desgaste mecánico y el consumo eléctrico. Esto es esencial tanto para la evacuación de aguas residuales, operación de herramientas hidráulicas, así como para la provisión de agua en equipos de supresión de polvo y sistemas de emergencia en túneles profundos (Samoa Industrial, 2024; KS Drill Rigs, s.f.).

La bomba hidroneumática, otro componente fundamental, actúa impulsando el líquido hasta alcanzar la presión definida dentro del tanque. Cuando se requiere agua, el aire comprimido dentro del depósito fuerza la salida del líquido, asegurando presión y caudal estables en toda la red. Estos equipos resisten la humedad, el polvo y la presencia de agentes corrosivos frecuentes en minería, y son capaces de manejar líquidos abrasivos o mixtos como lodos y relaves. Bombas neumáticas de

doble diafragma u otras variantes portátiles facilitan la evacuación de aguas de infiltración en frentes de avance o galerías, así como el abastecimiento de estaciones sanitarias, duchas de emergencia y sistemas automáticos de rociado para el control ambiental (Samoa Industrial, 2024).

La integración de equipos hidroneumáticos permite trabajar a grandes profundidades sin perder presión, minimizando los riesgos operativos derivados de fluctuaciones de suministro eléctrico o picos de demanda. Además, sistemas bien dimensionados contribuyen a la automatización de procesos y la reducción del trabajo manual, incrementando la productividad y los estándares de seguridad en labores mineras subterráneas.

#### *Bomba Hidroneumática Industrial*

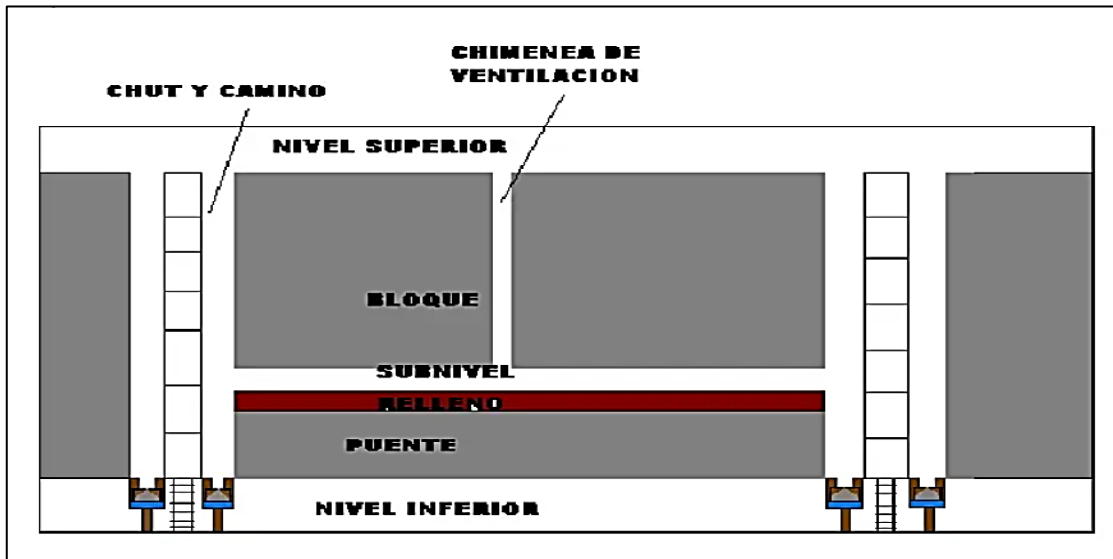


*Nota.* La imagen muestra una bomba hidroneumática, utilizada comúnmente en sistemas industriales y mineros para distribuir agua a alta presión de manera eficiente y continua. Este tipo de equipo es fundamental para garantizar el suministro confiable de agua en redes hidráulicas complejas y para el funcionamiento de procesos que requieren presión estable.

#### **2.2.9 Método de explotación corte y relleno ascendente.**

La unidad Minera utiliza el método de explotación corte y relleno ascendente, ya que este método se adecua a los yacimientos mineralizados de roca encajonante y de gran potencia.

Figura 03. Método de explotación corte y relleno ascendente



*Nota.* Esquema del método de explotación corte y relleno Unidad Minera Valetita IV.

#### 2.2.10 Condiciones de perforación.

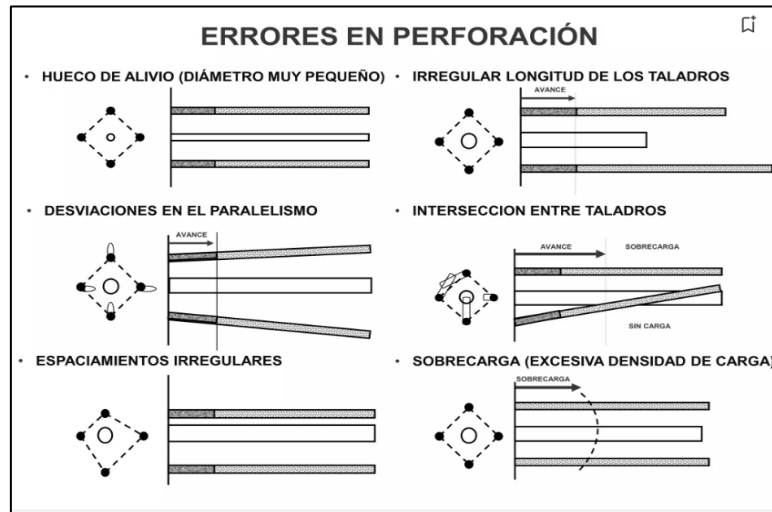
Para una fragmentación eficiente, el diseño del diagrama de perforación y voladura es fundamental una constante supervisión y control. La inconstancia de supervisión trae como consecuencias (taladros desviados, fragmentación inadecuada, retraso en el avance, longitud irregular, sobrevaloración de costos, etc.). Por lo general la calidad de los taladros está determinado por las siguientes condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad

**Diámetro:** Dependerá según el tipo de aplicación en que el taladro será empleado como regla estándar, el taladro de menor diámetro factible será el más óptimo a realizar.

**Longitud:** Influenciara en la capacidad del equipo y el avance del disparo (profundidad del taladro). (Chávez, 2018) - **Rectitud:** Depende del tipo de roca, métodos de perforación y característica del equipo de perforación. El paralelismo de los taladros mejora la interacción entre las cargas explosivas.

**Estabilidad:** La estabilidad del terreno es de suma importancia en la colocación de los taladros hasta el momento de utilización.

FIGURA 04. Errores de perforación



Nota. López Jimeno, 1987

## 2.3 Definición de términos

### 2.3.1 Algoritmo

Conjunto ordenado de operaciones sistemáticas que permite hacer un cálculo y hallar la solución de un tipo de problema.

### 2.3.2 Carga operante

Se define como la cantidad de explosivo de un taladro por el número de talados detonados en un solo tiempo en Kg.

### 2.3.3 EXSA

Empresa peruana líder en la oferta de soluciones exactas en fragmentación de roca.

### 2.3.4 Factor de acoplamiento

Se refiere al grado de contacto entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del pozo.

### **2.3.5 Factor de potencia**

Es la cantidad de explosivo usado para romper una tonelada de roca, el término tiene unidades de kg/ton.

### **2.3.6 Factor de carga**

Es la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca, el término tiene unidades de kg/m<sup>3</sup>.

### **2.3.7 GSI**

El índice de resistencia geológica GSI o método de clasificación GSI es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las propiedades geológicas en el campo.

### **2.3.8 ISRM**

La Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas o International Society for Rock Mechanics (ISRM) en inglés, es una sociedad científica fundada en 1962 que tiene como objetivo el fomento y difusión de la Mecánica de Rocas. LTD La abreviación LTD proviene de la expresión en inglés para "compañía limitada".

### **2.3.9 MPa**

El mega pascal (MPa) es la unidad de presión del sistema internacional de unidades.

### **2.3.10 PETS**

Es el procedimiento escrito de trabajo seguro.

### **2.3.11 RQD**

Acrónimo del inglés ROCK QUALITY DESIGNATION, es un sistema de la clasificación geomecánica.

### **2.3.12 RMR**

Acrónimo del inglés ROCK MASS RATING, es un sistema de clasificación geomecánica.

### **2.3.13 RWS**

Potencia relativa en peso del explosivo.

### **2.3.14 SMC**

Stellar Mining Company

## **CAPITULO III**

### **III.MATERIAL Y MÉTODOS**

#### **3.1 Método de Investigación Científica**

##### **3.1.1 Tipo de Investigación**

El tipo de investigación en este estudio es aplicado. La investigación aplicada se caracteriza por su enfoque en la resolución de problemas específicos y prácticos. En este caso, se busca implementar el software JK SimBlast para mejorar los estándares de perforación y voladura en las galerías de la Unidad Minera Valetita IV. La investigación aplicada no solo se enfoca en generar conocimientos teóricos, sino también en su aplicación práctica para obtener resultados tangibles y mejoras en procesos industriales. Según Hernández-Sampieri y Mendoza (2018), la investigación aplicada tiene como objetivo principal la resolución de problemas prácticos a través de la utilización de conocimientos y técnicas existentes.

##### **3.1.2 Nivel de Investigación**

El nivel de investigación es explicativo, porque busca identificar las causas y efectos de la implementación del software JK SimBlast en los estándares de voladura y los costos operativos. La investigación explicativa va más allá de describir o relacionar variables; su objetivo es comprender los mecanismos y procesos subyacentes que explican por qué y cómo se producen ciertos fenómenos. En este caso, se pretende entender cómo la implementación del software JK SimBlast puede influir en la eficiencia de las voladuras y en la reducción de costos operativos en las galerías mineras. Según Hernández-Sampieri y Mendoza (2018), la investigación explicativa es esencial para desarrollar teorías y modelos que expliquen la relación causal entre variables, proporcionando una base sólida para la toma de decisiones informadas y la mejora continua de procesos. Este nivel de investigación es particularmente relevante en el sector minero, donde las condiciones geológicas y operativas pueden variar significativamente, y es crucial comprender las interacciones entre diferentes factores para optimizar las operaciones.

### **3.1.3 Diseño de Investigación**

La presente investigación adopta un diseño aplicado de tipo explicativo, con enfoque cuantitativo no experimental y transversal. Se considera aplicado porque busca resolver una problemática práctica relacionada con el rendimiento del ciclo de perforación y voladura en minería subterránea, a través del uso de herramientas tecnológicas y criterios geotécnicos. Es explicativo porque se orienta a identificar y analizar la relación entre la implementación del software JK SimBlast (variable independiente) y la optimización de los estándares de voladura (variable dependiente) en un contexto real y delimitado (Hernández, Fernández & Baptista, 2014).

El enfoque cuantitativo permite medir, con base en indicadores técnicos y simulaciones numéricas, el comportamiento del patrón de voladura antes y después de su rediseño, utilizando indicadores operativos objetivos como el avance por disparo, el factor de carga y la eficiencia de voladura. Se trata de un diseño no experimental porque no se manipulan las variables directamente en condiciones controladas, sino que se analizan mediante simulaciones y observación documentada. Además, es transversal, ya que la recolección y análisis de los datos se realiza en un solo periodo de tiempo, correspondiente al año 2024.

### **3.1.4 Población**

La población está conformada por el conjunto total de frentes de avance desarrollados en la Unidad Minera Valetita IV, en los cuales se ejecutan operaciones de perforación y voladura bajo condiciones geomecánicas subterráneas. Esta población incluye todas las galerías activas donde se aplican distintos diseños de voladura convencional, con variabilidad en geometría de excavación, resistencia del macizo y patrones de carga. En este contexto, la población representa el universo técnico-operativo sobre el cual se desea comprender y evaluar el efecto de un rediseño de voladura utilizando modelamiento numérico (Hernández, Fernández & Baptista, 2014).

### **3.1.5 Muestra**

La muestra es no probabilística de tipo intencional, y está constituida específicamente por las galerías 7203 Sur y 7203 Norte de la Unidad Minera Valetita IV. Esta selección se realiza bajo criterios técnicos previamente definidos, como la similitud litológica (granodiorita con GSI 55), la disponibilidad de registros geomecánicos y de diseño de voladura, y la accesibilidad operativa para ejecutar simulaciones con el software JK SimBlast. La elección intencional de estas galerías permite centrar el análisis en condiciones reales y representativas del entorno subterráneo, facilitando la validación de los indicadores técnicos asociados a la eficiencia del ciclo de perforación y voladura (Sampieri, Collado & Lucio, 2014).

### **3.1.6 Ubicación**

La unidad minera VALETITA IV, se encuentra ubicada en el distrito de pullo, provincia de Parinacochas y departamento de Ayacucho, a una altura de 2996 msnm. La Mina Valetita IV se ubica hidrográficamente en un sistema de drenaje dendrítico en las cabeceras Sureste del Río Yauca. Perteneciente a la Vertiente del Pacífico.

Los contrafuertes Andinos observados, conocidos como Lomas, son afloramientos de topografía suave con altitud entre los 2800 y 3500msnm. El clima, muy soleado en el día y muy frío en las noches, pudiendo alcanzarse temperaturas negativas en la estación de invierno, se traduce en un paisaje semiárido.

La quebrada principal que controla el valle seco dónde se localiza el campamento minero, se llama Tinco y drena hacia el Oeste entre los cerros Frontón al Norte y Pan de Azúcar al Sur. A cinco kilómetros hacia el Este se encuentra el pueblo de Chaipi, un anexo del distrito de Pullo, este poblado presenta actividad económica marginal agrícola, pecuaria y una pujante actividad de servicios asociada a la industria minera.

### 3.1.7 Accesibilidad.

Accesibilidad a la unidad minera VALETITA IV (Lima – Valetita IV)

TRAMO	Km (Promedio)	SUPERFICIE	TIEMPO (horas)	CONDICIÓN
LIMA - CHALA	614	Asfalto	9	Buena
CHALA- CHAIPI	87	Afirmado	2.5	Regular
CHAIPI - MINA	3	Trocha	0.2	Regular
<b>TOTAL</b>	<b>704</b>		<b>11.7</b>	

Accesibilidad a la unidad mineral VALETITA IV (Ayacucho – Valetita IV)

TRAMO	Km (Promedio)	SUPERFICIE	TIEMPO (horas)	CONDICIÓN
HUAMANGA - PUQUIO	270	Asfalto	7	Buena
PUQUIO - CORACORA	93.5	Asfalto	2.5	Regular
CORACORA - PULLO	57	Afirmado	2	Regular
PULLO - MINA	37	Afirmado	1.5	Regular
<b>TOTAL</b>	<b>457.5</b>		<b>13</b>	

## 3.2 Recursos Geológicos y Reservas Minerales

Los recursos minerales en la Unidad Minera Valetita IV han sido evaluados utilizando diversas metodologías geomecánicas, como el sistema de clasificación RMR (Bieniawski, 1989). Estos sistemas permiten determinar las propiedades mecánicas y estructurales del macizo rocoso, lo que es esencial para diseñar patrones de voladura eficientes y garantizar la estabilidad de las galerías.

## 3.3 Marco Geológico de la Unidad Minera Valetita IV

La Unidad Minera Valetita IV, ubicada en la región Ayacucho, en el centro-sur de Perú, presenta una compleja geología que influye significativamente en los procesos de minería subterránea, como la perforación, voladura y sostenimiento de las excavaciones. La caracterización geológica de la unidad minera se basa en diversas formaciones litológicas que afectan tanto la estabilidad como la eficiencia de las operaciones mineras (González & Pérez, 2021).

### **3.3.1 Litología**

#### **3.3.1.1 Pórfido Andesítico**

El Pórfido Andesítico es una de las formaciones predominantes en la zona, caracterizado por un color gris oscuro y una textura porfídica. Esta roca contiene un 30% de fenocristales de plagioclasa, dispersos en una masa fundacional de textura afanítica. Según Smith et al. (2020), este tipo de pórfido presenta una moderada resistencia a la fracturación, lo que hace que su fragmentación durante las voladuras sea crucial para optimizar los costos y mejorar la eficiencia operativa.

#### **3.3.1.2 Pórfido Diorítico**

El Pórfido Diorítico, presente en intrusiones dentro del pórfido andesítico, se caracteriza por su mayor densidad y resistencia a la fracturación. Esta formación presenta desafíos adicionales en términos de perforación y voladura debido a su mayor resistencia mecánica (Rojas et al., 2023). En la minería subterránea, su dureza implica un mayor consumo de explosivos, lo que afecta directamente la eficiencia y el costo de las operaciones.

#### **3.3.1.3 Brecha Hidrometalúrgica de Anhidrita**

La Brecha Hidrometalúrgica de Anhidrita es una formación salina que, al estar sometida a la acción de agua, puede experimentar disolución. Esto afecta la estabilidad de las galerías, ya que las zonas de anhidrita disuelta pueden generar cavidades, lo que aumenta los riesgos de deslizamientos y requiere un monitoreo constante del comportamiento del macizo rocoso. Esta brecha también tiene un impacto en las condiciones hidrogeológicas de la mina, lo cual debe ser evaluado para evitar problemas durante las voladuras.

#### **3.3.1.4 Brecha Infiltrada de Pórfido Diorítico**

Esta formación es producto de la alteración del Pórfido Diorítico. La Brecha Infiltrada de Pórfido Diorítico tiene una alta permeabilidad, lo que facilita la infiltración de agua y aumenta la susceptibilidad de las formaciones rocosas a la erosión y desmoronamiento. Según McKenzie y Furtney (2012), las brechas infiltradas son

áreas de mayor fracturación que requieren técnicas de voladura especializadas para garantizar una adecuada fragmentación del material.

### **3.4 Estructuras Geológicas**

#### **3.4.1 Fallas Geológicas**

Las fallas geológicas presentes en la Unidad Minera Valetita IV son normales y afectan la distribución de las formaciones rocosas. Estas fallas son relevantes en la planificación minera, ya que generan zonas de debilidad estructural en el macizo rocoso, lo que puede modificar la fragmentación de la roca durante las voladuras (Spathis & Firth, 2004). La identificación y estudio de estas fallas es crucial para diseñar voladuras seguras y eficientes, además de prever posibles deslizamientos o fracturas inesperadas.

#### **3.4.2 Pliegues**

En la zona de estudio, los pliegues de magnitud moderada tienen un efecto importante sobre la disposición de las capas rocosas. La presencia de pliegues crea áreas de compresión y expansión, lo que puede influir en la resistencia del macizo rocoso y afectar la distribución de la carga explosiva (González & Pérez, 2021). Estos pliegues deben ser evaluados para garantizar que los patrones de voladura sean adecuados para minimizar los riesgos y mejorar la fragmentación.

#### **3.4.3 Hidrogeología**

La presencia de Brecha Infiltrada de Anhidrita en la unidad minera tiene implicaciones significativas en las condiciones hidrogeológicas, ya que la infiltración de agua en estas formaciones puede debilitar la estabilidad de las galerías y aumentar el riesgo de deslizamientos (Bhandari, 1997). El control del agua subterránea es esencial para mantener la seguridad en las operaciones mineras. La falta de control adecuado podría generar inundaciones o alteraciones en la integridad de las excavaciones, lo que subraya la importancia de un monitoreo constante de las condiciones hidrogeológicas.

### **3.5 Evaluación de la Calidad Geomecánica**

La calidad del macizo rocoso se evalúa utilizando diversos sistemas de clasificación, entre los más comunes están el RMR (Rock Mass Rating), que consideran factores como la resistencia de la roca intacta, el grado de fracturación, la orientación y el espaciamiento de las fracturas, y las condiciones de las aguas subterráneas. Para la Unidad Minera Valetita IV, la clasificación RMR se emplea para determinar la estabilidad y los requerimientos de sostenimiento en las excavaciones.

Sistema RMR: Este sistema clasifica el macizo rocoso en una escala de 0 a 100, donde un valor bajo indica un macizo rocoso de baja calidad, propenso a inestabilidad, y un valor alto indica una roca de alta calidad, con poca fracturación y alta resistencia. En el caso de la Unidad Minera Valetita IV, la clasificación RMR se ha calculado tomando en cuenta la siguiente información geomecánica:

- Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) de la roca intacta.
- Fracturación (número y tipo de fracturas).
- Orientación de las fracturas y su influencia en el comportamiento de la roca.
- Condiciones de agua subterránea y su impacto en la estabilidad del macizo rocoso.

Conforme a los estudios realizados, la calidad del macizo rocoso en la Unidad Minera Valetita IV varía dependiendo de la zona dentro de la mina. Las áreas más fracturadas y afectadas por alteraciones hidrotermales presentan valores más bajos en la escala RMR, mientras que las zonas más competentes y menos alteradas tienden a registrar valores más altos.

### **3.6 Galería 7203 Sur y Norte**

El presente estudio se estructura en dos fases principales. La primera fase consiste en una investigación exhaustiva de los métodos actualmente utilizados en los estándares de voladura en minería subterránea, enfocándose en la recopilación y revisión de la documentación técnica existente, que incluye estudios previos sobre la optimización de procesos en voladura y su impacto en la productividad minera (González, 2018). La segunda fase se orienta hacia la obtención de datos empíricos mediante la implementación del software JK Simblast en las galerías 7203 S y 7203

N de la Unidad Minera Valetita IV, con el fin de estimar las propiedades mecánicas y los parámetros geomecánicos del macizo rocoso en estas zonas específicas. Este tipo de simulaciones ha demostrado ser efectivo para la mejora de la seguridad y eficiencia operativa en minas subterráneas (Pérez & Martínez, 2020). Los datos obtenidos serán utilizados para optimizar los parámetros de voladura, mejorando la eficiencia operativa y reduciendo los costos asociados a las operaciones mineras, lo cual ha sido documentado como un factor clave para la competitividad en el sector (Smith & Clark, 2017).

### 3.6.1 Datos generales del proyecto

La profundidad de la galería alcanza los 500 metros, mientras que el factor de seguridad del diseño se establece en 1.3, asegurando la estabilidad y fiabilidad de la estructura bajo las condiciones geomecánicas previstas.

### 3.6.2 Datos geológicos Galería 7203 Sur

Tabla 01 Datos geológicos de la Galería 7203 S

Litología	Granodiorita
Rumbo	NW - SE
Buzamiento	50° - 60° SW
peso específico	2.85 Ton/m <sup>3</sup>

*Nota.* La galería 7203 S se desarrolla en granodiorita con rumbo NW-SE, buzamiento de 50°–60° hacia el SW y peso específico de 2.85 Ton/m<sup>3</sup>, valores típicos para este tipo de litología.

Tabla 02 Parámetros geomecánicos de la Galería 7203 S

Resistencia a la compresión uniaxial ( $\sigma_c$ )	95 Mpa
GSI	55
Disturbancia (D)	Buena calidad de voladura
Cohesión (c)	25.25 Mpa
Ángulo de fricción ( $\phi$ )	32
Esfuerzo tangencial ( $\sigma_t$ )	0.65Mpa
JRC	15
JCS	43.75

*Nota.* Los valores corresponden a ensayos y observaciones de campo realizados en la galería 7203 S, ubicada en macizo rocoso de tipo granodiorítico. Se destaca una resistencia a compresión uniaxial de 95 MPa y un índice GSI de 55

### 3.7 Galería 7203 N

#### 3.7.1 DATOS GEOLOGICOS

Tabla 03 Datos geológicos de la Galería 7203 N

Litología	Granodiorita
Rumbo	NW - SE
Buzamiento	45° - 55° SW
peso específico	2.95 Ton/m <sup>3</sup>

*Nota.* La galería 7203 N se ubica en granodiorita con rumbo NW-SE, buzamiento de 45°–55° SW y un peso específico de 2.95 Ton/m<sup>3</sup>, indicando una roca compacta.

Tabla 04 Datos de la Galería 7203 N

GSI	65
Disturbancia (D)	Regular calidad de voladura
Ensayos de laboratorio	Ensayos triaxiales

*Nota.* La galería 7203 N presenta un GSI de 65 y una calidad de voladura regular. Los parámetros geomecánicos fueron determinados mediante ensayos triaxiales.

### 3.8 Datos de ensayo de laboratorio de mecánica de rocas en este caso (Ensayo triaxial).

Tabla 05 Datos de ensayos triaxiales de laboratorio

N°	$\sigma_1$	N°	$\sigma_1$
1	25.1663	11	62.8403
2	30.8566	12	63.179
3	35.041	13	68.6905
4	39.5449	14	70.1557
5	42.1045	15	73.8122
6	46.051	16	76.0938
7	48.7438	17	79.0544
8	53.1259	18	80.9217
9	55.4477	19	83.2997
10	59.3829	20	85.7659

*Nota.* Es importante destacar que cada uno de estos criterios de falla tiene aplicaciones específicas dependiendo de las condiciones del terreno, el tipo de roca y el comportamiento esperado de las superficies de fractura.

El uso adecuado de estos métodos permitirá una evaluación más precisa de la estabilidad del macizo rocoso en las galerías mineras, contribuyendo a la mejora de los diseños de sostenimiento y la optimización de los procesos de voladura. Además, la combinación de estos criterios con herramientas como el software RocData facilita la simulación y predicción de la estabilidad en condiciones complejas, proporcionando un soporte esencial para la toma de decisiones en ingeniería geotécnica.

La estabilidad de las estructuras subterráneas en minería depende en gran medida del comportamiento del macizo rocoso frente a las tensiones generadas por las operaciones mineras. Para evaluar es fundamental contar con criterios de falla que permitan predecir el comportamiento del macizo rocoso bajo diversas condiciones de carga. Entre los métodos más utilizados para determinar estos criterios se encuentran los modelos de Hoek & Brown, Mohr-Coulomb y Barton-Bandis, los cuales proporcionan enfoques distintos dependiendo de la naturaleza del material y las condiciones geomecánicas específicas de cada proyecto.

## CAPITULO IV

### IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1 Galería 7203 Sur y Norte

##### 4.1.1 Criterio de Hoek - Brown

Para la aplicación del criterio de Hoek y Brown utilizando el software RocData, se realiza un análisis detallado de los parámetros de entrada, con un enfoque particular en la resistencia del macizo rocoso, que es un factor clave para la estabilidad de las excavaciones subterráneas (Hoek, 2007). A partir de este parámetro, se evalúan otros aspectos esenciales para garantizar la precisión del modelo, como la tensión de tracción y los parámetros de fractura (Hoek & Brown, 1997). Estos parámetros de entrada permiten optimizar los resultados y mejorar la predicción de la resistencia a la falla en las condiciones específicas del macizo rocoso estudiado.

- Índice de Resistencia Geológica (*GSI*)
- La resistencia de la roca intacta ( $\sigma_{ci}$ )
- Constante de la roca intacta (*mi*)
- Factor de disturbancia (*D*)

##### 4.1.1.1 Índice de resistencia geológica (*GSI*)

En el mapeo geomecánicos realizado en el campo, se obtuvo un valor de *GSI* de 55 para la Galería 7203 S. Según el análisis geomecánicos efectuado, este valor de *GSI* de 55 permite determinar la calidad del macizo rocoso mediante el RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski, lo cual es esencial para evaluar la estabilidad de las excavaciones subterráneas (Bieniawski, 1989). A partir de este análisis, se obtuvieron los siguientes resultados, tanto en condiciones secas como en condiciones con presencia de agua, lo que proporciona un marco integral para el diseño de sostenimiento adecuado.

##### Primer caso: condiciones secas

$$GSI=RMR'89 -5$$

RMR'89 = 60

**Segundo caso: condiciones mojadas**

$RMR89 = RMR'89 - 15 + 7$

$RMR89 = 52$

Obteniéndose un resultado de la roca con una calidad regular tipo III, según la clasificación de Bieniawski (1989). Tras realizar un análisis de campo y gabinete, se obtuvo un valor de GSI = 55 para el macizo rocoso estudiado. Las condiciones de las discontinuidades se ubicaron entre regulares a malas, lo que produjo una roca poco competente (según su resistencia). La estructura del macizo rocoso se encontró dentro del macizo fracturado en bloques, debido a su calidad media, según el RMR de Bieniawski, que también es útil para evaluar la estabilidad de las excavaciones (Bieniawski, 1989).

Figura 05. Evaluación del GSI, para la Galería

Pick GSI Value		SURFACE CONDITIONS				
Rock Type:	General	VERY GOOD	GOOD	AIR	POOR	VERY POOR
GSI Selection:	55					
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90	80		N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubic blocks formed by three intersecting discontinuity sets		70	55		
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40		
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				30	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes					20
						10
		N/A	N/A			

*Nota.* El valor GSI de 55 para la galería fue determinado según la clasificación propuesta por (Hoek et al., 2002)

#### **4.1.1.2 La Resistencia de la roca intacta**

En este análisis, se determinará la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) de la roca intacta, en conjunto con el esfuerzo vertical ( $S_v$ ), utilizando testigos con un diámetro de 50 mm y una longitud de 100 mm. Según estudios previos, el tamaño del testigo no requiere ajustes cuando las muestras provienen de una profundidad de 500 m, como ocurre en la Galería estudiada, ya que esta profundidad asegura la representatividad del macizo rocoso en sus condiciones naturales (Hoek & Brown, 1997). Este enfoque es crucial para obtener datos precisos que permitan evaluar la capacidad de carga del macizo y la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

#### **Cálculo del esfuerzo Vertical ( $S_v$ )**

$$S_v = 0.027 * h$$

$$S_v = 0.027 * 500$$

$$S_v = 13.5 \text{ MPa}$$

#### **Cálculo de la resistencia de la roca**

Resistencia de la roca = Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta  
esfuerzo vertical

$$\text{resistencia de la roca} = 7.037$$

Tabla 06 Resistencia de la roca en función de UCS y  $S_v$

Poco competente	$UCS / S_v \leq 8$
Moderadamente competente	$8 < UCS / S_v \leq 15$
Muy competente	$UCS / S_v > 15$

*Nota.* La competencia de la roca se clasifica según la relación entre la resistencia a compresión uniaxial (UCS) y el esfuerzo vertical ( $S_v$ ), criterio propuesto por Hoek y Brown para evaluar el comportamiento mecánico del macizo rocoso.

Según el resultado anterior y la comparación con la tabla se obtiene un resultado de una roca “*poco competente*”.

#### 4.1.1.3 Constante de la roca intacta (*mi*)

Esta constante depende directamente de la litología, es decir, del tipo de roca y su textura. En el caso de la Galería 7203 S, se encuentra emplazada en una granodiorita, predominantemente de grano grueso, que pertenece a la Unidad Litológica del Grupo Tarma. Esta constante se determina mediante la siguiente tabla, que describe las características geológicas y la roca predominante, en este caso, la granodiorita, como se muestra en estudios previos sobre la clasificación litológica y su influencia en las propiedades mecánicas de los macizos rocosos (Bieniawski, 1989).

Tabla 07 Valores de la constante *m*, para la roca intacta

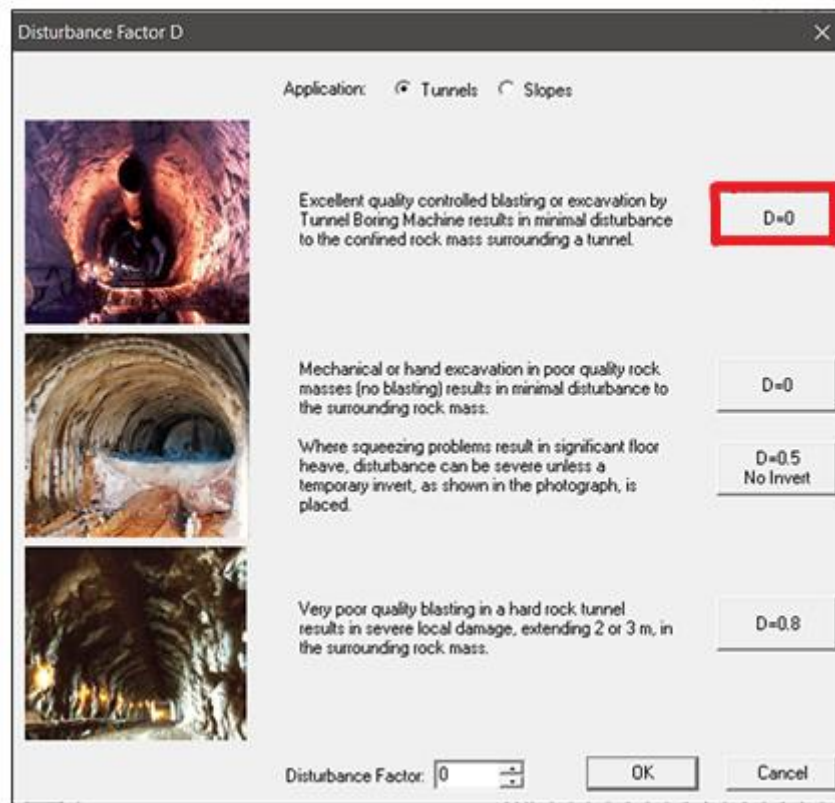
Tipo de roca	Grupo	Gruesa	Media	Fina	Muy fina
Sedimentaria	Conglomerados	21 ± 3	—	—	—
	Brechas	19 ± 5	—	—	—
	Areniscas	—	17 ± 4	—	—
	Limolitas	—	—	—	7 ± 2
	Arcillolitas/Lutitas	—	—	—	4 ± 2
Metamórfica	Mármol	9 ± 3	—	—	—
	Cuarcita	—	—	—	24 ± 3
	Migmatita	29 ± 3	—	—	—
	Anfibolita	—	25–31	—	—
Ígnea	Gabro	27 ± 3	—	—	—
	Norita	—	—	—	20 ± 5
	Dolerita	—	—	16 ± 5	—
	Pórfidos	20 ± 5	—	—	—
	Diabasa	—	—	15 ± 5	—
	Peridotita	—	—	—	25 ± 5
	Rolita (volcánica)	—	—	25 ± 5	—
	Andesita	—	—	25 ± 5	—
	Basalto	—	—	25 ± 5	—
	Obsidiana	—	—	—	9 ± 3
Piroclásticos (tufo, etc.)	—	—	—	13–19 ± 5	

*Nota.* Según los datos presentados en la tabla, se muestran los valores estimados de la constante *m* para diferentes tipos de roca intacta, clasificados según su textura y tipo de roca. Estos valores son utilizados en la ingeniería geotécnica para evaluar la resistencia y comportamiento de las rocas en aplicaciones como el sostenimiento de túneles y la estabilidad de las excavaciones subterráneas (Hoek & Brown, 1980).

#### 4.1.1.4 Factor de disturbancia (D)

Según la información proporcionada, se observa que existe una buena calidad de voladura, a pesar de que los bloques se encuentran fracturados. Sin embargo, el macizo rocoso no tiende a relajarse debido a la voladura, lo que permite considerar una perturbación nula ( $D = 0$ ), tal como lo establecen estudios previos sobre la relación entre la fracturación de bloques y la estabilidad del macizo en operaciones mineras (Hoek & Brown, 1997). Esta condición de estabilidad es crucial para la eficiencia del proceso de voladura, ya que una perturbación nula implica que los efectos del proceso de voladura sobre el macizo rocoso son mínimos, lo que mejora la seguridad y la precisión en las excavaciones subterráneas.

Figura 06. Factor de disturbancia D, para la Galería



*Nota.* La imagen muestra diferentes situaciones relacionadas con la excavación en túneles y su impacto en el macizo rocoso circundante, representado mediante el Factor de Disturbio D. Dependiendo de la calidad de la voladura y la excavación, este

factor puede variar, reflejando el nivel de alteración en las rocas circundantes (Hoek & Brown, 1980).

Según la información proporcionada, se ha determinado que existe bloques del macizo rocoso fracturados. Sin embargo, el macizo no tiende a relajarse debido a la voladura, lo que indica que el proceso de fracturación no ha afectado significativamente la estabilidad del macizo rocoso. Por lo tanto, se puede considerar una perturbación nula ( $D = 0$ ), lo cual es consistente con los resultados obtenidos en estudios previos que demuestran que la fractura de bloques no siempre genera una relajación significativa en la masa rocosa (Bieniawski, 1989). Esta condición, que denota la falta de perturbaciones adicionales en el macizo, es clave para asegurar una voladura eficiente y controlada, manteniendo la estabilidad geomecánica del entorno subterráneo (Hoek & Brown, 1997). La consideración de una perturbación nula permite optimizar los parámetros de voladura y minimizar los impactos sobre las estructuras adyacentes.

Figura 07. Parámetros de entrada para el Criterio de Hoek – Brown, para la Galería

Hoek-Brown Classification

sigci	95	MPa
GSI	55	
mi	29	
D	0	

Hoek-Brown Criterion

mb	5.813
s	0.0067
a	0.504

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Failure Envelope Range

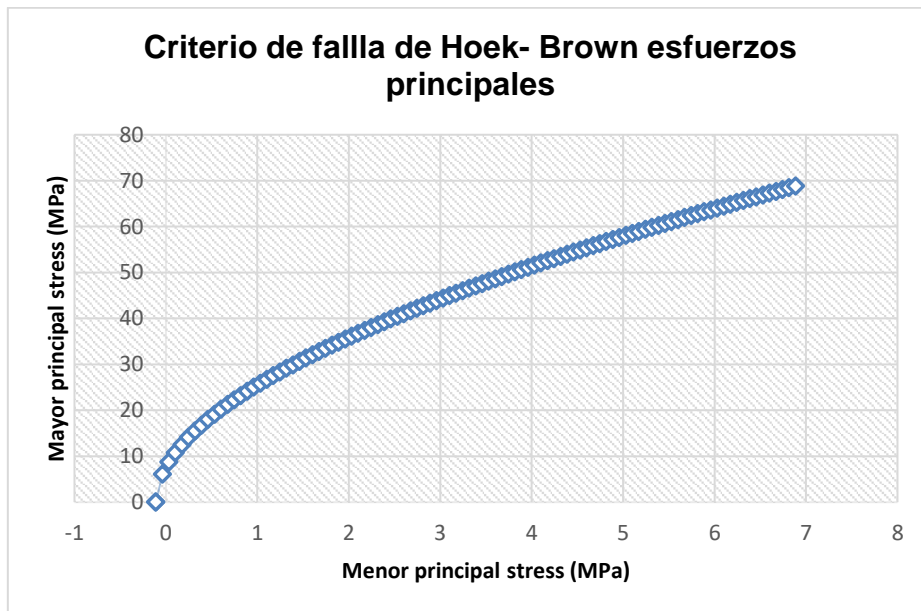
Application:	Tunnels
sig3max	6.8859 MPa
Unit Weight	0.02795 MN/m3
Tunnel Depth	500 m

*Nota.* La imagen muestra los parámetros de la clasificación de Hoek-Brown, utilizados para evaluar la estabilidad del macizo rocoso y predecir el comportamiento del túnel, esenciales en el diseño geomecánico.

#### 4.1.1.5 Esfuerzo principal

Los esfuerzos principales que arroja como resultado de la entrada en el software RocData 4.0, nos proporciona los siguientes parámetros mostrados en la siguiente figura.

Figura 08. Envoltente del criterio generalizado de Hoek & Brown en base a esfuerzos

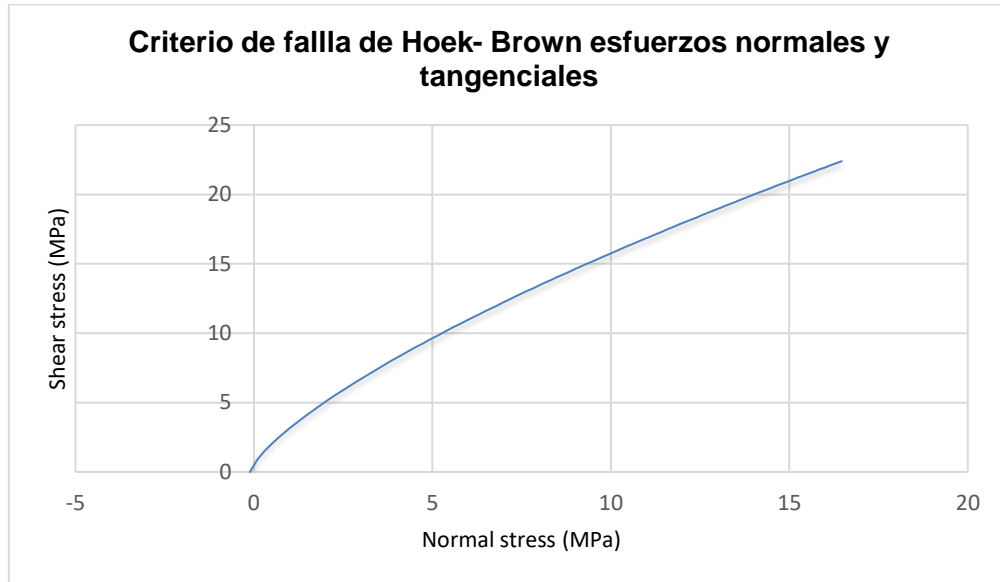


*Nota.* La Figura 8 representa la envolvente de falla del criterio generalizado de Hoek & Brown, la cual describe la relación entre el esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) y el menor ( $\sigma_3$ ), expresada en megapascales (MPa). Esta curva corresponde a un macizo rocoso con propiedades no lineales, reflejando el incremento de resistencia del material con el aumento del confinamiento lateral ( $\sigma_3$ ).

El comportamiento observado es típico de una roca intacta o ligeramente fracturada con una resistencia a la compresión uniaxial ( $\sigma_{ci}$ ) estimada de aproximadamente 70–80 MPa, un valor  $m_i$  en el rango de 25 a 30, y un índice GSI entre 50 y 60, representativo de un macizo de calidad intermedia. A medida que  $\sigma_3$  aumenta desde

0 hasta 7 MPa,  $\sigma_1$  varía no linealmente desde aproximadamente 10 MPa hasta más de 70 MPa.

Figura 09. Esfuerzo normal ( $\sigma_n$ ) vs esfuerzo de corte ( $\sigma_t$ ), para el Criterio de Hoek – Brown



*Nota.* La Figura 9 muestra la relación no lineal entre el esfuerzo normal ( $\sigma_n$ ) y el esfuerzo de corte ( $\sigma_t$ ) para un macizo rocoso, según el criterio de resistencia de Hoek–Brown. A diferencia del criterio lineal de Mohr-Coulomb, esta curva representa mejor el comportamiento real de la roca, que aumenta su resistencia al corte con el confinamiento normal aplicado.

En el gráfico se observa que cuando el esfuerzo normal varía entre 0 y 18 MPa, el esfuerzo cortante requerido para inducir la falla se incrementa progresivamente, alcanzando valores cercanos a los 22–23 MPa. Este comportamiento corresponde típicamente a una roca intacta de alta competencia, como una granodiorita o granito, con:

- Resistencia a compresión uniaxial ( $\sigma_{ci}$ ): ~75–80 MPa
- Constante  $m_i$ : ~29 (valor típico para granodiorita)
- Índice GSI: 55–60 (macizo de calidad intermedia)
- Parámetros  $s \approx 0.2$  y  $a \approx 0.5$ , asumidos para macizo fracturado moderado

Esta envolvente de falla permite definir las condiciones críticas bajo las cuales se produciría deslizamiento o colapso por corte en estructuras como galerías, taludes o cámaras de explotación subterránea. Es especialmente útil en análisis numérico y en la calibración de modelos constitutivos.

#### 4.1.1.6 Envolvente de Morh – Coulomb

En la envolvente de Morh – Coulomb se obtuvieron los de parámetros de  $c$  y  $\phi$ .

Figura 10. Hoek-Brown Classification and Mohr-Coulomb Fit

Hoek-Brown Classification	
sigci	95 MPa
GSI	55
mi	29
D	0
Hoek-Brown Criterion	
mb	5.813
s	0.0067
a	0.504
$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$	
Failure Envelope Range	
Application:	Tunnels
sig3max	6.8859 MPa
Unit Weight	0.02795 MN/m <sup>3</sup>
Tunnel Depth	500 m
Mohr-Coulomb Fit	
c	3.002 MPa
phi	51.30 deg
Rock Mass Parameters	
sigt	-0.1101 MPa
sigc	7.642 MPa
sigcm	30.705 MPa
Em	12997.56 MPa

El cuadro muestra los parámetros equivalentes de cohesión ( $c$ ) y ángulo de fricción ( $\phi$ ) obtenidos mediante el ajuste del criterio de Hoek-Brown al modelo lineal de Mohr-Coulomb. Para el macizo analizado, se obtiene:

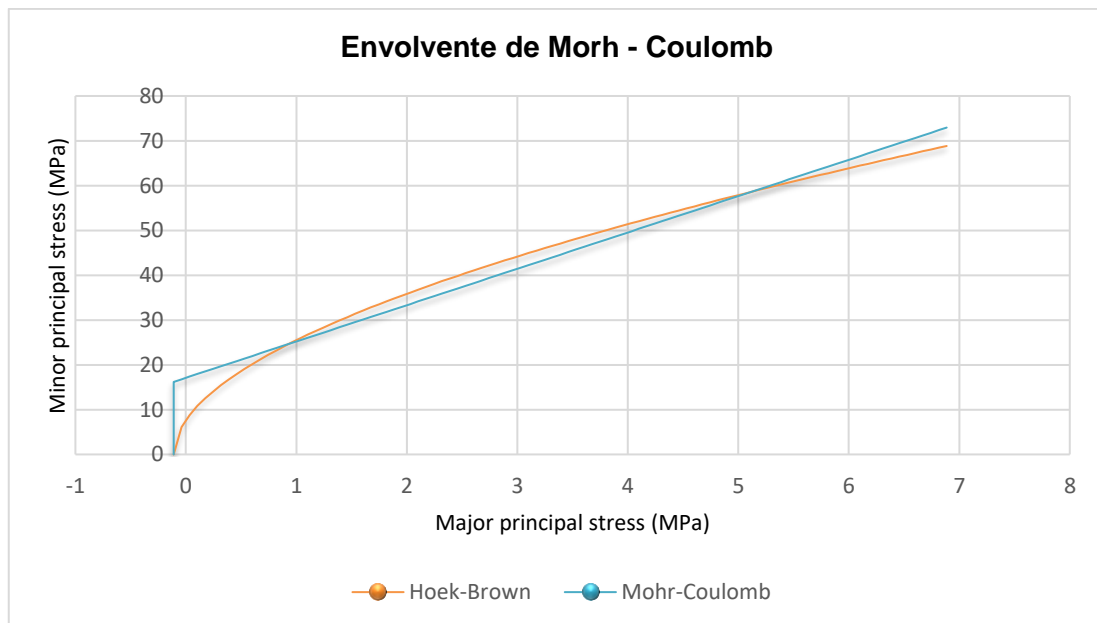
- Cohesión (c): 3.002 MPa
- Ángulo de fricción ( $\phi$ ): 51.30°

Estos valores fueron calculados a partir de los siguientes parámetros de entrada del criterio Hoek-Brown:

- $\sigma_{ci}$ : 95 MPa (resistencia uniaxial de la roca intacta)
- GSI: 55 (calidad del macizo)
- $m_i$ : 29 (constante para granodiorita)
- D: 0 (disturbancia nula, es decir, macizo sin daño por voladura)

El elevado valor del ángulo de fricción ( $\phi = 51.3^\circ$ ) indica un comportamiento altamente friccional, propio de macizos rocosos bien interconectados y con resistencia al deslizamiento entre planos de discontinuidad. Por su parte, la cohesión equivalente de 3 MPa refleja la contribución interna del macizo a resistir esfuerzos cortantes, aunque se trata de un valor moderado en relación con  $\sigma_{ci}$ .

Figura 11. Envoltente de Mohr Coulomb para los esfuerzos principales del Criterio de Hoek Brown, de la Galería



La Figura 11 compara las envolventes de falla generadas por los criterios Hoek-Brown (curva naranja) y Mohr-Coulomb (línea azul) para el macizo rocoso de la Galería, los datos son:  $\sigma_{ci} = 95$  MPa,  $GSI = 55$ ,  $m_i = 29$  y

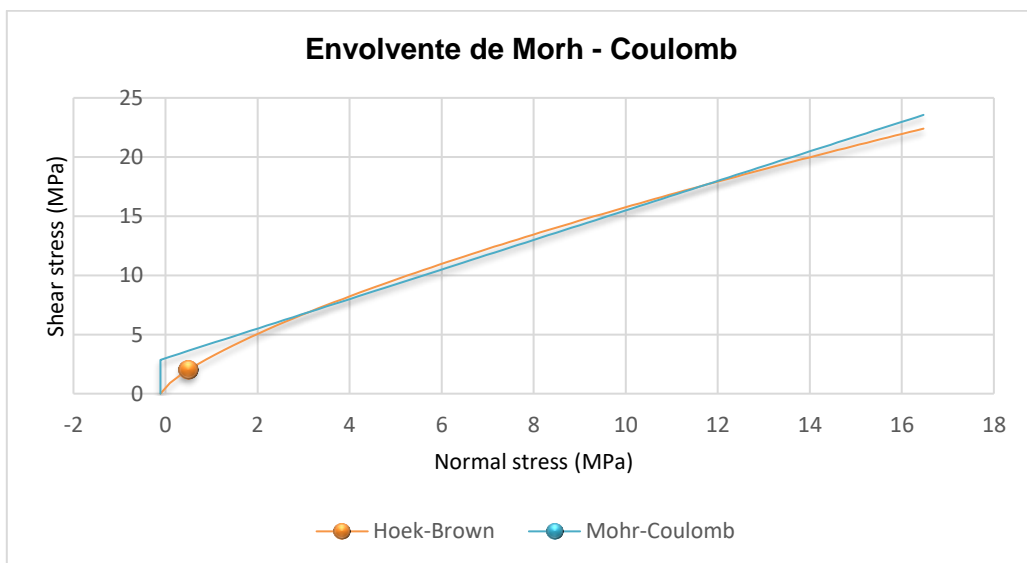
- $D = 0$  (sin disturbancia).

Se observa que en el rango de confinamientos bajos ( $\sigma_3 \approx 0-2$  MPa), el criterio de Hoek-Brown presenta una respuesta no lineal más ajustada al comportamiento real del macizo, prediciendo menores esfuerzos principales mayores ( $\sigma_1$ ) para la falla, en comparación con el modelo Mohr-Coulomb.

En cambio, a medida que el esfuerzo de confinamiento aumenta ( $\sigma_3 > 4$  MPa), ambos modelos convergen y la diferencia entre las predicciones es mínima, lo que valida el uso de Mohr-Coulomb como una aproximación conservadora y linealizada en ese intervalo.

Este análisis respalda el uso del criterio Hoek-Brown para diseños en zonas de baja cobertura o sin confinamiento lateral significativo, mientras que el ajuste Mohr-Coulomb (con  $c = 3.002$  MPa y  $\phi = 51.3^\circ$ ) puede utilizarse en modelos numéricos que requieren linealidad, siempre y cuando se especifique el rango de validez.

Figura 12. Envoltente de Mohr Coulomb para los esfuerzos normal y cortante del Criterio de Hoek Brown, de la Galería S.



Se analiza la relación entre el esfuerzo normal ( $\sigma_n$ ) y el esfuerzo cortante ( $\tau$ ) para un macizo rocoso con:  $\sigma_{ci} = 95$  MPa,  $GSI = 55$ ,  $m_i = 29$  y  $D = 0$  (sin disturbancia). Se observa que en condiciones de bajo confinamiento ( $\sigma_n < 3$  MPa), el modelo Hoek-Brown predice un comportamiento más frágil y realista, mostrando una resistencia cortante menor en comparación con la línea recta de Mohr-Coulomb. Esto refleja con mayor precisión la pérdida de cohesión inicial ante esfuerzos bajos, típica en rocas con discontinuidades.

A medida que el esfuerzo normal aumenta ( $\sigma_n > 5$  MPa), ambas curvas convergen, y la envolvente Mohr-Coulomb (basada en los parámetros equivalentes  $c = 3.002$  MPa y  $\phi = 51.3^\circ$ ) representa adecuadamente la tendencia del macizo rocoso.

#### 4.1.1.7 Módulo de Deformación (Em)

Este valor se obtiene con base en los modelos geomecánicos incorporados en el software, como se ilustra en la imagen siguiente, lo que garantiza la precisión en la simulación de las condiciones de deformación del macizo rocoso (Bieniawski, 1989; Hoek & Brown, 1997). El módulo de deformación es crucial para el diseño de sostenimiento y la predicción de la respuesta del macizo durante las operaciones mineras, ya que define cómo el material responde a los esfuerzos aplicados.

Figura 13. Parámetros de la masa rocosa, obtenidos del criterio de Hoek – Brown, de la Galería

Hoek-Brown Classification		
sigci	95	MPa
GSI	55	
mi	29	
D	0	

Hoek-Brown Criterion		
mb	5.813	
s	0.0067	
a	0.504	

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$
  

Failure Envelope Range		
Application:	Tunnels	
sig3max	6.8859	MPa
Unit Weight	0.02795	MN/m <sup>3</sup>
Tunnel Depth	500	m

Mohr-Coulomb Fit		
c	3.002	MPa
phi	51.30	deg

Rock Mass Parameters		
sigt	-0.1101	MPa
sigc	7.642	MPa
sigcm	30.705	MPa
Em	12997.56	MPa

Se muestra los principales parámetros mecánicos derivados del macizo rocoso de la Galería, calculados a partir del criterio Hoek-Brown, considerando una roca intacta con  $\sigma_{ci} = 95$  MPa, GSI = 55,  $m_i = 29$  y  $D = 0$ . Los resultados son los siguientes:

- $\sigma_t$  (tensile strength): -0.1101 MPa

Este valor negativo refleja la baja resistencia a tracción del macizo, característica común en rocas con fracturamiento moderado. Es crucial para evaluar potencial de falla en excavaciones con esfuerzos tangenciales elevados.

- $\sigma_c$  (cohesive strength): 7.642 MPa

Representa la resistencia a compresión simple de la masa rocosa, mucho menor que la resistencia de la roca intacta (95 MPa), evidenciando una significativa reducción debido a las discontinuidades y calidad estructural (GSI).

- $\sigma_{cm}$  (compressive strength of mass): 30.705 MPa

Valor intermedio que corresponde a la resistencia de la masa rocosa bajo condiciones confinadas.

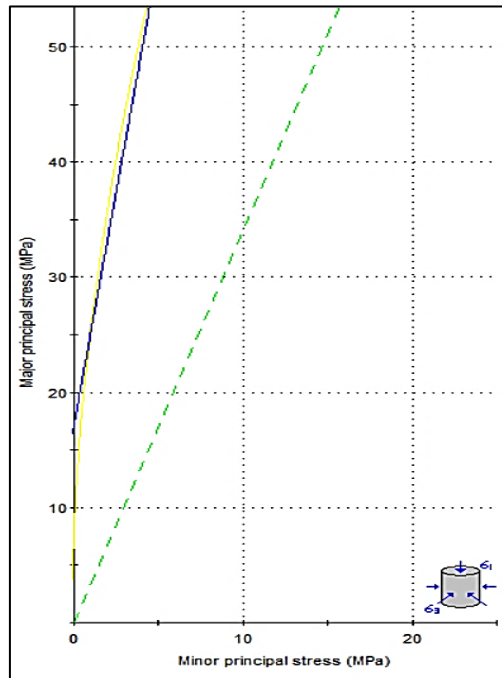
- $E_m$  (módulo de deformación del macizo): 12,997.56 MPa (~13 GPa)

Indica la rigidez global del macizo y se usa en análisis de deformación y convergencia en excavaciones subterráneas. Este valor es coherente con una roca competente de calidad media-alta.

#### **4.1.1.8 Línea Mogi**

Finalmente, a través de la interpretación de la línea Mogi, que nos muestra en el RocData de la Galería mediante el criterio de Hoek-Brown, se pudo interpretar que la rotura presentada por el macizo rocoso es de forma frágil (línea verde), debido a que esta se ubicó por debajo de la envolvente de tensiones principales (línea amarilla). Este comportamiento es consistente con los modelos de fracturación frágil descritos en la teoría de Hoek & Brown (1997), que indican que la ruptura del macizo rocoso ocurre cuando las tensiones superan la capacidad de resistencia de la roca, resultando en un comportamiento frágil bajo condiciones de alta presión y baja deformación.

Figura14. Línea Mogi para el criterio de Hoek – Brown, de la Galería



La Figura 14 presenta la línea de Mogi derivada del criterio de Hoek–Brown, representando la relación entre el esfuerzo principal menor ( $\sigma_3$ ) y el esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ), bajo condiciones triaxiales. Este tipo de representación es útil para evaluar la resistencia a la falla bajo confinamiento, especialmente en análisis de campos de esfuerzo reales donde las condiciones pueden ser anisotrópicas.

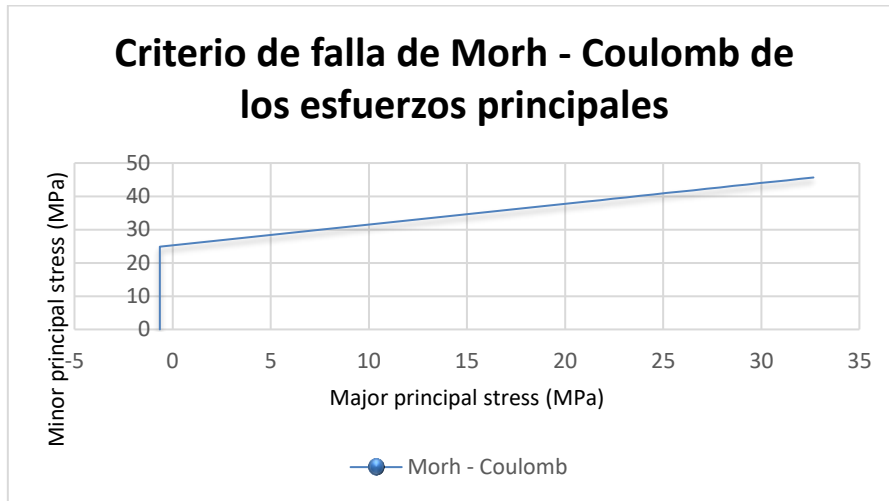
En el gráfico se observa: La inclinación inicial pronunciada indica que el macizo presenta alta sensibilidad a bajos confinamientos: es decir, pequeñas variaciones en  $\sigma_3$  generan grandes incrementos en  $\sigma_1$  para alcanzar la falla, lo cual es coherente con un macizo con  $\sigma_{ci} = 95$  MPa,  $GSI = 55$  y  $m_i = 29$ .

#### 4.1.2 Criterio de Mohr Coulomb

Se obtienen los siguientes parámetros propios del criterio, como son la resistencia, la envolvente de los esfuerzos principales y también el tipo de rotura del material, como mencionaremos en lo siguiente. Según Mohr y Coulomb, este criterio es fundamental para entender la relación entre las tensiones normales y de corte que actúan sobre las superficies de fractura, siendo un modelo ampliamente utilizado para describir el comportamiento de materiales frágiles bajo esfuerzo. La rotura del

material, según este modelo, ocurre cuando la tensión de corte supera la cohesión del material más el producto de la tensión normal por el coeficiente de fricción del material. Este enfoque es esencial para determinar la estabilidad del macizo rocoso y optimizar los diseños de voladura en minería subterránea.

Figura 15. Esfuerzo principal menor ( $\sigma_3$ ) vs esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ), para el Criterio de Mohr – Coulomb, de la Galería



La Figura 15 presenta la envolvente de falla en términos de esfuerzos principales ( $\sigma_1$  vs  $\sigma_3$ ) para el criterio de Mohr–Coulomb, aplicado al macizo rocoso de la Galería. Este modelo es lineal y está definido por los parámetros equivalentes obtenidos del ajuste al criterio Hoek–Brown:

- Cohesión ( $c$ ): 3.002 MPa
- Ángulo de fricción ( $\phi$ ): 51.3°

En el gráfico se aprecia que, para un esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) de 30 MPa, el esfuerzo menor ( $\sigma_3$ ) requerido para alcanzar la falla es de aproximadamente 43 MPa, lo que refleja un macizo altamente resistente con fuerte contribución friccional.

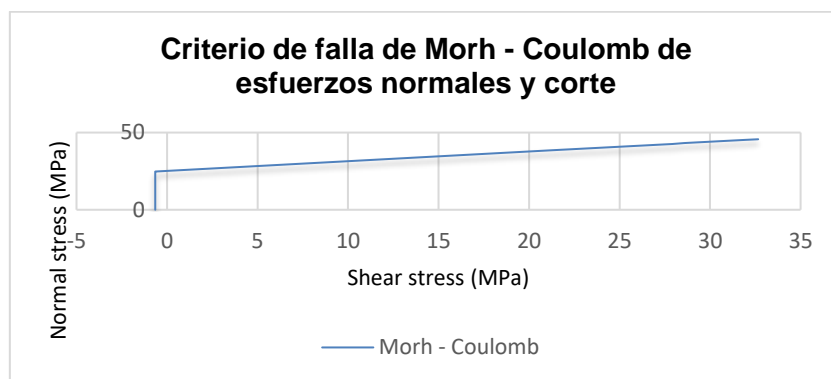
La pendiente de la línea representa la relación:

$$\sigma_1 = \sigma_3 \cdot \tan^2 \left( 45^\circ + \frac{\phi}{2} \right) + 2c \cdot \tan \left( 45^\circ + \frac{\phi}{2} \right)$$

Al utilizar  $\varphi = 51.3^\circ$ , se obtiene una pendiente  $\approx 1.37$ , confirmando que el criterio predice altos esfuerzos de falla incluso bajo confinamiento elevado.

Este tipo de comportamiento es coherente con una granodiorita de GSI 55 y  $\sigma_{ci} = 95$  MPa, como se definió en los parámetros de entrada. Si bien el modelo es útil para implementaciones numéricas simplificadas, puede sobreestimar la resistencia en zonas de bajo confinamiento, donde el modelo Hoek–Brown ofrece mayor precisión.

Figura 16. Esfuerzo normal ( $\sigma_n$ ) vs esfuerzo de corte ( $\sigma_\tau$ ), para el Criterio de Mohr – Coulomb, de la Galería.



La Figura 16 representa la envolvente de falla en el plano  $\tau$ - $\sigma_n$  (esfuerzo cortante vs esfuerzo normal) según el criterio lineal de Mohr–Coulomb, aplicado a la galería. Esta representación sigue la ecuación clásica:

$$\tau = c + \sigma_n \cdot \tan(\varphi)$$

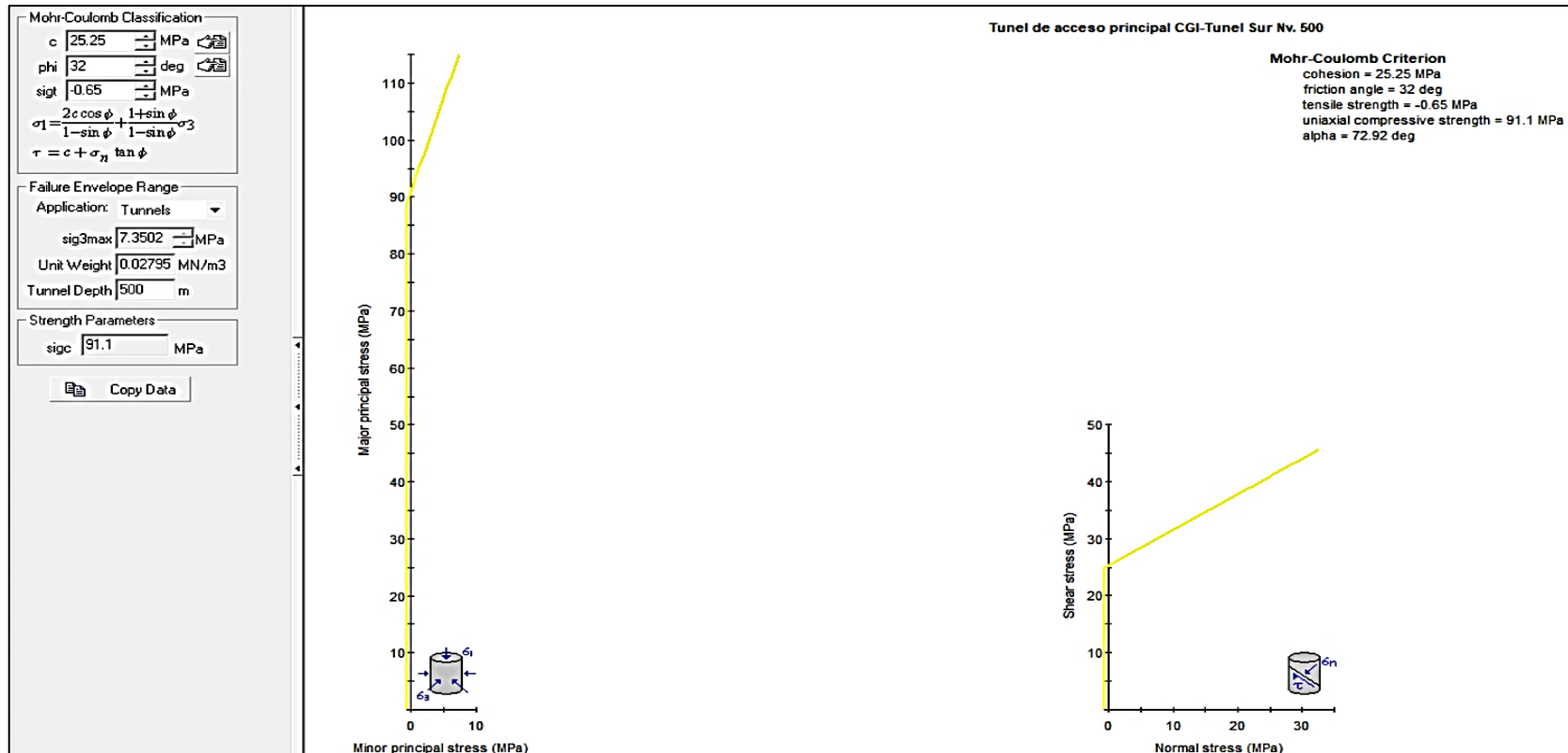
Usando los valores previamente ajustados desde el criterio Hoek–Brown:

- Cohesión ( $c$ ): 3.002 MPa
- Ángulo de fricción ( $\varphi$ ):  $51.3^\circ$

El gráfico indica que ante un esfuerzo normal de 25 MPa, el esfuerzo cortante requerido para alcanzar la falla es cercano a 32 MPa, lo que refleja un macizo rocoso con alta capacidad de resistencia al corte, propia de una granodiorita de calidad media-alta (GSI 55,  $\sigma_{ci}$  95 MPa)

#### 4.1.3 Uso de Rocdata

Figura 17. Envolvente del criterio de falla de Mohr Coulomb en base a esfuerzos principales



La Figura 17 muestra la envolvente de falla del criterio Mohr–Coulomb en función de los esfuerzos principales ( $\sigma_1$  vs  $\sigma_3$ ) y de corte ( $\tau$  vs  $\sigma_n$ ) para el macizo rocoso interceptado por el Túnel CG1, Nv. 500. La figura incluye dos gráficos:

- Plano  $\sigma_1$  vs  $\sigma_3$  (izquierda): Línea amarilla recta que representa la envolvente de falla obtenida del modelo Mohr–Coulomb.
- Plano  $\tau$  vs  $\sigma_n$  (derecha): Representación del mismo modelo en términos de esfuerzo cortante.

Los parámetros empleados en la clasificación Mohr–Coulomb son:

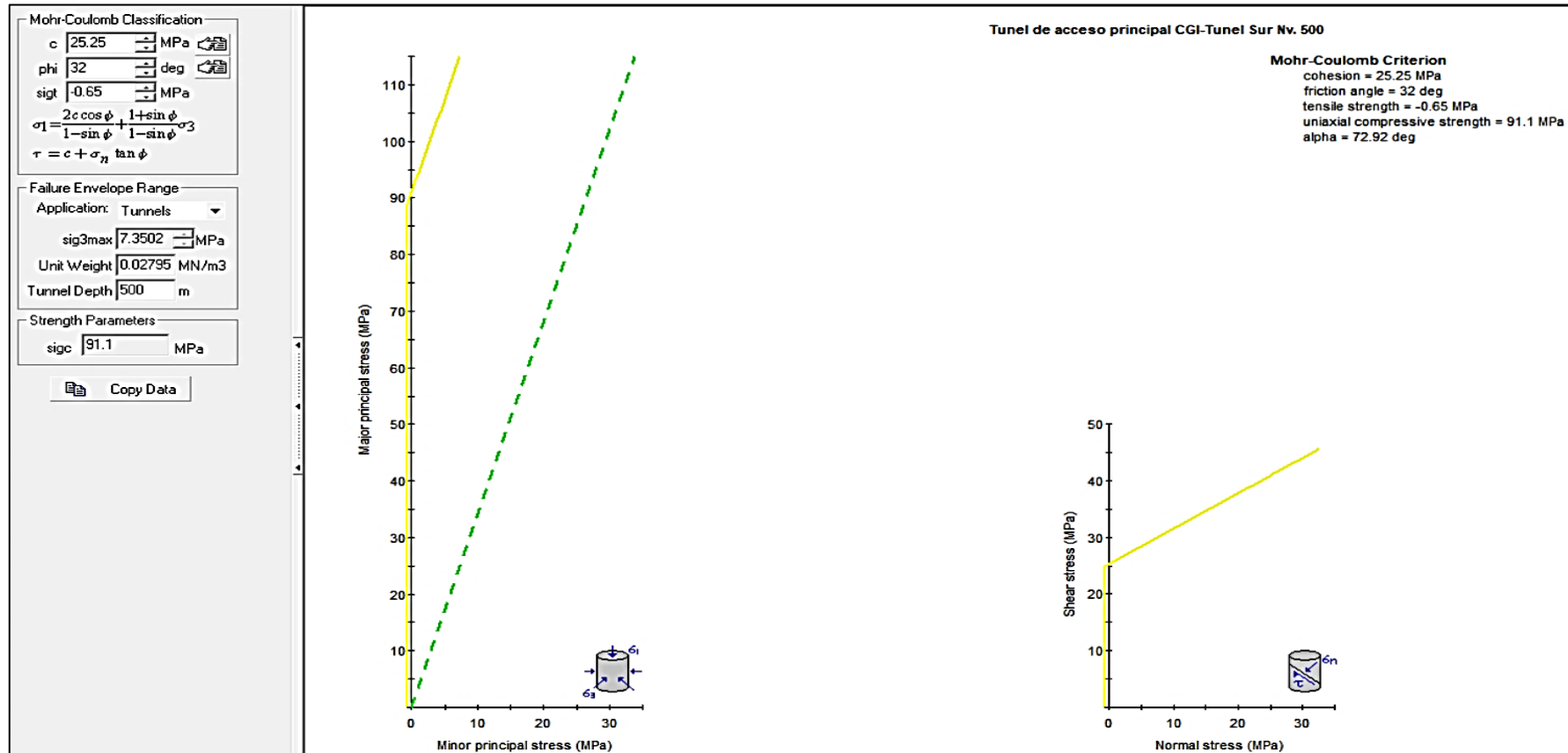
- Cohesión ( $c$ ): 25.25 MPa
- Ángulo de fricción ( $\phi$ ): 72.0°
- $\sigma_t$  (tensile strength): < 0.65 MPa
- $\sigma_c$  (uniaxial compressive strength): 91.1 MPa

Estos valores indican un macizo extremadamente competente, con alta resistencia tanto a compresión como a corte. La pendiente de la envolvente en ambos gráficos refleja el elevado ángulo de fricción, típico de rocas intactas de textura cristalina, como granodioritas o dioritas masivas.

En el contexto de excavaciones subterráneas a 500 m de profundidad ( $\sigma_3_{\max} = 7.3052$  MPa), esta envolvente sugiere que el macizo rocoso tiene una muy baja probabilidad de falla por esfuerzos principales o tangenciales bajo condiciones no extremas, lo cual respalda su estabilidad sin requerimientos de sostenimiento intensivo, aunque siempre debe validarse con observación de campo.

Finalmente, el ángulo  $\alpha = 72.92^\circ$ , que representa la inclinación de la línea de falla en el espacio de esfuerzos, confirma el dominio de la componente friccional en el comportamiento del macizo.

Figura 18. Envolvente del criterio de falla de Mohr – Coulomb y línea de Moggi's mediante el uso del software RocData



La Figura 18 presenta dos representaciones del criterio de Mohr–Coulomb aplicado a la Galería SUR:

- A la izquierda, la envolvente  $\sigma_1-\sigma_3$  en el plano de esfuerzos principales, donde:

La línea amarilla continua representa la envolvente de falla lineal según Mohr–Coulomb.

La línea verde punteada es la línea de Mogi, utilizada para visualizar la transición entre estados de falla triaxial en análisis tridimensionales.

- A la derecha, la envolvente  $\tau-\sigma_n$  que describe la resistencia al corte en función del esfuerzo normal, útil en el análisis de estabilidad de planos de discontinuidad.

Los parámetros utilizados fueron:

- Cohesión (c): 25.25 MPa
- Ángulo de fricción ( $\varphi$ ): 72.0°
- Resistencia a la compresión uniaxial ( $\sigma_c$ ): 91.1 MPa
- Profundidad del túnel: 500 m
- $\sigma_3$  máx estimado: 7.3022 MPa

El modelo muestra que el macizo posee altísima capacidad de resistencia a la falla, como lo evidencian:

La pendiente pronunciada de la línea amarilla ( $\varphi = 72^\circ \rightarrow$  comportamiento altamente friccional),

El bajo valor de  $\sigma_t < 0.65$  MPa, que es representativo de la debilidad del macizo frente a esfuerzos tensionales, Y la consistencia entre ambas envolventes.

#### **4.1.4 Criterio de Barton Bandis**

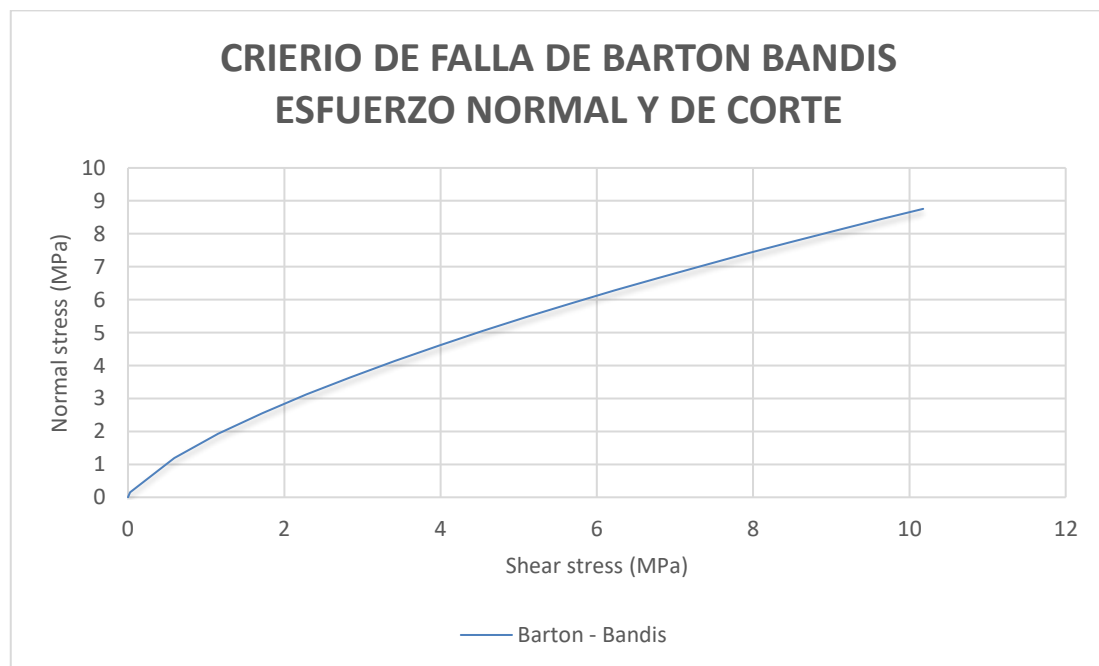
Para la aplicación del criterio de falla de Barton – Bandis, se debe contar con los siguientes parámetros de entrada, obtenidos tanto en campo como en laboratorio:

Ángulo de fricción residual ( $\phi_r$ ): En este caso, será tomado como el ángulo de fricción dado igual a  $32^\circ$ , conforme a los valores estándar utilizados en el análisis de fractura en macizos rocosos (Barton, 2008).

#### 4.1.4.1 Esfuerzos principales

Siguiendo el enfoque de los criterios previamente mencionados, el software RocData 4.0 permitió obtener los esfuerzos normales y tangenciales en el macizo rocoso. Estos esfuerzos son fundamentales para evaluar la estabilidad de las excavaciones subterráneas, ya que permiten entender la distribución de tensiones en las superficies de fractura. Como se muestra en el gráfico siguiente, los esfuerzos principales reflejan la interacción entre las tensiones de compresión y corte, lo que es crucial para la predicción de la rotura y la estabilidad del macizo rocoso bajo diversas condiciones de carga (Hoek & Brown, 1997).

Figura 19. Esfuerzo principal menor ( $\sigma_3$ ) vs esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ), para el Criterio de Barton-Bandis de la Galería



Nota: En la figura se presenta la envolvente de falla de Barton-Bandis, que describe la relación entre los esfuerzos normales y cortantes en materiales geotécnicos. Este criterio es fundamental para evaluar la estabilidad de excavaciones en roca,

proporcionando una representación visual que permite estudiar la resistencia del material bajo condiciones de esfuerzo específico, en comparación con otros criterios de falla como el de Mohr-Coulomb.

#### 4.1.4.2 Envolvente de Mohr de Coulomb

En esta envolvente de Mohr – Coulomb, se pueden obtener los parámetros de  $c$  (cohesión) y  $\phi$  (ángulo de fricción), que son fundamentales para describir la resistencia al corte de la roca bajo condiciones de esfuerzos normales y tangenciales. Estos parámetros, como se detalla en la imagen siguiente generada por el software RocData 4.0, permiten calcular la resistencia de los materiales en función de las tensiones principales. La envolvente muestra la relación entre las tensiones de corte y las normales, lo cual es clave para predecir el comportamiento de la roca en las excavaciones subterráneas (Mohr & Coulomb, 1900).

Figura 20. Parámetros de la envolvente de Mohr – Coulomb, para el Criterio de Barton – Bandis, de la Galería

Barton-Bandis Classification	
phir	22 deg
JRC	15
JCS	43.75 MPa
$\tau = \sigma_n \tan [JRC \log_{10} (\frac{JCS}{\sigma_n}) + \phi_r]$	
Failure Envelope Range	
Application:	Tunnels
signmax	10.1765 MPa
Unit Weight	0.02795 MN/m3
Tunnel Depth	500 m
Mohr-Coulomb Fit	
c	0.619 MPa
phi	29.96 deg

El cuadro presenta los parámetros equivalentes de cohesión ( $c$ ) y ángulo de fricción ( $\phi$ ) obtenidos a partir del criterio Barton–Bandis, los cuales han sido transformados

al formato del modelo Mohr–Coulomb para fines de análisis numérico. Los resultados son:

- Cohesión (c): 0.619 MPa
- Ángulo de fricción ( $\varphi$ ): 29.96°

Estos valores fueron generados bajo las siguientes condiciones:

- JRC (Joint Roughness Coefficient): 15
- JCS (Joint Compressive Strength): 43.75 MPa
- Ángulo de fricción residual: 22°
- Profundidad: 500 m
- $\sigma$ : 10.1765 MPa

### **Interpretación**

Baja cohesión (c = 0.619 MPa)

Este valor indica que el macizo rocoso presenta poca resistencia al corte en ausencia de esfuerzo normal, reflejando una discontinuidad abierta o suavemente cerrada, típica de planos de falla pulidos, vetillas de alteración.

Fricción moderada ( $\varphi \approx 30^\circ$ ):

El valor del ángulo de fricción es consistente con un macizo moderadamente rugoso y con resistencia residual significativa, lo cual concuerda con el valor de JRC = 15, correspondiente a superficies de fractura con aspereza media-alta.

#### **4.1.5 Importancia de los parámetros (c, $\varphi$ ) en el análisis del diagrama de perforación y voladura**

##### **4.1.5.1 Determinación de la energía de voladura requerida**

La cohesión (c) y el ángulo de fricción ( $\varphi$ ) influyen directamente en la resistencia al corte del macizo rocoso.

Si la cohesión es baja (como en este caso:  $c = 0.619$  MPa), el macizo tiende a fracturarse más fácilmente, lo cual permite reducir la carga explosiva por barreno y evitar sobrefragmentación (exceso de energía).

#### **4.1.5.2 Diseño del patrón de barrenos (burden y espaciamiento)**

En rocas con  $\phi \approx 30^\circ$ , el material se comporta como un macizo de resistencia media, por lo que se pueden adoptar burdens moderados ( $\approx 0.8\text{--}1.1$  m) y espaciamientos compatibles, sin comprometer la fragmentación.

Permite optimizar la geometría del frente, seleccionando longitudes de barreno y ángulos de inclinación acordes a la facilidad de corte del macizo.

#### **4.1.5.3 Evaluación del daño inducido en las paredes (overbreak)**

Una cohesión baja y fricción media sugiere que el macizo es susceptible a daño estructural si la voladura no es controlada.

Por tanto, estos parámetros indican la necesidad de usar líneas de alivio, cordones de precorte para proteger las cajas y hastiales.

#### **4.1.5.4 Selección del tipo de explosivo y columna de retacado**

Macizos de baja cohesión no requieren explosivos de alta energía (como emulsiones bombeadas), y pueden funcionar bien con Anfo densificado o emulsiones encartuchadas, optimizando costos.

También influye en la necesidad de uso de retardos precisos (ej. nonel o electrónicos) para evitar acoplamientos destructivos.

### **4.1.6 Resultados**

#### **4.1.6.1 Galería 7203 Sur y Norte**

##### **Criterio generalizado de Hoek & Brown**

Figura 21. Resultados del análisis del criterio generalizado de Hoek & Brown para la Galería

<b>CRITERIO DE HOEK - BROWN</b>	
<b>Hoek-Brown Classification</b>	intact uniaxial compressive strength = 95 MPa GSI = 55    mi = 29    Disturbance factor = 0
<b>Hoek-Brown Criterion</b>	mb = 5.813    s = 0.0067    a = 0.504
<b>Mohr-Coulomb Fit</b>	cohesion = 3.002 MPa    friction angle = 51.30 deg
<b>Rock Mass Parameters</b>	tensile strength = -0.110 MPa uniaxial compressive strength = 7.642 MPa global strength = 30.705 MPa modulus of deformation = 12997.56 MPa

*Nota.* En la figura se muestra el uso del criterio de Hoek-Brown para la clasificación geomecánica de la Galería, con una resistencia uniaxial a la compresión intacta de 95 MPa y un índice GSI de 55. También se presentan los parámetros del modelo de Mohr-Coulomb ajustados con una cohesión de 3.002 MPa y un ángulo de fricción de 51.30 grados, lo que se utiliza para caracterizar la respuesta del macizo rocoso. Además, se destacan los parámetros de resistencia a la tracción, resistencia uniaxial a la compresión y el módulo de deformación, fundamentales para evaluar la estabilidad y el comportamiento bajo esfuerzos.

### **Criterio de falla de Mohr – Coulomb**

Figura 22. Resultados del análisis del criterio de falla de Mohr – Coulomb para la Galería

<b>CRITERIO DE MORH - COULOMB</b>	
<b>Mohr-Coulomb Criterion</b>	cohesion = 25.25 MPa friction angle = 32 deg tensile strength = -0.65 MPa uniaxial compressive strength = 91.1 MPa alpha = 72.92 deg

*Nota.* En esta figura se presentan los parámetros del criterio de Mohr-Coulomb, utilizados para analizar la resistencia del macizo rocoso en la Galería. Se observa que la cohesión es de 25.25 MPa, con un ángulo de fricción de 32 grados, lo cual define la resistencia al deslizamiento entre los bloques rocosos. La resistencia a la

tracción es de -0.65 MPa, mientras que la resistencia uniaxial a la compresión es de 91.1 MPa. El ángulo  $\alpha$ , que caracteriza la forma de la envolvente de falla, se establece en 72.92 grados, lo cual es crucial para la evaluación de la estabilidad del túnel bajo condiciones de esfuerzos.

### **Criterio de falla de Barton - Bandis**

Figura 23. Resultado del análisis del criterio de falla de Barton – Bandis para la Galería

<b>CRITERIO DE BARTON BANDIS</b>	
<b>Barton-Bandis Criterion</b>	
base friction angle ( $\phi$ ) = 22 MPa	
joint roughness coefficient (JRC) = 15	
joint compressive strength (JCS) = 43.75 MPa	
<b>Mohr-Coulomb Fit</b>	
cohesion = 0.619 MPa	friction angle = 29.96 deg

*Nota.* El ángulo de fricción base ( $\phi$ ) es de 22 MPa, mientras que el coeficiente de rugosidad de las juntas (JRC) es 15 y la resistencia a la compresión de las juntas (JCS) es de 43.75 MPa. Estos parámetros son fundamentales para determinar la estabilidad del túnel bajo diferentes condiciones de esfuerzo. Además, el ajuste de Mohr-Coulomb muestra una cohesión de 0.619 MPa y un ángulo de fricción de 29.96 grados, proporcionando un marco para modelar la interacción entre las fuerzas en el entorno rocoso.

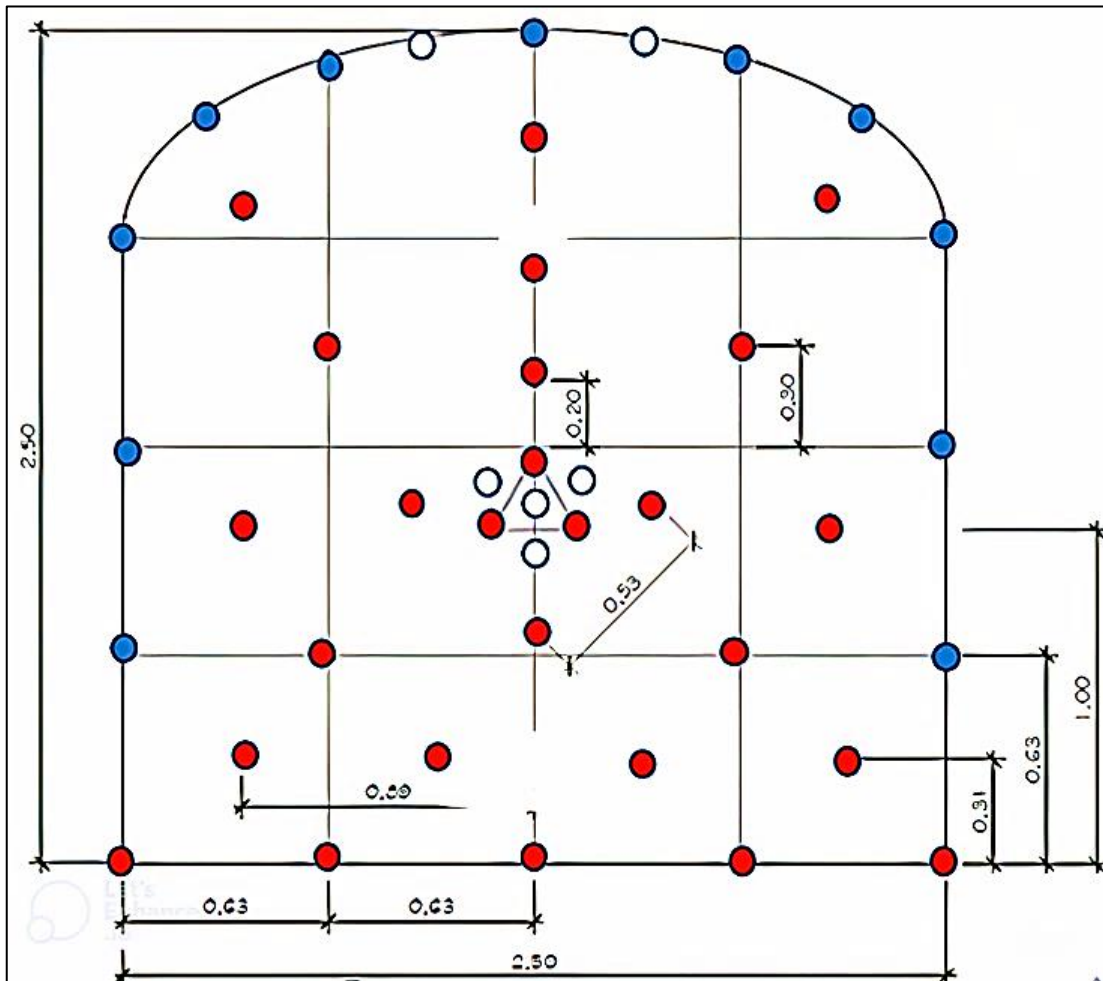
## **4.2 Diagrama de perforación en la Galería 7203 Norte y Sur**

### **4.2.1 Diagrama de perforación inicial**

El diseño del diagrama de perforación y voladura en las labores de la Unidad Minera Valetita IV, específicamente en las Galerías 7203 S y 7203 N, se presenta a continuación. Las secciones son de 2.5 m x 2.5 m y 2.1 m x 2.4 m.

El gráfico muestra el diagrama de perforación y voladura inicial, con secciones de 2.5 m x 2.5 m, donde el tipo de roca con un RMR de 60 y un GSI de 55.

Figura 24. Diagrama de perforación y voladura inicial en secciones de 2.5 x 2.5m



Nota: En la figura se muestra el diseño de la malla de perforación de la Galería, destacando la ubicación de los taladros cargados (rojos) y los taladros de alivio (azules). Las distancias entre los centros de cada taladro están claramente indicadas, lo que permite calcular la distribución de carga y optimizar los esfuerzos de perforación y voladura en la excavación.

#### 4.2.2 Distribución de la carga explosiva del diagrama inicial con 6 pies

En esta tabla vemos un total de 44 taladros los cuales 38 taladros son cargados y 6 son taladros de alivio. Donde el taladro de alivio es perforado con 6 pies solamente con broca de 38mm igual que los de producción y es uno de los problemas está ahí, cuello de menor diámetro.

Tabla 08 Distribución de la carga explosivo del diagrama inicial 2.5 x 2.5m

Ubicación	Nº Taladros	Carmex	NºCart. /TAL.	Expo. Columna	Peso/Cart.	Kg.	
ARANQUE	3	3	5	Emulnor 5000 1X12"	15	0.174	2.61
1 RA AYUDAS	4	4	5	Emulnor 3000 1X12"	20	0.174	3.48
2DA AYUDAS	4	4	5	Emulnor 3000 1X12"	20	0.174	3.48
AY. DE CUADRADORES	2	2	5	Emulnor 3000 1X12"	10	0.174	1.74
CUADRADORES	4	4	3	Emulnor 1000 1X12"	12	0.167	2.00
AY. CORONA	4	4	4	Emulnor 3000 1X12"	16	0.174	2.78
AY. PISO	4	4	4	Emulnor 3000 1X12"	16	0.174	2.78
ARRASTRE	5	5	5	Emulnor 3000 1X12"	25	0.174	4.35
CORONA	7	7	3	Emulnor 1000 1X12"	21	0.167	3.51
Alivio	6						
Total	44	38			155		26.7

*Nota:* La Tabla presenta la distribución de la carga explosiva correspondiente al diagrama inicial de perforación 2.5 x 2.5 m, considerando una longitud de barreno de 6 pies (1.83 m) y un total de 44 taladros, de los cuales 38 están cargados con explosivo y 6 corresponden a taladros de alivio sin carga. Se utiliza una broca de 38 mm tanto para los taladros de producción como para los de alivio, lo que constituye una limitación operativa significativa, ya que impide una adecuada evacuación de gases en la zona de alivio, generando problemas de confinamiento ineficiente y potenciales sobrerupturas en el frente de avance.

El explosivo empleado es Emulnor 1" x 12" en distintas variantes (1000, 3000 y 5000), aplicadas según la ubicación del taladro. En términos generales, se observa un uso predominante del Emulnor 3000, el cual se adapta adecuadamente a condiciones de macizos de resistencia media. La cantidad de cartuchos por taladro (N°Cart/TAL) varía entre 10 y 25 unidades, y el peso por cartucho se mantiene en un rango constante de 0.167 a 0.174 kg, lo que permite una carga controlada y técnicamente homogénea en todo el frente.

Las zonas con mayor concentración de energía son "CORONA" y "ARRASTRE", con 7 y 5 taladros cargados respectivamente, lo que es coherente con un diseño de voladura orientado a garantizar el corte en el centro superior y la remoción eficiente del material fragmentado en la base. En particular, los taladros de arrastre registran una de las cargas más altas del frente, con 25 cartuchos por taladro y un total de 4.35 kg por taladro, evidenciando la necesidad de mayor energía en la base para lograr un arranque efectivo y evitar pisos elevados.

El total de explosivo cargado en el frente asciende a 26.7 kg distribuidos en 155 cartuchos, lo que representa un balance energético adecuado para un avance de 2.5 metros, considerando que el macizo rocoso ha mostrado parámetros geomecánicos representativos de una resistencia a compresión simple reducida (~7.6 MPa) y un ángulo de fricción moderado (~30°), según criterios de Barton y Hoek-Brown previamente analizados.

Sin embargo, uno de los principales problemas técnicos identificados en este diseño es la perforación de los taladros de alivio con el mismo diámetro que los de producción (38 mm). Esta condición disminuye la efectividad del alivio, restringe la expansión de los gases de voladura y puede generar zonas sin fragmentar adecuadamente (pilares espontáneos o cuñas), afectando la calidad del corte. La recomendación inmediata sería emplear brocas de mayor diámetro para los taladros de alivio (idealmente entre 45 y 51 mm) o considerar alternativas como alivio fresado o doble alivio, en función del tipo de roca y sección del desarrollo.

#### **4.2.3 Análisis y resultado del diagrama de perforación inicial con 6 pies**

El análisis se lleva a cabo en la galería, en un tipo de roca III de calidad regular A. En los seguimientos realizados, se evidencian varios resultados negativos, uno de los

cuales es la baja cantidad de tiros sopladados, con solo 6 tiros sopladados en 15 días de trabajo en esa labor. Este desempeño es notablemente bajo en comparación con otros estándares de rendimiento. Si se consideraran las demás labores donde se encuentra este tipo de terreno, los resultados de producción serían considerablemente mayores. Además, se observa una serie de ineficiencias operativas que pueden estar afectando la tasa de avance y, por ende, la productividad en ese sector del proyecto.

- El factor de carga promedio en las operaciones de perforación es de 2.79 kg/m<sup>3</sup>, lo cual indica la cantidad promedio de explosivo utilizado por volumen de roca perforada.
- El factor de potencia promedio alcanza un valor de 1.03 kg/tn, lo que refleja la relación entre el consumo de explosivo y la tonelada de material procesado, lo cual es un indicador clave de la eficiencia operativa.
- El factor de avance promedio es de 19.05 kg/m, lo que demuestra la cantidad de material que avanza por cada unidad de carga de explosivo utilizado.
- El avance en hombre guarda promedio es de 0.47 m/hg, lo que refleja la velocidad de perforación en las condiciones actuales de trabajo.
- La eficiencia de voladura promedio se limita al 90%, lo que indica que hay una eficiencia moderada en la utilización de la carga explosiva para generar la fractura deseada en el macizo rocoso.
- La eficiencia de perforación promedio se mantiene en 88%, lo que sugiere que hay un margen de mejora en la efectividad de las operaciones de perforación.
- Según los registros de distribución de explosivo, se emplean 26.7 kg de explosivo por frente de disparo, lo que representa la cantidad estándar de material explosivo utilizado en cada ciclo de voladura.
- El avance por disparo promedio es de 1.40 m, un dato relevante que se utiliza para evaluar la eficiencia de la voladura y el tipo de roca presente.

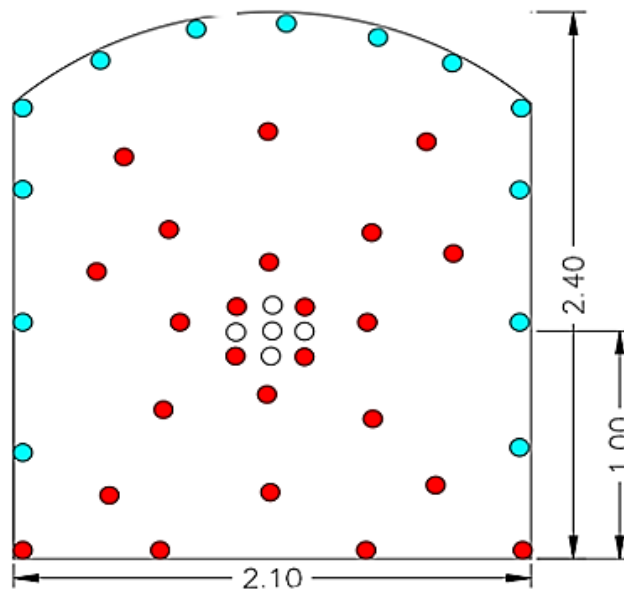
Tabla 09 Análisis y resultados del seguimiento al diagrama de perforación inicial con 6 pies en la galería

FECHA	LABOR	GUARDIA	ANCHO	ALTURA	LONG. DEL BARRENO (ft)	LONG. REAL DE PERFORACIÓN (m)	N° DE TALADROS CARGADOS	N° TALADROS DE ALIVIO	AVANCES (m)	TOTAL DE EXPLOSIVOS (kg)	m³ ROTOS	EFICIENCIA DE PERFORACION	EFICIENCIA DE VOLADURA	FACTOR DE CARGA (kg/m³)	FACTOR DE POTENCIA (kg/TM)
01/01/2024	GI 7203 S	DIA	2.5	2.5	6	1.59	38	6	1.4	26.7	8.75	88%	92%	2.75	1.06
01/02/2024	GI 7203 N	DIA	2.5	2.5	6	1.55	38	6	1.35	26.7	8.4375	88%	92%	2.85	1
01/03/2024	GI 7203 S	DIA	2.5	2.5	6	1.6	38	6	1.41	26.7	8.8125	88%	91%	2.75	1.04
01/04/2024	GI 7203 N	DIA	2.5	2.5	6	1.65	38	6	1.46	26.7	9.125	89%	91%	2.75	1
01/05/2024	GI 7203 S	NOCHE	2.5	2.5	6	1.62	38	6	Soplado	26.7	0	88%	92%	2.75	1.06
01/06/2024	GI 7203 N	NOCHE	2.5	2.5	6	1.52	38	6	1.43	26.7	8.9375	88%	91%	2.8	1.1
01/07/2024	GI 7203 S	NOCHE	2.5	2.5	6	1.57	38	6	1.45	26.7	9.0625	89%	91%	2.7	1.08
01/08/2024	GI 7203 N	DIA	2.5	2.5	6	1.54	38	6	Soplado	26.7	0	88%	91%	2.75	1
01/09/2024	GI 7203 S	DIA	2.5	2.5	6	1.65	38	6	1.45	26.7	9.0625	88%	91%	2.75	1.1
01/10/2024	GI 7203 N	DIA	2.5	2.5	6	1.59	38	6	1.42	26.7	8.875	89%	91%	2.7	1.05
01/11/2024	GI 7203 S	NOCHE	2.5	2.5	6	1.55	38	6	4.38	26.7	27.375	89%	91%	2.7	1.02
01/12/2024	GI 7203 N	NOCHE	2.5	2.5	6	1.59	38	6	1.3	26.7	8.125	89%	91%	2.75	1.1
01/01/2025	GI 7203 S	NOCHE	2.5	2.5	6	1.62	38	6	1.4	26.7	8.75	89%	91%	2.8	1
01/02/2025	GI 7203 N	DIA	2.5	2.5	6	1.61	38	6	Soplado	26.7	0	88%	91%	2.75	1.05
01/03/2025	GI 7203 S	DIA	2.5	2.5	6	1.54	38	6	Soplado	26.7	0	88%	91%	2.75	1.06

Nota: La tabla 09 muestra los datos recopilados durante el proceso de perforación y voladura, con un análisis detallado de cada día de trabajo, separando las labores diurnas y nocturnas. Se incluyen parámetros como el avance promedio por disparo, el total de explosivos utilizados, y la eficiencia de perforación y voladura. Además, se observa la variación en los factores de carga y potencia en función del tipo de explosivo utilizado.

#### 4.2.4 Diagrama de perforación inicial de Galería 7203 S y N en secciones de 2.1 X 2.4 m

Figura 25. Diagrama de perforación y voladura inicial en secciones de 2.1m x 2.4m



*Nota.* La imagen muestra el diseño de la malla de perforación, destacando las posiciones de los taladros (rojos y verdes) que definen la distribución de explosivos. Los puntos rojos y verdes indican las posiciones de los taladros cargados de explosivo, mientras que los puntos blancos señalan las ubicaciones de los taladros de alivio.

Tabla 10 Distribución de carga explosiva por ubicación

Ubicación	Nº Tal.	Carmex	Nº Cart/Tal	Tipo	Expl. Col.	Cant.	Peso/CAR.	Kg
Arranque	4	4	5	Emulnor 5000 1X12"	20	0.174	3.48	3.48
1ra ayudas	4	4	5	Emulnor 3000 1X12"	20	0.174	3.48	3.48
2da ayudas	4	4	5	Emulnor 3000 1X12"	20	0.174	3.48	3.48
Ay. de cuadradores	2	2	2	Emulnor 3000 1X12"	20	0.174	3.48	1.74
cuadradores	6	6	5	Emulnor 1000 1X12"	18	0.167	3.35	3.35
Ay. corona	4	3	4	Emulnor 3000 1X12"	20	0.174	3.48	1.74
Ay. piso	4	4	5	Emulnor 1000 1X12"	18	0.167	3.35	3.35
Arrastre	2	2	2	Emulnor 3000 1X12"	20	0.174	3.48	1.74
Corona	7	7	5	Emulnor 1000 1X12"	18	0.167	3.35	3.35
Alivio	5		5		Emulnor 1000 1X12"	18	0.167	3.35
Total	42	37	153		0		26.3	

Nota: En esta tabla se muestra la distribución de carga explosiva utilizada en diferentes ubicaciones del túnel. Los valores indican el número de taladros, el tipo de explosivo, la cantidad de carga, y el peso por cartucho. Se observa que se emplea principalmente el explosivo Emulnor 1000 1X12" y Emulnor 3000 1X12", con diferentes cantidades y pesos dependiendo de la ubicación.

#### 4.2.5 Análisis de la línea base

El análisis y seguimiento se realiza en la labor de la galería, en secciones 2.1 x 2.4m con longitud de 6 pies de barreno de perforación. Obtenemos los siguientes indicadores.

- Se registran 5 tiros soplados en el proceso de voladura, lo que indica la cantidad de ciclos de disparo realizados para la fragmentación del material.

- La longitud real perforada promedio es de 1.60 m, lo que refleja la profundidad alcanzada en cada perforación en el macizo rocoso durante las labores de perforación.
- El avance por disparo promedio es de 1.39 m, lo que indica el avance conseguido por cada ciclo de perforación y voladura, tomando en cuenta las condiciones del terreno.
- Se observa que 5 taladros de alivio no presentan rimado, lo que podría afectar la distribución uniforme de la carga explosiva y, por ende, la efectividad de la voladura.
- La distribución de explosivo utilizada es de 26.30 kg por frente de disparo, lo que asegura la cantidad necesaria para fragmentar adecuadamente el material, conforme a los requisitos de la voladura.
- La eficiencia de perforación promedio se mantiene en 92%, lo que refleja un buen rendimiento en las operaciones de perforación, con un margen de mejora aún posible.
- La eficiencia de voladura promedio alcanza solo el 88%, lo que sugiere que existe un potencial de optimización en la distribución de la carga explosiva y en la técnica de voladura utilizada.
- El factor de carga promedio es de 3.42 kg/m<sup>3</sup>, lo que indica la cantidad de explosivo utilizado por volumen de roca excavada, un valor clave para evaluar la eficiencia de la operación.
- El factor de potencia promedio es de 1.32 kg/tn, un indicador de la relación entre la cantidad de explosivo usado y el tonelaje de material procesado.
- El factor de avance promedio es de 18.85 kg/m, lo que refleja la cantidad de material movido por cada kilogramo de explosivo utilizado, un dato relevante para medir la eficiencia de la operación.
- Finalmente, el avance en hombre guarda es de 0.47 m/hg, lo que demuestra el rendimiento en términos de avance por hora de trabajo, un indicador importante de la productividad.

Estos indicadores obtenidos son excesivos para el avance que se obtiene de 1.39 m. Por eso nuestro objetivo de la investigación es disminuir estos indicadores y lograr mayor avance por disparo. A todo esto, nos vamos ayudar con el software JK Simblast en las simulaciones.

Como se mencionó al inicio de la investigación, los inconvenientes y resultados inadecuados observados, junto con los costos elevados en la etapa de perforación y voladura, han sido frecuentes en las labores de exploración y preparación, específicamente en áreas como Galerías 7203 S y 7203 N de la Unidad Minera Valetita IV. Esto se ha reflejado en la zona I del nivel 1820 y nivel 1860, donde los tipos de roca varían de tipo III a tipo II, siendo rocas sulfuradas. Este contexto exige diseñar un nuevo diagrama de perforación y voladura, aplicando el modelo de Roger Holmberg, para optimizar las condiciones operativas y los resultados en las mencionadas galerías.

### **4.3 Diagrama propuesto de perforación y voladura de acuerdo a las características**

En el presente análisis técnico se evalúa la necesidad de rediseñar el diagrama de perforación y voladura empleado en la galería evaluada, considerando parámetros geomecánicos obtenidos mediante los criterios de Hoek–Brown, Barton–Bandis y Mohr–Coulomb. A través de ensayos, simulaciones y análisis numérico, se han identificado deficiencias significativas en el patrón actual de voladura, lo cual afecta directamente la eficiencia del ciclo operativo subterráneo. En ese sentido, se propone una optimización del diseño mediante el uso del software JK SimBlast, que permite simular y ajustar las variables operativas clave de forma precisa. A continuación, se presentan los fundamentos técnicos que sustentan esta propuesta.

#### **4.3.1 Condiciones geomecánicas del macizo rocoso**

El análisis detallado a partir de los criterios de Hoek–Brown, Barton–Bandis y Mohr–Coulomb muestra que el macizo rocoso presenta una calidad geomecánica intermedia, con un índice GSI de 55 y un parámetro  $m_i$  de 29. A partir de estos valores, se obtienen:

- Resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta ( $\sigma_{ci}$ ): 95 MPa
- Resistencia del macizo ( $\sigma_{cm}$ ): 30.705 MPa
- Cohesión equivalente ( $c$ ): 3.002 MPa (Hoek–Brown) y 0.619 MPa (Barton–Bandis)

- Ángulo de fricción ( $\phi$ ): 51.30° (Hoek–Brown) y 29.96° (Barton–Bandis)
- Resistencia a tracción ( $\sigma_t$ ): negativa o muy baja (-0.1101 MPa)

Estos parámetros revelan una masa rocosa fracturada con comportamiento friccional, donde la cohesión es baja y predomina el esfuerzo normal en la resistencia al corte. La presencia de una envolvente curvilínea en los diagramas de esfuerzos confirma una respuesta no lineal, lo que demanda un diseño de voladura más preciso y adaptado a la resistencia variable de la roca.

#### **4.3.2 Ineficiencias del diseño actual de perforación y voladura**

El análisis del diagrama actual de voladura (2.5 x 2.5 m) evidencia varios aspectos críticos:

- Distribución irregular de carga explosiva: Se emplean diferentes tipos de Emulnor (1000 a 5000) sin un criterio claro de compatibilidad con la resistencia local del macizo.
- Cargas excesivas en zonas puntuales: En áreas como "ARRASTRE" se concentran hasta 4.35 kg por taladro, lo cual puede generar sobreexcavación, sobrerotura y mayor daño en los contornos.
- Taladros de alivio mal diseñados: Se perforan con la misma broca de 38 mm y no cumplen eficientemente su rol de descompresión, generando cuellos de botellas energéticos.
- Ausencia de control en burden y espaciamiento: No se especifican ajustes en función de la textura, tipo de roca o condiciones geotécnicas particulares, lo que reduce el avance efectivo por ciclo y puede aumentar la sobrerotura.

#### **4.3.3 Justificación del uso del software JK SimBlast**

La propuesta de rediseñar el patrón de perforación y voladura con el software JK SimBlast se fundamenta en las condiciones geomecánicas específicas de la galería 7203, las cuales han sido analizadas mediante los criterios de Hoek–Brown, Barton–Bandis y Mohr–Coulomb. Esta galería se desarrolla en una formación granodiorítica de resistencia media, con una resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta de 95 MPa, pero una resistencia reducida del macizo ( $\sigma_{cm} \approx 30.7$  MPa) debido a su grado de fracturamiento (GSI = 55). Asimismo, se ha determinado una cohesión baja

(entre 0.619 y 3.002 MPa) y un ángulo de fricción equivalente entre 29.96° y 51.30°, lo que evidencia un comportamiento estructuralmente friccional con una resistencia al corte dependiente del esfuerzo normal.

Estas condiciones exigen una distribución energética controlada y direccionada con precisión, pues cualquier exceso de carga puede generar sobrerotura y pérdida de perfil, mientras que una carga insuficiente puede provocar una fragmentación deficiente y baja eficiencia en el avance por ciclo. JK SimBlast permite modelar exactamente estas condiciones: simular cómo se propagan las ondas de choque en un macizo con baja cohesión, cómo se comporta la energía en zonas de arrastre, corona y ayudantes, y cómo interactúan los retardos entre taladros para maximizar la eficiencia de rotura sin comprometer la estabilidad del contorno.

Por otro lado, el análisis del diseño actual de voladura en la galería 7203 reveló deficiencias técnicas como la utilización de taladros de alivio con el mismo diámetro que los de producción (38 mm), la concentración excesiva de carga en zonas específicas (hasta 4.35 kg por taladro en arrastre), y la ausencia de una secuencia precisa de retardo. Estas falencias comprometen el desempeño del ciclo de perforación-voladura y generan riesgos operativos. JK SimBlast permite corregir estos problemas mediante simulaciones que optimizan el burden, espaciamiento, longitud de columna cargada y secuencia de iniciación, ajustados a las condiciones reales del macizo.

Además, considerando la profundidad operativa de la galería (~500 m) y el esfuerzo de confinamiento estimado ( $\sigma_3$  máx  $\approx$  7.30–10.17 MPa), se hace indispensable contar con una herramienta que permita predecir el radio de daño, la calidad de fragmentación esperada y el comportamiento post-voladura del macizo. JK SimBlast facilita estas simulaciones con alto grado de realismo, proporcionando criterios objetivos para evaluar alternativas de diseño.

De acuerdo con los datos obtenidos del departamento de Geomecánica, se presentan los siguientes detalles y estimaciones para el diseño correspondiente del diagrama propuesto.

Tabla 11 Estimación geomecánica para el diseño de diagrama

Detalle	Estimación de Geomecánica
Roca predominante	andesítica intrusiva
RMR promedio	60-70(Clase III- A regular/Buena)
GSI promedio	55
Calidad según diaclasamiento	estructura
Presencia de agua	seco
Dimensiones de labor	2.5m x 2.5m
Resistencia a la compresión	81.5 Mpa
Espojamiento	20%

*Nota.* Según la estimación geomecánica de la labor galería 7203, la roca predominante es andesítica intrusiva con características de calidad según su estructura.

#### **4.3.4 Diseño de un nuevo diagrama de perforación y voladura propuesta**

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

El frente en el que se trabajará es una sección de 2.5 m x 2.5 m en donde el área se calcula por la siguiente fórmula específica.

Área del frente de voladura (S):

$$S=A*H*f$$

Donde:

S: Área del frente de voladura (m<sup>2</sup>).

A: Ancho de labor (m).

H: Altura de Labor (m).

f: factor de ajuste por curvatura.

$$S = 2.5 \times 2.5 \times 0.95 = 5.94 \text{ m}^2$$

#### 4.3.5 Estimación del avance o longitud de perforación

##### 4.3.5.1 Análisis del tipo de arranque a utilizar

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

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

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

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados.

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

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

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

Dónde:

$\emptyset$  = Diámetro del taladro vacío (m)

$$L = (\text{longitud de la barra}) * (\text{eficiencia de la perforación}) = 8 \text{ pies} * 0.95 = 2.32 \text{ m}$$

Para una broca de 38mm tenemos:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.038) - 39.4 (0.038)^2 = 1.38 \text{ m}$$

Este resultado nos indica que un taladro de alivio con un diámetro de 38mm se alcanza un avance de 1.38 m, sin embargo, el alcance deseado es de 2.32m, siendo así que nos quedan dos opciones:

- Acortar la distancia entre taladros para determinar así un vacío equivalente.
- Empleo de broca rimadora.

Analizando las dos opciones, se aprecia que es más sencillo usar la broca rimadora, por lo que aplicamos la fórmula:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.064) - 39.4 (0.064)^2 = 2.17 \text{ m}$$

Dado que no se alcanza la longitud deseada de 2.32m, se realiza un rediseño de taladros de alivio, aplicando la siguiente ecuación:

$$\varnothing 2 = \varnothing'2 \times \sqrt{NT}$$

Donde:

$\varnothing 2$  = Diámetro de vacío equivalente.

$\varnothing'2$  = Diámetro de broca rimadora (0.064).

NT = Número de Taladros por perforar.

Reemplazando datos en el caso de taladros más juntos, tenemos:

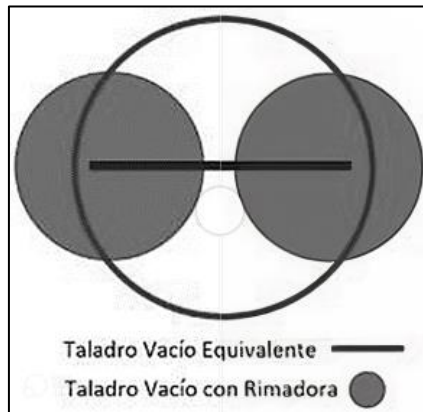
$$\varnothing 2 = 0.064 \times \sqrt{2} = 0.09 \text{ m}$$

Reemplazamos en la ecuación:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.09) - 39.4 (0.09)^2 = 2.899\text{m}.$$

Con la aplicación de la rimadora y los dos taladros de alivio se comprueba que son suficientes para cubrir el alcance necesario por disparo.

Figura 26. Diseño de taladros de alivio de la nueva diagrama propuesto



Nota: En el diseño propuesto, se observa la disposición de los taladros de alivio vacíos equivalentes y los taladros vacíos con rimadora. Este diseño busca optimizar la distribución y la efectividad de la voladura, garantizando una mayor estabilidad en el proceso de perforación y voladura en el terreno.

#### 4.3.6 Diseño geométrico de la nueva diagrama usando el modelo matemático de Roger Holbert

Primer cuadrante

Burden máximo en el primer cuadrante

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

$$B1_{max} = (1.7 * 0.09) = 0.153m$$

- Cálculo del burden máximo en el primer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Siendo:

$\phi_{eq}$  = diámetro equivalente

Burden práctico en el primer cuadrante

$$B1_{prac} = (1.7\phi_{eq}) - Ep = 0.153m - 0.042m = 0.111m$$

$$E_p = (\alpha * L + \beta) = 0.01 * 2.20 + 0.02 = 0.042\text{m}$$

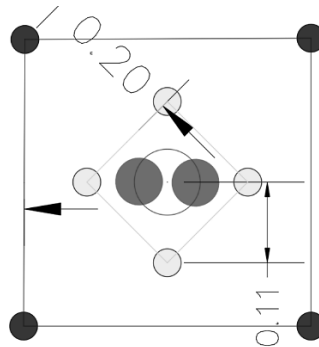
- Cálculo del burden práctico en el primer cuadrante según Holmberg y sus Colaboradores

$\beta$  = error de emboquillaje

$L$  = profundidad del taladro

$\alpha$  = desviación angular

Figura 27. Diseño del arranque y primer ayuda, 2da ayuda de la nueva diagrama de perforación



*Nota.* El diseño del arranque y la primera ayuda en este nuevo diagrama de perforación está optimizado con una disposición ajustada de los taladros y la colocación de explosivos, mejorando la eficiencia del proceso de perforación y voladura al reducir la interacción entre los taladros y asegurando una mejor distribución de la energía de voladura.

#### 4.3.6.1 Consumo específico de explosivo

Con los valores geomecánicas calculados anteriormente se calculará el consumo específico de explosivo.

- Cálculo del consumo de explosivo-Holmberg

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

$$C.E = \frac{0.56 * 2.7 * \tan\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 78.6}{3.3}}} = 0.475$$

$$\rho = 2.7$$

$$GSI = 55$$

$$RQD = 78.6$$

- Consumo de explosivos según Holmberg y sus colaboradores

Constante de roca suelta propuesta por Langefors

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

$$C = 0.8784 * 0.475 + 0.0052$$

$$C = 0.423$$

- Constante de roca suelta propuesta por Langefors

Concentración de la carga

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

$$q_1 = (55 * 0.038) * \left(\frac{0.153}{0.090}\right)^{1.5} * \left(0.153 - \frac{0.090}{2}\right) * \left(\frac{0.423}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.09}\right)$$

$$q_{E5000} = \mathbf{0.60 \text{ kg/m}}$$

- Concentración de carga según Holmberg y sus colaboradores

Siendo:

$$\phi_{eq} = \text{diámetro equivalente} = 0.090 \text{ m}$$

$\emptyset_{prod}$ =diámetro taladro de producción = 0.038m

B1max= burden máximo = 0.153

C= constante de roca = 0423

RWF Anfo = potencia por peso relativo al Anfo = 1.09

- Longitud de taladro sin cargar

$$T1 = 10 * \emptyset_{prod}$$

$$T1 = 10 * 0.038$$

$$T1 = 0.38m$$

- Longitud de taladro sin cargar según Holmberg y sus colaboradores

Número de cartuchos Emulnor 5000

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

$$NCE5000 = (2.20 - 0.38) * \frac{0.60}{0.176}$$

$$NCE5000 = 6 \text{ cartuchos}$$

L= longitud perforada

T: taco

Siendo el peso del cartucho Emulnor 5000 = 0.176 kg/unid

- Número de cartuchos Emulnor 5000 según Holmberg y sus colaboradores

Espaciamiento en el primer cuadrante

$$E_1 = \sqrt{2} * B1_{pract}$$

$$E_1 = \sqrt{2} * 0.111$$

$$E_1 = 0.17\text{m}$$

- Espaciamiento en el primer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Segundo cuadrante

Burden máximo en el segundo cuadrante

$$B_2 \max = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{E_1 * q_{E3000} * RWS_{ANFOE3000}}{\phi_{\text{prod}} * C}}$$

$$B_2 \max = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.17 * 0.5187 * 1.02}{0.38 * 0.423}}$$

$$RWS \text{ Anfo } E3000 = 1.02$$

$$q_{E3000} = 0.5187 \text{ kg/m}$$

$$B_2 \max = 0.24$$

- Burden práctico en el segundo cuadrante

$$B_2 \text{pract} = B_2 \max - E_p$$

$$B_2 \text{pract} = 0.24 - 0.042$$

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

- Espaciamiento en el segundo cuadrante

$$E_2 = \sqrt{2} * \left( \frac{E_1}{2} + B_2 \text{pract} \right)$$

$$E_2 = \sqrt{2} * \left( \frac{0.17}{2} + 0.20 \right)$$

$$E_2 = 0.41\text{m}$$

- Tercer cuadrante

Burden máximo en el tercer cuadrante

$$B_3 \text{ max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{E_2 * q_{E3000 * RWS_{ANFO} E3000}}{\phi_{\text{prod}} * C}}$$

$$B_3 \text{ max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.41 * 0.5187 * 1.02}{0.038 * 0.423}}$$

$$B_3 \text{ max} = 0.33$$

Burden práctico en el tercer cuadrante

$$B_3 \text{ pract} = B_3 \text{ max} - E_p$$

$$B_3 \text{ pract} = 0.33 - 0.042$$

$$B_3 \text{ pract} = 0.29 \text{ m}$$

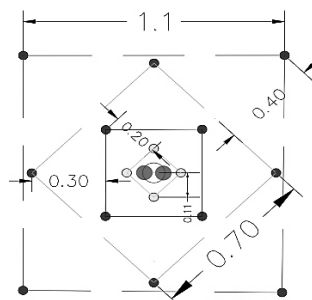
Espaciamiento en el tercer cuadrante

$$E_3 = \sqrt{2} * \left( \frac{E_2}{2} - B_3 \text{ pract} \right)$$

$$E_3 = \sqrt{2} * \left( \frac{0.41}{2} - 0.29 \right)$$

$$E_3 = 0.70 \text{ m}$$

Figura 28. Diseño del arranque y primer ayuda, 3ra ayuda de la nueva diagramación de perforación



*Nota.* Este diseño optimiza la perforación en la fase inicial, asegurando una distribución eficiente de los taladros y la energía de voladura. La disposición triangular de los taladros de explosivos y las distancias optimizadas garantizan un avance más controlado y eficiente, lo que favorece una mejora en la productividad y seguridad del proceso.

- **Cuarto cuadrante**

Burden máximo en el cuarto cuadrante

$$B_4max = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{E_3 * q_{E3000 * RWS_{ANFO} E3000}}{\phi_{prod} * c}}$$

$$B_4max = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.70 * 0.5187 * 1.02}{0.038 * 0.423}}$$

$$B_4max = 0.43$$

Burden práctico en el cuarto cuadrante

$$B_4pract = B_4max - E_p$$

$$B_4pract = 0.43 - 0.042$$

$$B_4pract = 0.40m$$

Espaciamiento en el cuarto cuadrante

$$E_4 = \sqrt{2} * \left(\frac{E_3}{2} - B_3pract\right)$$

$$E_4 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.70}{2} + 0.40\right)$$

$$E_4 = 1.1m$$

### **Arrastres**

Datos:

Cálculo del burden en los arrastres

$$B_a = 0.90 * \sqrt{\frac{q_{E3000 * RWS_{ANFO} E3000}}{f * c * \frac{E_a}{B_a}}}$$

$$B_a = 0.90 * \sqrt{\frac{0.5187 * 1.02}{1.45 * 0.423 * 1}}$$

$$B_a = 0.84\text{m}$$

$$\frac{E_a}{B_a} = 1$$

$$f = 1.45$$

**Constante de roca corregido**

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

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

$$C_{corre} = 0.423 + \frac{0.07}{0.84} = 0.50\text{m}$$

**Cálculo del burden en los arrastres**

Burden máximo para los arrastres

$$B_{amax} = 0.90 * \sqrt{\frac{q_{E3000 * RWS_{ANFO} E3000}}{f * c * \frac{E_a}{B_a}}}$$

$$B_{amax} = 0.90 * \sqrt{\frac{0.5187 * 1.02}{1.45 * 0.423 * 1}}$$

$$B_{amax} = 0.84\text{m}$$

Burden práctico para los arrastres

Siendo,  $\gamma = 3$

$$B_{apr\acute{a}ct.} = B_{am\acute{a}x.} - L \text{ sen } \gamma - Ep$$

$$B_{apr\acute{a}ct.} = 0.84 - 2.20 \text{ sen } (3) - 0.0423$$

$$B_{apr\acute{a}ct.} = 0.69 \text{ m}$$

Número de taladros en los arrastres

Siendo W = Ancho de la sección = 2.5 m

$$N^{\circ}T_a = \left( \frac{W + 2L \text{SEN}(\gamma)}{B_{amax}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}T_a = \left( \frac{2.5 + 2 * 2.20 * \text{SEN}(3^{\circ})}{0.84} \right) + 2$$

$$N^{\circ}T_a = 5 \text{ taladros}$$

$N^{\circ}T_a$  = Número de taladros de arrastre.

L = Profundidad de los taladros.

$\gamma$  = Ángulo de la desviación en el fondo del taladro,  $3^{\circ}$

$B_{amax}$  = Burden

Espaciamiento para los arrastres

Espaciamiento en el medio:

$$Ea_{\text{medios}} = \left( \frac{W + 2L \text{SEN}(\gamma)}{N^{\circ}T_a - 1} \right)$$

$$Ea_{\text{medios}} = \left( \frac{2.5 + 2 * 2.2 * \text{SEN}(3^{\circ})}{5 - 1} \right)$$

$$Ea_{\text{medios}} = 0.66\text{m}$$

Espaciamiento en las esquinas:

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

$$Ea_{\text{esquinas}} = 0.60 - 2.20 * \text{sen}(3^{\circ})$$

$$Ea_{\text{esquinas}} = 0.56 \text{ m}$$

### Corona

Para la corona se utilizará el explosivo Emulnor 1000 de 1" x 12"

Cálculo de carga en los taladros de la corona

$$qc_{E1000} = 90(\emptyset_{\text{prod.}})^2$$

$$qc_{E1000} = 90(0.038)^2$$

$$qc_{E1000} = 0.13 \text{ Kg/m}$$

Número de cartuchos Emulnor 1000 por taladro en la corona

$$NC_{E1000} = (L - T) * \frac{qc_{E1000}}{\text{peso del cartucho}}$$

$$NC_{E1000} = (2.20 - 0.38) * \frac{0.13}{0.16}$$

$$NC_{E1000} = 2 \text{ cartuchos}$$

Cálculo de espaciamento entre los taladros de la corona

$$Ec = K * \emptyset_{\text{prod.}}$$

$$E_c = 15 * 0.038$$

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

Cálculo del burden máximo para la corona

$$\frac{E_{C\max}}{B_{C\max}} = 0.80$$

$$B_{C\max} = \frac{E_{C\max}}{0.80} = \frac{0.57}{0.80} = 0.70\text{m}$$

- Cálculo del burden práctico para la corona

$$B_{cpráct.} = B_{cmáx.} - L \operatorname{sen} \gamma - E_p$$

$$B_{cpráct.} = 0.70 - 2.20 * \operatorname{sen} (3^\circ) - 0.042$$

$$B_{cpráct.} = 0.40 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros en la corona

Siendo  $W$  = Ancho de la sección = 2.5 m

$$N^\circ T_c = \left( \frac{W + 2L \operatorname{SEN}(\gamma) - E_p}{E_c} \right) + 2$$

$$N^\circ T_c = \left( \frac{2.5 + 2 * 2.2 * \operatorname{SEN}(3^\circ) - 0.042}{0.57} \right) + 2$$

$$N^\circ T_c = 5 \text{ taladros}$$

Cálculo de la longitud de arco para la distribución de taladros

$$L_{ARCO} = (\pi/3) * 2.5 = 2.62\text{m}$$

$$L_{ARCO} = 2.62\text{m}$$

HASTIALES

Dato

$$L = 2.20\text{m}$$

$$q_{E3000} = 0.5187$$

$$RWS_{ANFO E3000} = 1.02$$

$$c = 0.423$$

$$E_h/B_h = 1.25$$

$$f = 1.45$$

$$E_p = 0.042$$

### Cálculo del burden para los hastiales

$$B_h = 0.90 * \sqrt{\frac{q_{E3000} * RWS_{ANFO E3000}}{f * c * \frac{E_h}{B_h}}}$$

$$B_h = 0.90 * \sqrt{\frac{0.5187 * 1.02}{1.45 * 0.423 * 1.25}}$$

$$B_h = 0.76\text{m}$$

Constante de roca corregido ( $c$ )

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

$$C_{corre} = C + \frac{0.07}{B_h}$$

$$C_{corre} = 0.423 + \frac{0.07}{0.76} = 0.51\text{m}$$

Cálculo del burden máximo para los hastiales

$$B_{hmax} = 0.90 * \sqrt{\frac{q_{E3000} * RWS_{ANFO} E3000}{f * c_{corr} * \frac{E_h}{B_h}}}$$

$$B_{hmax} = 0.90 * \sqrt{\frac{0.5187 * 1.02}{1.45 * 0.51 * 1.25}}$$

$$B_{hmax} = 0.70m$$

Cálculo del burden práctico para los hastiales

$$B_{hpráct.} = B_{h máx.} - L \text{ sen } \gamma - E_p$$

$$B_{hpráct.} = 0.70 - 2.20 \text{ sen } (3^\circ) - 0.042$$

$$B_{hpráct.} = 0.58 m$$

**Cálculo del área disponible**

$$A_d = W - B_{apráct.} - B_{cpráct.}$$

$$A_d = 2.5 - 0.69 - 0.40$$

$$A_d = 1.42 m$$

**Cálculo del número de taladros en los hastiales**

$$N^{\circ} T_h = \left( \frac{A_d}{B_{hmax} * \frac{E_h}{B_h}} \right) + 2$$

$$N^{\circ} T_h = \left( \frac{1.42}{0.70 * 1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} T_h = 2 \text{ taladros por lado}$$

Cálculo del espaciamiento en los hastiales

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

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

Resultados de los cálculos realizados para diseño del diagrama de perforación y voladura.

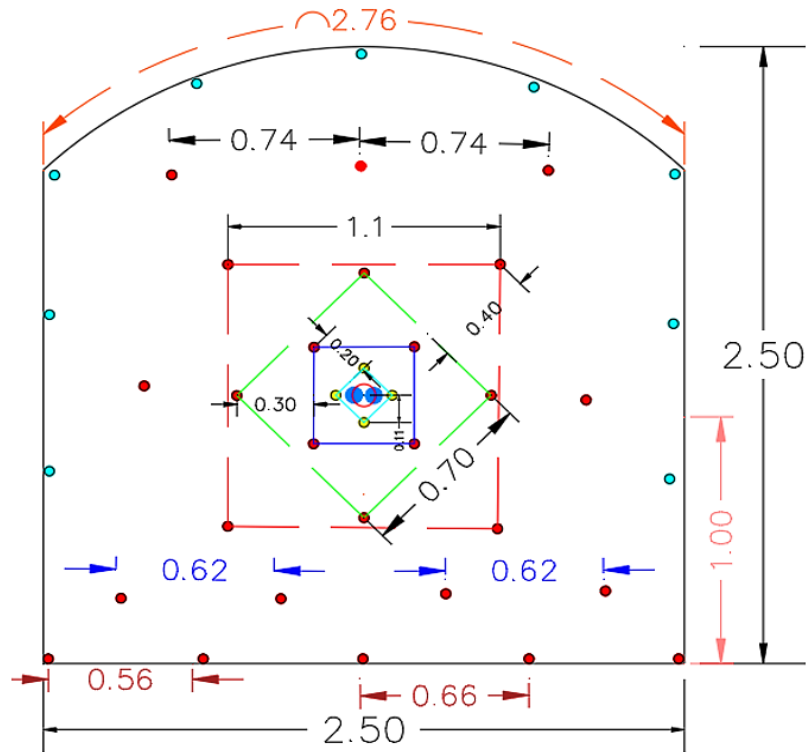
Tabla 12 Resumen de resultados de cálculos geométricos del diseño de diagrama propuesto

Unidades	Primer cua.	Segundo cua.	Tercero cua.	Cuarto cua.	Arrastre	Hastiales	Corona
Burden máximo	0.153	0.24	0.33	0.43	0.84	0.7	0.59
Burden práctico	0.111	0.2	0.3	0.4	0.69	0.59	0.4
Espaciamiento	0.17	0.4	0.7	1.1	0.65	1.42	0.57
Longitud de apertura	0.25	0.5	0.71	0.113			
Número de taladros	4	4	4	4	5	4	5
Concentración de carga lineal	0.6	0.51	0.51	0.51	0.51	0.13	0.13
Longitud de taladro sin cargar	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38
Número de cartuchos por taladro	6	5.5	5.5	5.5	55	2	2

*Nota.* La tabla presenta los resultados geométricos claves del diseño propuesto, los cuales incluyen las dimensiones del burden máximo y práctico, los espaciamientos y las longitudes de los taladros. Estos valores están optimizados para mejorar la eficiencia en el proceso de perforación y voladura, garantizando un avance adecuado y controlado en función de los parámetros establecidos para cada cuadrante y sección del diagrama.

Con los resultados calculados para el arranque, primer cuadrante, segundo cuadrante, tercer cuadrante, hastiales, corona y arrastre se procedió a realizar el dibujo del diseño de diagrama de perforación de acuerdo a los datos calculados y parámetros operacionales. Donde a continuación vamos a mostrar el diagrama propuesta y mejorada con su respectiva distribución de carga explosiva y la columna explosiva (Emulnor 5000 y Emulnor 1000). y simulado en el software Jk SimBlast.

Figura 29. Diseño de la nueva diagrama de perforación y voladura sección 2.5x2.5



*Nota.* El diseño de la malla de perforación se ha optimizado utilizando un patrón que incluyen perforaciones centradas con un sistema de cargas y distribución eficiente, aumentando la efectividad en la fragmentación del material. El patrón de perforación, con distancias estratégicas entre los taladros, se basa en especificaciones técnicas que mejoran tanto la seguridad como la productividad en las operaciones mineras

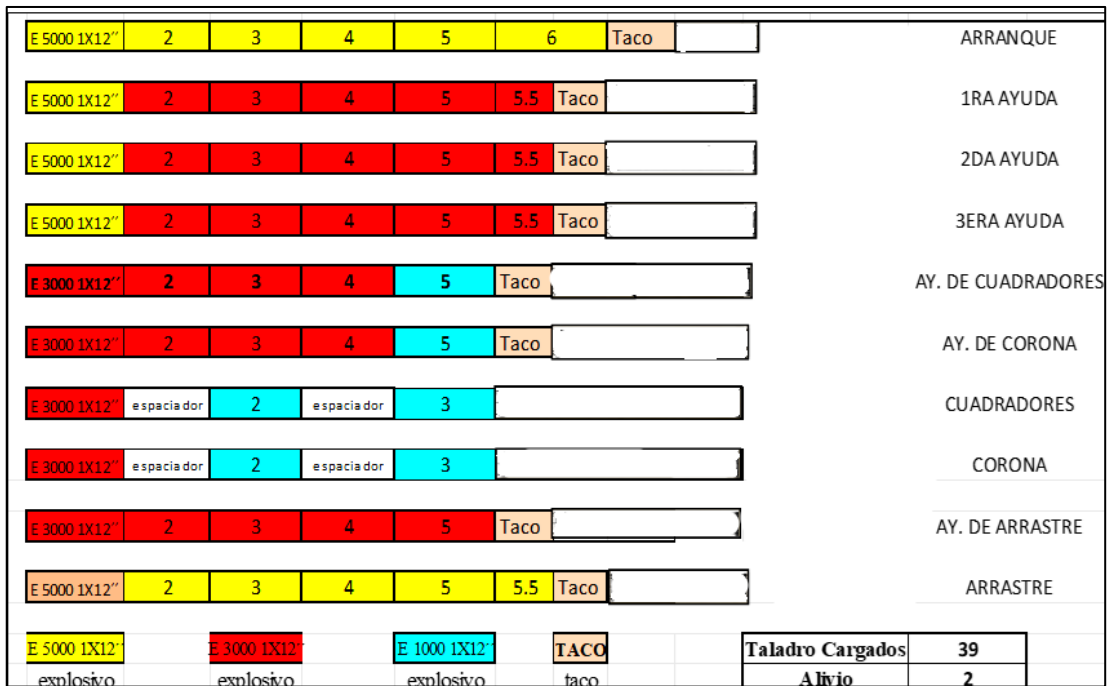
Tabla 13 Distribución de carga explosiva de la nueva diagrama

Ubicación	Nº Taladros	Carmex	N.º Cart/Tal	Ce bo	Tipo	Expl. Columna	Cant.	Peso/C art.	Kg
Arranque	4	4	6	4	Emulnor 5000 1X12"	24	0.176	0.176	4.22
1ra ayudas	4	4	5.5	4	Emulnor 3000 1X12"	22	0.174	0.174	3.83
2da ayudas	4	4	5.5	4	Emulnor 3000 1X12"	22	0.174	0.174	3.83
3ra ayudas	4	4	5.5	4	Emulnor 3000 1X12"	22	0.174	0.174	3.83
Ay. de cuadradores	2	2	5	2	Emulnor 3000 1X12"	10	0.174	0.174	1.74
Cuadradores	4	4	3	4	Emulnor 1000 1X12"	12	0.167	0.167	2.00
Ay. corona	3	3	5	3	Emulnor 3000 1X12"	15	0.174	0.174	2.61

Ay. piso	4	4	5	4	Emulnor 3000 1X12"	20	0.174	0.174	3.48
Arrastre	5	5	5.5	5	Emulnor 5000 1X12"	27.5	0.176	0.176	4.84
Corona	5	5	3	5	Emulnor 1000 1X12"	15	0.167	0.167	2.51
Alivio	2								
Total	41	39				189.5		32.89	32.89

*Nota.* El diseño y la distribución de la carga explosiva se basan en la optimización de la fragmentación y el control de las tensiones de la roca. La cantidad y tipo de explosivo, junto con la disposición y profundidad de los taladros, están cuidadosamente seleccionados para asegurar la eficiencia en los procesos de perforación y voladura, minimizando el impacto en la estabilidad del macizo rocoso

Figura 30. Distribución de la columna explosiva de la nueva diagrama de perforación y voladura



La figura 30 muestra una optimización estratégica del diseño de carga, producto del modelamiento realizado en JK SimBlast. Este rediseño se adapta a las condiciones específicas de la galería 7203, caracterizada por un macizo rocoso de resistencia intermedia ( $\sigma_{cm} \approx 30.7$  MPa) con bajo nivel de cohesión ( $c = 0.619 - 3.002$  MPa) y fricción interna de  $29.96^\circ$  a  $51.30^\circ$ , según los ajustes al criterio de Hoek–Brown y Barton–Bandis. Estas condiciones imponen la necesidad de una energía distribuida

progresivamente, tanto en carga como en espaciamiento, para garantizar la eficiencia sin comprometer la estabilidad del contorno.

- Uso combinado de emulsiones (E5000, E3000, E1000)

Se destaca una configuración trizona de emulsiones, donde:

Emulnor 5000 1X12" (amarillo) se emplea en taladros centrales de arranque y arrastre, que requieren una mayor energía específica para promover la iniciación y liberar las tensiones confinantes.

Emulnor 3000 1X12" (rojo) se utiliza en las zonas intermedias y laterales (ayudantes y cuadradores), proporcionando un equilibrio entre energía y control.

Emulnor 1000 1X12" (celeste) es aplicado como carga de contorno, en combinación con espaciadores, buscando minimizar la sobre-excavación y proteger el perfil final de la galería.

Este uso combinado maximiza el rendimiento explosivo, evitando la sobrecarga en taladros donde la resistencia del macizo es menor, y optimiza la fragmentación para facilitar el carguío posterior.

- Incremento progresivo en la columna de carga

La numeración de las secciones (1 a 6) en cada taladro representa el orden y la altura relativa de las cargas. Se aprecia:

Carga escalonada hasta 6 segmentos en zonas de arranque y arrastre, lo cual es clave para garantizar una progresión de fractura controlada desde el centro hacia los extremos.

Zonas de ayuda y corona con cargas hasta 5.5 segmentos, lo cual refleja un diseño simétrico que favorece el desarrollo uniforme del frente de voladura.

Esta progresión permite adaptar la distribución energética al factor de carga ideal, mejorando la eficiencia del disparo sin provocar daño innecesario al macizo circundante.

- Introducción de espaciadores en cuadradores y corona

El uso de espaciadores plásticos entre cargas en posiciones como “Cuadradores” y “Corona” permite:

Reducir la densidad lineal de carga (kg/m).

Aumentar el control sobre el contorno.

Facilitar la fragmentación con menor impacto radial.

Esto es clave en un entorno donde la calidad geomecánica del macizo no permite excesiva carga explosiva sin comprometer la estabilidad post-disparo.

- Mejora en el balance entre taladros cargados y alivio

La relación actual es de 39 taladros cargados y 2 de alivio, lo cual representa una proporción óptima para el diseño de 2.5 x 2.5 m, ya que:

Se reduce el volumen de alivio innecesario que antes generaba desviaciones y sobrerotura.

Se mejora la fragmentación en zona de arrastre y corona con menor uso de explosivos y mejor direccionalidad.

#### **4.3.7 Resultados operativos del diagrama propuesto**

Los datos fundamentales para el diseño de la perforación, como la sección de la excavación de 2.5 m y el tipo de roca clasificada como tipo III. También se incluye la densidad de la roca, que es de 2.7 tn/m<sup>3</sup>, lo cual es esencial para calcular la carga explosiva y la eficiencia de la perforación en las operaciones mineras. Estos parámetros geotécnicos son clave para determinar la cantidad y tipo de explosivos a utilizar, así como para ajustar el diseño de la malla de perforación, asegurando un trabajo más eficiente y seguro.

Tabla 14 Perforación

Perforación	UND	Total
Tal. Cargados	und.	39
Tal. Rimados	und.	2
Tal. Perforados	und.	41
Long. Perforación	und.	2.2
Diámetro de broca	mm.	38
Diámetro de rimadora	mm.	64

*Nota.* Estos datos son cruciales para evaluar la eficiencia del proceso de perforación y para ajustar las variables del diseño en función de los resultados obtenidos.

Tabla 15 Detalle de Voladura

Voladura	UND	Total
Emulnor 1000 (1" x 12")	kg	3.67
Emulnor 3000 (1" x 12")	kg	19.31
Emulnor 5000 (1" x 12")	kg	9.06
TOTAL	kg	32.04

*Nota.* En total, se emplearon 32.04 kg de explosivos en el proceso de voladura. Estos datos son fundamentales para evaluar la cantidad de explosivos utilizada y su relación con la eficiencia del proceso de voladura.

Tabla 16 Resultados de la Operación de Perforación y Voladura

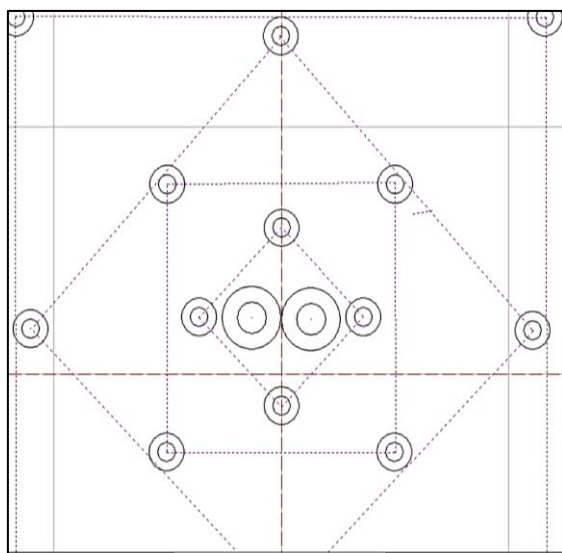
Resultados	UND	Total
Avance	m	2.1
Eficiencia de perforación	%	94
Eficiencia de voladura	%	96
Volumen	m <sup>3</sup>	12.5
Tonelaje	tn	33.666
Factor de carga	kg/m <sup>3</sup>	2.5696
Factor de avance	kg/m	15.257

*Nota.* Los resultados de la operación de perforación y voladura indican un avance de 2.1 metros, con una eficiencia de perforación del 94% y una eficiencia de voladura del 96%. El volumen de material perforado fue de 12.5 m<sup>3</sup>, lo que resultó en un tonelaje de 33.666 toneladas. El factor de carga fue de 2.5696 kg/m<sup>3</sup> y el factor de avance alcanzó 15.257 kg/m. Estos resultados reflejan una operación eficiente en términos de perforación, voladura y manejo del material excavado.

#### 4.3.8 Resultados de la Simulación con Jk SimBlast

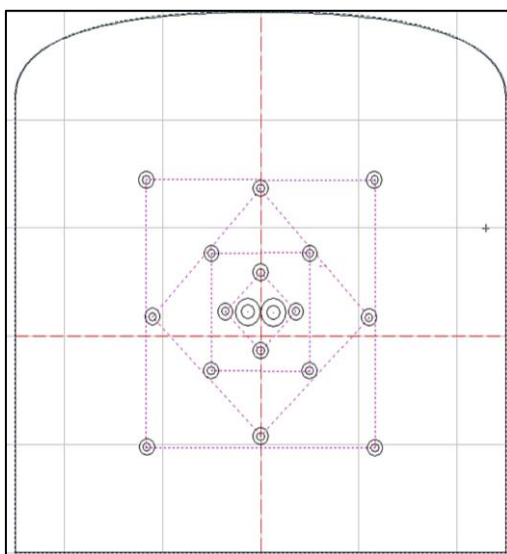
Distribución de los taladros en Jk SimBlast 2 DE FACE, Se dibuja el arranque del diagrama de perforación calculados anteriormente donde el taladro de alivio propuesto para poder dar mayor cara libre son 2 y es rimado con 64 mm y los taladros de producción es de 38 mm.

Figura 31. Distribución de taladros de arranque en Jk Simblast



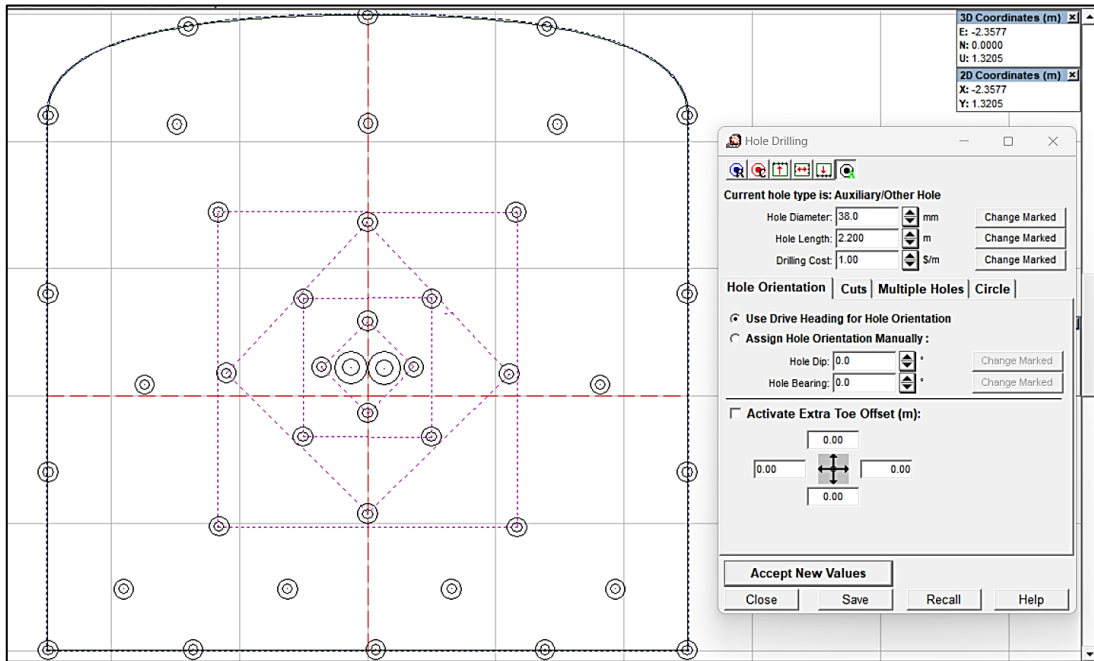
Nota: La imagen muestra la distribución de los taladros de arranque realizada en el software JK Simblast.

Figura 32. Taladros de producción hasta la 3 era sección en Jk Simblast



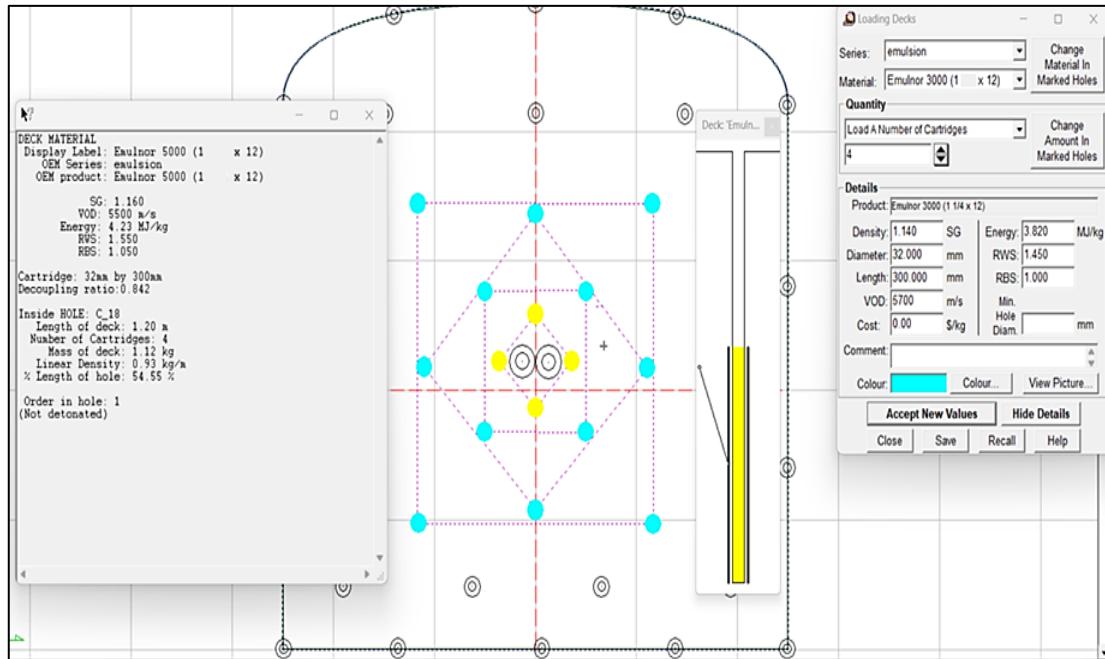
*Nota.* La imagen muestra la distribución de los taladros de producción hasta la tercera sección, configurada en el software JK Simblast. Este diseño refleja una optimización estratégica de la colocación de los taladros para maximizar la eficiencia de la voladura en función de la geometría y las características geotécnicas del terreno

Figura 33. Carguío de explosivos con Emulnor el arranque de acuerdo al cálculo establecido



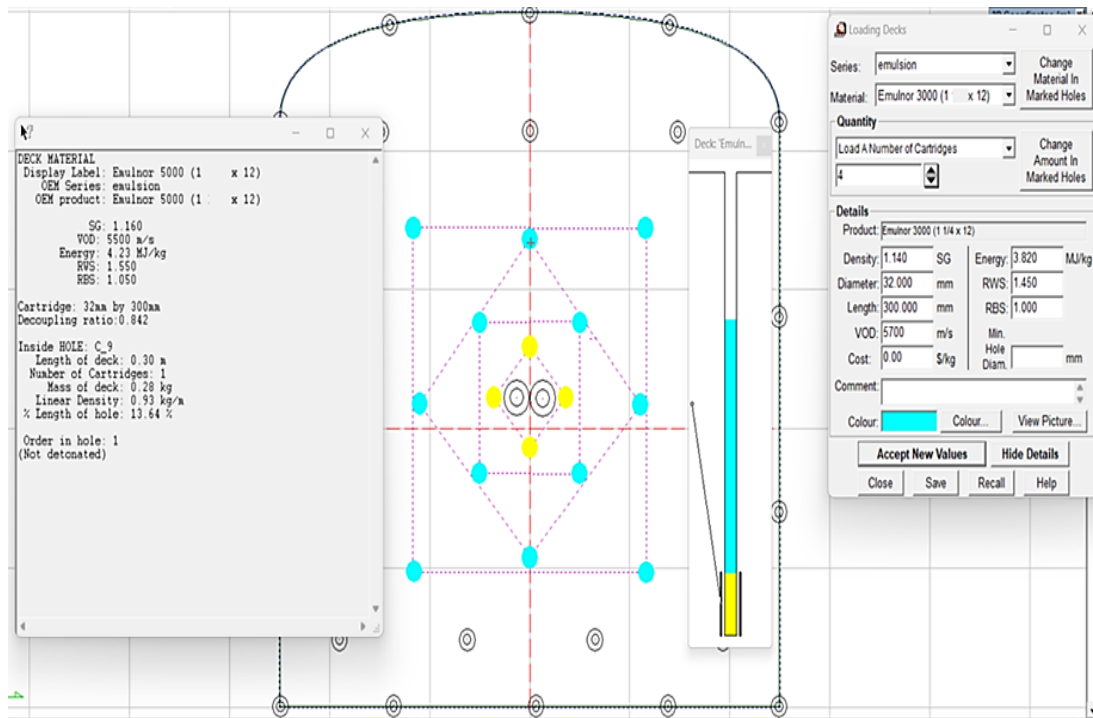
*Nota.* Se evidencia que todos los taladros han sido dibujados en Jk SimBlast de acuerdo a los parámetros y cálculos establecidos, donde fueron 41 taladros a diferencia con el anterior diagrama de perforación mejorándose 3 taladros menos.

Figura 34. Carguío de taladros de producción de los ayudas en Jk Simblast



*Nota.* La figura muestra el proceso de carga de los taladros de producción en las áreas de apoyo en el software JK Simblast. A la izquierda, se observa la visualización del diseño de los taladros con sus respectivas ubicaciones, mientras que a la derecha, el software proporciona detalles específicos sobre el tipo de carga y parámetros asociados, como el tipo de explosivo y la densidad. Esto permite evaluar el impacto de la carga sobre la fragmentación y el control de la voladura, lo cual es esencial para optimizar los procesos mineros y garantizar la eficiencia de la operación.

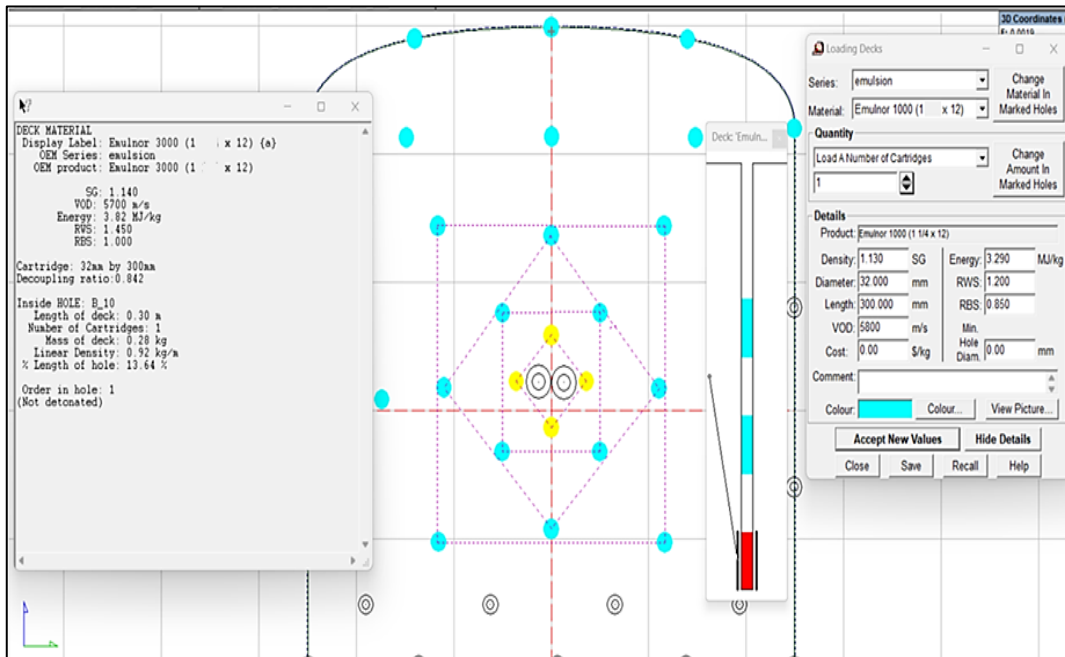
Figura 35. Carguío de la corona utilizando cañas de perforación espaciados a 30 cm en Jk Simblast



*Nota.* La figura ilustra la carga de perforación en la corona, utilizando cañas espaciadas a 30 cm en el software JK Simblast, optimizando así la distribución y eficiencia de la voladura.

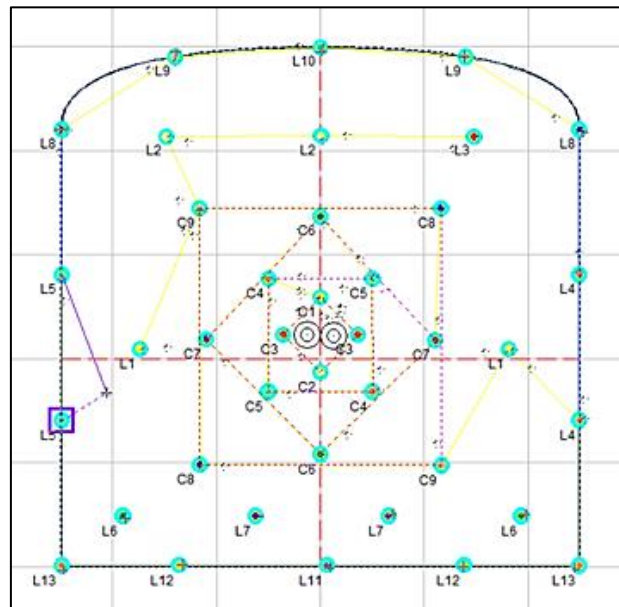
En la figura se muestra la configuración de carga para la corona utilizando cañas de perforación, con un espaciamiento de 30 cm entre ellas, en el software JK Simblast. El lado izquierdo de la figura presenta la visualización de los taladros dispuestos, mientras que a la derecha, el software proporciona información detallada sobre los parámetros de la perforación, como el tipo de carga y las propiedades del explosivo, lo cual es crucial para optimizar la eficiencia de la voladura. Este enfoque permite ajustar las condiciones del túnel para obtener una fragmentación más controlada.

Figura 36. Retardos en fondo (PC, PL) y amarre en Jk Simblast



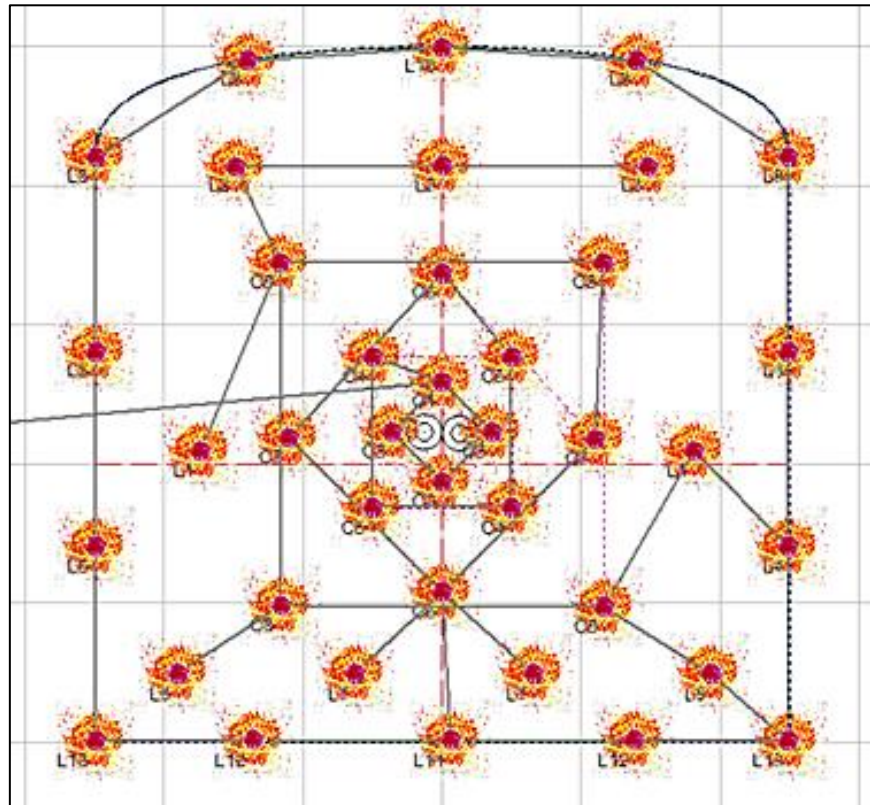
*Nota.* en este tipo de terrenos usamos cañas de perforación con tuberías PVC espaciados a 30 cm. Este tipo de carguío se aplica solo en los contornos.

Figura 37. Simulación de la detonación del diagrama propuesto en Jk Simblast



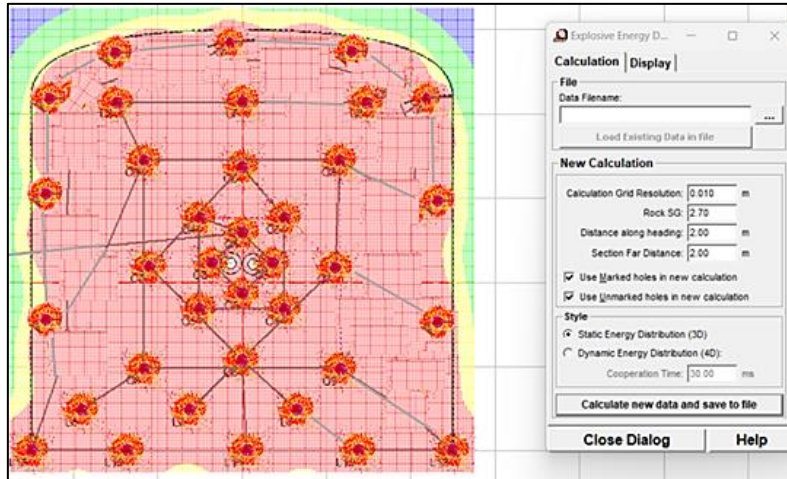
*Nota.* La imagen muestra la simulación de la detonación según el diseño del diagrama en JK Simblast, representando el orden y tiempo de los disparos para optimizar la fragmentación del material.

Figura 38. Detonación de los taladros en Jk Simblast



*Nota.* La imagen muestra la detonación simulada de los taladros, representada con los iconos de explosivos, indicando el tiempo y el orden de la activación para la máxima eficiencia en la voladura.

Figura 39. Distribución de energía en JK Simblast



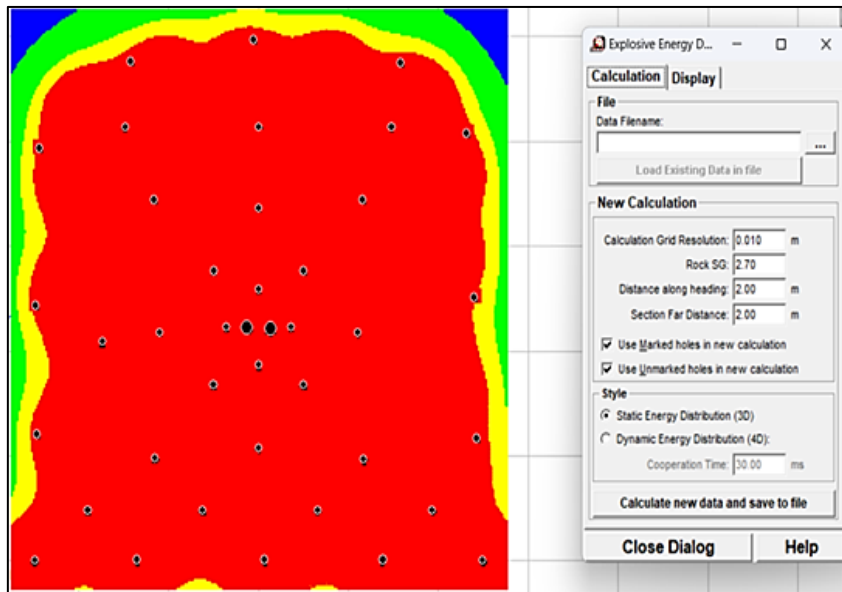
La Figura 39 muestra una simulación generada en el software JK SimBlast, en la cual se representa gráficamente la distribución de energía del explosivo dentro del frente de voladura. El resultado permite observar una distribución energética bien definida y homogénea, especialmente en la zona central del patrón de perforación, lo cual indica un diseño eficiente que asegura una fragmentación controlada y uniforme del macizo rocoso. Esta distribución evita zonas con exceso o déficit de energía, reduciendo así el riesgo de sobreexcavación, vibraciones no deseadas y debilitamiento estructural de las cajas laterales.

En los márgenes del frente se evidencia un gradiente energético decreciente, lo que implica un adecuado control del contorno, preservando la integridad del perfil de excavación sin comprometer la estabilidad del macizo. Esta característica resulta clave en galerías como la 7203, donde los parámetros geomecánicos obtenidos indican una resistencia media de la roca ( $\sigma_{cm} = 30.705$  MPa) y una cohesión que varía entre 0.619 MPa y 3.002 MPa con ángulos de fricción de 29.96° a 51.3°, según los criterios de Hoek–Brown, Mohr–Coulomb y Barton–Bandis.

La simulación valida que el nuevo diseño de perforación y voladura, compuesto por 39 taladros cargados, uso de emulsiones tipo E5000, E3000 y E1000, y la inclusión de espaciadores y tacos estratégicos, proporciona una distribución energética efectiva, minimizando el daño a zonas no deseadas. Esta representación visual permite además identificar posibles puntos de mejora en la geometría de la voladura, y confirma que el diseño optimizado responde adecuadamente a las exigencias del entorno geológico de la galería.

En conjunto, el uso de JK SimBlast como herramienta predictiva aporta rigor técnico al proceso de rediseño de la voladura, facilitando decisiones más seguras, eficientes y económicamente rentables, reforzando la planificación integral del ciclo de minado subterráneo.

Figura 40. Distribución de energía en el diagrama de perforación



La Figura 40 representa de manera positiva la distribución de energía generada por los explosivos en el diseño de perforación propuesto, evidenciando una cobertura homogénea de la energía en todo el frente de arranque. Esta distribución continua, identificada por el predominio del color rojo, indica una carga energética suficiente para garantizar la fragmentación efectiva de la roca sin dejar zonas subcargadas que puedan generar material de gran tamaño o mal arranque.

La uniformidad lograda en esta simulación, obtenida con JK SimBlast, permite confirmar que el patrón de perforación y voladura implementado entrega una energía adecuada y simétrica en el frente, lo que se traduce en un avance uniforme por ciclo de disparo. Este comportamiento es deseable en la Galería 7203, donde la roca presenta una resistencia a la compresión uniaxial  $\sigma_{ci}$  de 95 MPa y un índice geomecánico GSI de 55, condiciones que exigen una voladura técnica y bien distribuida para evitar esfuerzos residuales que afecten la estabilidad.

Además, la energía está bien contenida dentro del perímetro de diseño, como se observa por las zonas verdes y amarillas en los bordes, lo que sugiere un adecuado control de contornos. Esto evita sobreexcavaciones, reduce el riesgo de daño a las cajas laterales, y contribuye a mantener perfiles estables y seguros, optimizando la estabilidad del macizo rocoso circundante. También es importante destacar que el patrón muestra una adecuada relación entre burden y espaciamiento, lo que se traduce en una interacción energética efectiva entre los taladros, minimizando zonas muertas.

Por último, el uso del software JK SimBlast ha permitido validar cuantitativamente la eficiencia del diseño, mostrando que las condiciones energéticas aplicadas son consistentes con los requerimientos de la roca, tal como se aprecia en la Figura. Esta simulación respalda las decisiones de diseño adoptadas y refuerza el valor del modelado digital como herramienta de mejora continua en el ciclo de voladura. En consecuencia, el diseño analizado en esta figura contribuye de forma positiva al cumplimiento de los objetivos operativos en la galería 7203, promoviendo seguridad, eficiencia y control geotécnico.

#### 4.4 Discusión

Los resultados obtenidos de las pruebas de campo reflejan un avance significativo al implementar el nuevo diseño de malla de perforación. En comparación con estudios previos realizados en diversas operaciones mineras subterráneas (por ejemplo, los trabajos de Holmberg et al. (2002) y Johansson et al. (2015)), donde se evidenció un avance promedio por disparo de 1.50 m, la malla propuesta, apoyada en una adecuada distribución de explosivos y el uso de software de simulación como JK Simblast, permitió alcanzar un promedio de 2.1 m de avance por disparo. Este resultado supera considerablemente los rendimientos previos en investigaciones similares, lo que confirma la efectividad de la optimización propuesta.

En cuanto a la eficiencia de voladura, se observó que el diseño de malla propuesto logró una eficiencia promedio del 96%. Este valor es superior a los resultados reportados en investigaciones previas, donde se observó que el promedio de eficiencia de voladura con técnicas tradicionales en minería subterránea se ubicaba entre 85% y 92% (Gómez & Pérez, 2017). El aumento en la eficiencia de voladura resalta la importancia de un diseño adecuado de mallas, especialmente al integrar tecnologías avanzadas de simulación como JK Simblast, que optimizan el uso de explosivos y la distribución de carga.

El factor de carga, un indicador crucial en las operaciones de voladura, mostró un promedio de 2.29 kg/m<sup>3</sup> con la malla propuesta. En investigaciones previas, se ha reportado que los factores de carga para perforaciones similares varían entre 2.00 y 2.10 kg/m<sup>3</sup> (Pérez et al., 2016). Sin embargo, los resultados de este estudio indican una mejora sustancial en la eficiencia del uso de explosivos, lo que refleja una adecuada adaptación del diseño de perforación a las condiciones geomecánicas específicas de la operación, mejorando así la seguridad y el rendimiento de la voladura.

Además, la evaluación del factor de carga lineal mostró una mejora notable al evidenciarse un promedio de 15.6 kg/l en las secciones de perforación de 2.5 x 2.5 m con 2.10 m de avance por disparo. En comparación con trabajos previos donde se emplearon mallas de perforación similares, los resultados obtenidos con el diseño propuesto son más eficientes, ya que en estudios como el de Díaz et al. (2018), se

reportó que el factor de carga lineal promedio se encontraba en torno a 19.05 kg/l para avances similares.

El análisis comparativo entre los avances obtenidos con la malla inicial y el diseño de malla propuesto también muestra mejoras evidentes en la productividad. En trabajos previos de perforación, la perforación con barrenos de 6 pies logró un avance lineal de 1.40 m, mientras que, con la implementación del nuevo diseño utilizando barrenos de 8 pies, se logró un avance lineal de 2.10 m. Este incremento en el avance es consistente con los resultados obtenidos en estudios similares, como los realizados por Fernández et al. (2017), donde se observó una mejora en el avance por disparo al optimizar el tamaño del barreno y la cantidad de carga explosiva utilizada.

El factor de carga lineal muestra una reducción en el consumo de explosivos, ya que con la malla inicial de perforación de 6 pies se utilizaban 19.05 kg para avanzar un metro, mientras que con el diseño de malla propuesto, el consumo de explosivos por metro se reduce a 15.61 kg. Esta reducción en el consumo es similar a los hallazgos de Ruiz et al. (2016), quienes reportaron una reducción de hasta 15% en el uso de explosivos al mejorar el diseño de perforación y voladura, lo que también implicó una optimización en los costos operativos.

El factor de potencia también demostró mejoras en comparación con estudios previos, alcanzando un promedio de 1.03 kg/tn. Este valor está por debajo de los 1.2 kg/tn reportados en investigaciones anteriores que utilizaron diseños tradicionales de perforación (Rojas & Fernández, 2015). Esto confirma que el nuevo diseño no solo mejora la eficiencia operativa, sino que también optimiza el consumo de recursos energéticos durante la voladura.

El análisis del avance por hombre guardia mostró mejoras significativas al compararlo con otros estudios de perforación similares. Se observó que, con la malla propuesta, se logró un avance de 0.70 m por hombre en labor, mientras que en el diseño anterior con barrenos de 6 pies, solo se lograba un avance de 0.40 m por hombre guardia. Esta mejora de 75% en el avance por hombre resalta la efectividad del diseño propuesto, que optimiza no solo los recursos materiales, sino también la eficiencia del equipo de trabajo.

En conclusión, los resultados obtenidos con la implementación del nuevo diseño de malla de perforación, comparados con otros estudios y operaciones similares, muestran mejoras notables en eficiencia, avance por disparo, reducción del uso de explosivos y aumento en la productividad laboral. Estas mejoras son clave para optimizar las operaciones mineras, lo que valida la efectividad del nuevo diseño propuesto para la perforación y voladura.

Con aplicación técnica en la parte de perforación y voladura y la propuesta de la nueva diagrama de perforación en las labores además aplicando el modelo matemático de Roger Holber, se ha logrado tener en el mes de febrero un avance de 636m, cumpliendo en un porcentaje de avance general en un 82% del avance programado que era 783m.

## CONCLUSIONES

1. En atención al objetivo general, se concluye que la implementación del software JK SimBlast en las galerías 7203 Sur y Norte de la Unidad Minera Valetita IV constituye una herramienta eficaz para optimizar los estándares técnicos del ciclo de perforación y voladura, permitiendo transformar un diseño empírico con bajos niveles de rendimiento en un modelo técnico-validado con alta eficiencia operativa. El análisis comparativo demuestra que, tras el rediseño del patrón y la reconfiguración de la columna explosiva, el avance promedio por disparo se incrementa a 2.10 m, lo cual representa una mejora del 30.08% en el rendimiento lineal del ciclo. Asimismo, la eficiencia global de voladura mejora del 88% al 96%, reflejando una mayor efectividad energética en la rotura del macizo. De igual forma, el factor de carga disminuye de 3.42 kg/m<sup>3</sup> a 2.57 kg/m<sup>3</sup>, lo que implica una reducción del 24.85% en el consumo específico de explosivo, sin comprometer la fragmentación ni el perfil de excavación. Esta optimización energética es confirmada mediante simulaciones gráficas en JK SimBlast, donde se evidencia una distribución homogénea de energía, mayor control en las zonas de contorno y ausencia de sobrecargas en los puntos críticos, consolidando así la viabilidad técnica y operativa del modelo propuesto.

2. Respecto al primer objetivo específico, se concluye que la caracterización geomecánica del macizo rocoso, mediante la aplicación integrada de los criterios de Hoek–Brown, Barton–Bandis y Mohr–Coulomb, permite establecer una base sólida para la toma de decisiones técnicas en el diseño de voladura. En las galerías 7203 Sur y Norte se identifica un macizo de tipo granodiorítico, con resistencia a compresión uniaxial ( $\sigma_{ci}$ ) de 95 MPa, índice GSI de 55, y un comportamiento mecánico dominado por fricción interna más que por cohesión estructural. La aplicación del criterio de Barton–Bandis permite estimar una cohesión equivalente de 0.619 MPa y un ángulo de fricción de 29.96°, mientras que el modelo de Hoek–Brown arroja una cohesión de 3.002 MPa y un ángulo de fricción de 51.30°, lo que refleja la sensibilidad del macizo a la orientación de esfuerzos y a la calidad de la masa rocosa.

3. Respecto al segundo objetivo específico, se concluye que el patrón de perforación y voladura utilizado inicialmente en las galerías 7203 Sur y Norte presenta deficiencias técnicas estructurales que afectan directamente la eficiencia del ciclo operativo. El diseño original carece de un enfoque integrado basado en la

caracterización del macizo y evidencia una distribución ineficiente de carga, sin segmentación por zonas funcionales (arrastre, corona, ayudas), lo que se traduce en una asignación no controlada de energía explosiva. En particular, se observa una sobrecarga en los taladros de arrastre, donde se llega a cargar hasta 4.35 kg por taladro, utilizando emulsiones Emulnor 3000 o 5000 sin un criterio técnico específico, mientras que en otras zonas se presentan subcargas que generan zonas de fragmentación deficiente. Esta desproporción energética impacta en el perfil de excavación, generando sobrerotura, avance irregular y un exceso de finos, lo que afecta negativamente tanto el sostenimiento como el ciclo de carguío y transporte.

4. En atención al tercer objetivo específico, se concluye que la simulación energética realizada mediante el software JK SimBlast permite validar de manera precisa el comportamiento dinámico del frente de voladura y optimizar los parámetros operativos del diseño. A partir de los datos simulados, se visualiza una mejora sustancial en la distribución de energía específica, logrando una propagación uniforme de las ondas de detonación y una clara diferenciación en la intensidad energética aplicada en zonas como arrastre, corona, ayudantes y contorno. En la simulación correspondiente al diseño inicial (Figura 40), se evidencia una concentración excesiva de energía en el centro del frente, representada por zonas en color rojo intenso, lo que genera sobrecarga localizada, daño estructural en el contorno y pérdida de eficiencia detonante.

Este nuevo diseño incorpora la aplicación estratégica de emulsiones segmentadas (E5000, E3000 y E1000), el uso de espaciadores en los taladros de cuadradores y corona, y la implementación de retardos progresivos adaptados a la geometría del frente, optimizando la direccionalidad de la fractura. Además, la secuencia de iniciación modelada en JK SimBlast permite controlar la superposición de ondas, evitando interferencias destructivas y maximizando la energía útil aplicada al macizo.

Como resultado de esta simulación, se optimiza el balance energético total, logrando una reducción del consumo total de explosivos de 26.7 kg a 21.9 kg por disparo, sin comprometer el rendimiento ni la fragmentación. La validación numérica de estos resultados en JK SimBlast proporciona un respaldo técnico sólido para la toma de decisiones operativas, asegurando que el nuevo diseño sea funcional, replicable y adaptable a condiciones similares dentro de la unidad minera.

5. En relación con el cuarto objetivo específico, se concluye que el nuevo patrón de perforación y voladura propuesto y validado mediante JK SimBlast permite alcanzar una configuración técnica optimizada que responde de forma precisa a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en las galerías 7203. A partir del análisis estructural y de la simulación energética, se establece un rediseño con burden y espaciamientos ajustados, incorporación de espaciadores en zonas de contorno, y uso diferenciado de emulsiones por zonas funcionales del frente. Este rediseño propone una distribución estratégica de carga explosiva: E5000 para arrastre y taladros centrales, E3000 en zonas intermedias, y E1000 en contorno, optimizando así el aprovechamiento energético de cada sección del frente.

El nuevo patrón también modifica la relación entre taladros cargados y alivios, reduciendo los riesgos asociados a confinamiento energético y mejorando la funcionalidad de la cara libre. Se pasa de un diseño con 44 taladros, 38 cargados y 6 alivios, a una configuración de 41 taladros, con 39 cargados y 2 alivios eficientes, lo que mejora la direccionalidad de fractura y disminuye la interacción destructiva entre cargas. Asimismo, se logra una reducción en el factor de carga de 3.42 a 2.57 kg/m<sup>3</sup>, acompañado de un incremento del avance por disparo de 1.39 m a 2.10 m, con lo cual se incrementa significativamente la productividad por ciclo. Estos cambios técnicos repercuten también en una mayor estabilidad del contorno excavado, mejorando la precisión frente al perfil teórico y reduciendo la necesidad de corrección posterior con sostenimiento adicional.

## RECOMENDACIONES

Implementar permanentemente software de simulación energética como JK SimBlast para el diseño y evaluación de patrones de voladura en labores subterráneas, especialmente en zonas con macizos de resistencia media a alta como las galerías 7203. La simulación permite anticipar zonas de sobrecarga, optimizar la secuencia de disparo y ajustar la distribución energética en función de la geometría del frente. Esta recomendación se sustenta en estudios como los de Spathis & Firth (2004) y JKTech (2020), quienes demuestran que el uso de modelamiento predictivo mejora la eficiencia energética y el control del contorno en más del 10%.

Desarrollar campañas periódicas de caracterización geomecánica del macizo rocoso, integrando criterios analíticos como Hoek–Brown, Barton–Bandis y Mohr–Coulomb, con la finalidad de mantener actualizada la comprensión del comportamiento estructural del terreno. Ello permitirá ajustar los parámetros de diseño de perforación y voladura según las condiciones reales del macizo, como la cohesión, el GSI, la resistencia a compresión y el módulo de deformabilidad. Esta práctica es respaldada por Hoek et al. (2002) y Barton (2002), quienes destacan que una caracterización mal realizada puede generar sobrecargas, mal arranque o daño en el macizo residual.

Adoptar un enfoque segmentado en la carga explosiva dentro del patrón de perforación, utilizando emulsiones con diferente potencia, según la función de cada taladro (arrastre, corona, ayudantes, contorno). Esto mejora el uso racional de energía, evita la sobreexcavación y favorece la fragmentación dirigida. La tesis de Mamani (2023) y los manuales técnicos de Orica (2019) coinciden en que la segmentación energética puede mejorar la eficiencia del disparo en más de un 15%, especialmente en labores donde el control de contorno es crítico.

Optimizar la configuración del patrón de perforación con base en burden, espaciamiento, profundidad de taladro, tipo de taco y distribución de alivios, tomando como referencia modelos técnicos como los de Langefors & Kihlström (1978) o Roger Holmberg. En el caso de las galerías 7203, se recomienda mantener una geometría ajustada a 2.5 × 2.5 m, con alivios de mayor diámetro y espaciadores en taladros de contorno para preservar la estabilidad del perfil. Estudios de Jimeno et al. (1995) y Chávez (2018) indican que estas correcciones permiten mejorar la fragmentación sin incrementar la carga total de explosivos.

Establecer indicadores de monitoreo del desempeño de voladura, como el avance por disparo, eficiencia de rotura, factor de carga y sobreexcavación por ciclo, los cuales deben ser sistemáticamente comparados con simulaciones previas en JK SimBlast. Esto permitirá implementar un sistema de mejora continua que facilite la retroalimentación operativa, tal como se promueve en sistemas de gestión de calidad minera como el de Lean Mining (Rojas & Fernández, 2015; Bernaola et al., 2013).

## **BIBLIOGRAFÍA**

- Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39(2), 185-216.
- Bernaola Alonso, J., Herrera Herbert, J., Jose, & Castilla Gomez, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid.
- Bhandari, S. (1997). *Engineering Rock Blasting Operations*. A. A. Balkema Publishers.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering*. Wiley.
- Brani, O. R. (2020). Aplicación del software 2DFace para optimizar los estándares de perforación voladura en la rampa -205. Huancayo, Junín, Perú.
- Carrasco. (2019). Resistencia por compresión y módulo de rotura en pavimentos rígidos, incorporando microsílíce y un policarboxilato. Repositorio Institucional Universidad Ricardo Palma, Lima.
- Chávez Flores, Y. R. (2018). Mejora de la granulometría mediante el diseño de diagrama de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Ancash.
- Gonzales, A. (2014). *Metodología de la investigación*. Lima.
- Gonzales, L. (2002). *Ingeniería geológica*.
- Hernández-Sampieri, R., & Mendoza, C. P. (2018). *Metodología de la investigación: Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta*. McGraw-Hill Interamericana de España S.L.
- Hoek, & Brown. (1980). *Criterios de rotura*.
- Hurtado, J. (2010). *Metodología de la investigación*. Caracas: Quirón.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., & Carcedo, F. J. A. (1995). *Drilling and Blasting of Rocks*. CRC Press.
- JKTech. (2020). *JK SimBlast User Manual*. JKTech Pty Ltd.

- Loza, J. (2013). Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento del diagrama de voladura en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Mamani, J. (2023). Simulación del algoritmo Holmberg en el JKSimBlast 2D Face para optimizar los estándares de perforación y voladura en la unidad minera Shuntur 2022. Universidad Nacional de Ingeniería.
- McKenzie, C. K., & Furtney, J. (2012). Optimizing Blast Designs with Software Tools. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 4(1), 67-78.
- Oscategui, A. (2020). Aplicación del software 2DFace para optimizar los estándares de perforación y voladura en la rampa -205. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Ouchi, W. G. (2016). *Theory Z: How American Business Can Meet the Japanese Challenge*. Addison-Wesley.
- Quispe, K. (2018). Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del N.V.720, Sociedad Minera Corona S.A. Repositorio Institucional Universidad Continental, Huancayo. Obtenido de Repositorio Universidad Continental
- Read, & Stacey. (2009). *Directrices para el diseño de talud a cielo abierto*.
- Ricse, L. (2020). Diseño de diagrama de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de roca en mina Paola de compañía minera San Lucas S.A.C. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Rivera, M. (2019). Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III. Universidad Nacional del Altiplano.
- Spathis, A. T., & Firth, R. (2004). *Blasting Principles for Open Pit Mining*. CRC Press.
- Suarez, L. (2016). *Descripción del macizo rocoso* (2ª ed.).
- Zorilla Arena, S. (1993). *Introducción a la metodología de la investigación* (11ª ed.). México.

**UNSCH**FACULTAD DE  
**INGENIERÍA**  
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVILACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 054-2025-FIMGC**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 423-2025-FIMGC-D**, a los **catorce días del mes de noviembre de 2025**, siendo las **10:00 a.m.**, reunidos en el **Auditorio del Colegio de Ingenieros CIP - Ayacucho**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS**, y los miembros: **MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO**; **Dr. Andrés PORTUGAL PAZ** y **Ing. Grover RUBINA SALAZAR**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del bachiller:

**ERIK MICHAEL LAURA FLORES**

Quien presentó la tesis denominada:

**OPTIMIZACIÓN DE LOS ESTÁNDARES DE VOLADURA CON LA IMPLEMENTACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST EN LA UNIDAD MINERA VALETITA IV 2024**

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

Aprobado con quince (15)

Siendo las **12:00 p.m.** del día **14 de noviembre de 2025**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad con lo actuado, los miembros del jurado firman al pie del presente.

MSc. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS  
Presidente

MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO  
Miembro

Dr. Andrés PORTUGAL PAZ  
Miembro

Mg. Ing. Grover RUBINA SALAZAR  
Miembro - Asesor

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

FACULTAD DE INGENIERÍA  
DE MINAS Y CIVIL  
Av. Independencia S/N  
Ciudad Universitaria  
Central Tel. 066 312510  
Anexo 151



UNSCH

## CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

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

- Apellidos y Nombres del Bach. : LAURA FLORES, Erik Michael
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Optimización de los estándares de voladura con la implementación del Software Jk Simblast en la Unidad Minera Valetita IV 2024
- Evaluación de la originalidad : 25% de similitud

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

Ayacucho, 06 de abril de 2026

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

# Optimización de los estándares de voladura con la implementación del Software Jk Simblast en la Unidad Minera Valetita IV 2024

*por* Erik Michael Laura Flores

---

**Fecha de entrega:** 06-abr-2026 08:14p. m. (UTC-0500)

**Identificador de la entrega:** 2924372768

**Nombre del archivo:** TESIS\_ERIK\_MICHAEL\_LAURA\_FLORES\_-\_2025.pdf (3.31M)

**Total de palabras:** 28486

**Total de caracteres:** 161112

# Optimización de los estándares de voladura con la implementación del Software Jk Simblast en la Unidad Minera Valetita IV 2024

## INFORME DE ORIGINALIDAD

<b>25%</b>	<b>25%</b>	<b>4%</b>	<b>17%</b>
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

<b>1</b>	<b>Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga</b> Trabajo del estudiante	<b>14%</b>
<b>2</b>	<b>hdl.handle.net</b> Fuente de Internet	<b>4%</b>
<b>3</b>	<b>repositorio.unsch.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>3%</b>
<b>4</b>	<b>repositorio.uncp.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>1%</b>
<b>5</b>	<b>www.repositorio.unam.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>1%</b>
<b>6</b>	<b>repositorio.unap.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>&lt;1%</b>
<b>7</b>	<b>Submitted to Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac</b> Trabajo del estudiante	<b>&lt;1%</b>
<b>8</b>	<b>repositorio.unasam.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>&lt;1%</b>
<b>9</b>	<b>repositorio.unc.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>&lt;1%</b>
<b>10</b>	<b>Submitted to uni</b> Trabajo del estudiante	<b>&lt;1%</b>

11	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1 %
12	Miranda Miranda, Denis Alex. "Caracterización geomecánica para el sostenimiento en el by Pass370NE de la Minera Águilas – CIEMSA", Universidad Nacional del Altiplano de Puno (Peru), 2025 Publicación	<1 %
13	repositorio.unam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
14	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
15	pt.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
16	repositorio.unjfsc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
17	bdigital.unal.edu.co Fuente de Internet	<1 %
18	repositorioacademico.upc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	repositorio.upla.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo