

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

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

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Evaluación técnica-económica de una Nueva Variante del
método Open Stope aplicada en la Mina Tambo de Viso, 2024**

Para optar el título profesional de:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
Bach. Francio Joel CHIMPAY PRADO

ASESOR:
Msc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO

AYACUCHO - PERÚ

2025

DEDICATORIA

La presente investigación está dedicada, en primer lugar, a Dios por la guía y fortaleza inquebrantable manifestadas a lo largo de este trayecto académico y profesional. Asimismo, a mis padres y hermanos, y de forma muy especial a mi esposa Alicia y mis hijos Liam y Helena, cuyo amor incondicional y sacrificio constante constituyeron el motor esencial para la culminación de este logro profesional.

AGRADECIMIENTOS

El desarrollo y la culminación de esta tesis, no habría sido posible sin el invaluable soporte y contribución de diversas personas e instituciones. Mi gratitud es profunda y sincera.

A la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga y en particular a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por haberme brindado las herramientas académicas y la infraestructura necesaria para mi desarrollo profesional y la ejecución de este proyecto de tesis.

A mi Asesor de Tesis, al MSc, Ing. Kelvis Berrocal Argumedo, por su guía experta, paciencia y dedicación incondicional a lo largo de este proceso. Su profunda experiencia en el campo de la minería y su rigor en la metodología de la investigación fueron pilares fundamentales para alcanzar la solidez técnica y académica de este estudio.

A la Empresa Minera Tambo de Viso y a su equipo Gerencial por permitirme laborar en su unidad minera, facilitando la recolección de datos primarios esenciales para la elaboración de esta investigación. Un agradecimiento especial al Ing. Orlando Valderrama Saveedra, por su guía y apoyo en campo.

Finalmente, a mi familia por su inquebrantable apoyo moral y su paciente comprensión ante el rigor del compromiso que supuso esta investigación. En especial a la familia Chimpay Rivera por su generosa asistencia y hospitalidad ininterrumpida que me acompañó durante toda esta etapa profesional.

RESUMEN

La presente tesis tuvo como objetivo evaluar técnica y económicamente la factibilidad de una Nueva Variante del método *Open Stope*, aplicada en el tajo de la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso. La investigación se enmarco en un enfoque cuantitativo de nivel descriptivo-explicativo, con un diseño no experimental y de corte transversal, utilizando como muestra representativa el tajo ubicado entre los niveles 4060 y 4115 de la Veta Pilar. La metodología empleada fue integral, combinando la evaluación geomecánica a través de los índices RMR, Q, GSI, y la dualidad del método gráfico de estabilidad de Mathew-Potvin & Nikson para el dimensionamiento, el modelamiento numérico de estabilidad a través del software Phase2 v.8.0 y el análisis económico y financiero a través del costo de minado y el flujo de caja generado por el método empleado.

Los resultados de la evaluación técnica demostraron una influencia significativa de la geomecánica en el dimensionamiento del diseño actual. Se determinó que el macizo rocoso corresponde a una Roca Andesita de calidad Buena con un RMR promedio igual 61.45, estableciéndose una dimensión máxima para el alto y largo del tajo de 51.44 m. El análisis de estabilidad numérico validó el diseño actual de la Nueva Variante al mostrar un Factor de Seguridad mínimo de 1.25 dentro del tajo confirmando la estabilidad del diseño actual, mientras que en el ámbito económico, la aplicación de la Nueva Variante generó una reducción significativa del costo de minado de 11.34 US\$/TN, equivalente al 27.7% de ahorro respecto al método tradicional de Corte y Relleno Ascendente. Finalmente, el análisis de rentabilidad confirmó la factibilidad financiera del método empleado obteniendo un VAN de US\$ 2'877,758, una TIR del 66.08% y un Ratio B/C de 2.02.

Se concluye que la Nueva Variante del método *Open Stope* es técnica y económicamente factible en la Veta Pilar, ofreciendo un modelo de explotación optimizado que asegura la estabilidad y maximiza la rentabilidad.

Palabras Clave: Evaluación técnica-económica, Nueva Variante, Método *Open Stope*, Método gráfico de estabilidad Mathew-Potvin & Nikson, Costo de Minado y Rentabilidad Financiera.

ABSTRACT

The primary objective of this thesis was to technically and economically evaluate the feasibility of implementing a New Variant of the Open Stope method in the stope of the Pilar Vein at the Tambo de Viso Mine. The research adopted a quantitative approach with a descriptive-explanatory level, utilizing a non-experimental, cross-sectional design where the stope corresponding to the vein served as the representative sample. The methodology employed was integral, combining a geomechanical assessment-using the RMR, Q, and GSI indices along with the Mathew-Potvin & Nikson stability graph method for dimensioning-with numerical stability modeling using Phase2 v.8.0 software, and a comprehensive economic-financial analysis focused on mining costs and the cash flow generated by the proposed method.

The results of the technical evaluation demonstrated a significant influence of geomechanics on the stability of the current design. The rock mass was determined to be Good Quality Andesite with an RMR of 61.45. establishing a maximum stable dimension of 51.44 m for both the height and length of the stope. The numerical stability analysis validated the design of the New Variant by showing a minimum Factor of Safety (FS) of 1.25 within the stope, confirming the stability of the current configuration. Furthermore, in the economic sphere, the implementation of the New Variant generated a significant Reduction in mining costs of US\$ 11.34 /TN, which is equivalent to a 27.7% saving compared to the traditional Ascending Cut-and-Fill method. Finally, the profitability analysis confirmed the financial feasibility of the method, yielding an VAN of US\$ 2`877,758, an TIR of 66.08%, and a Benefit-Cost Ratio (B/C) of 2.02.

It is concluded that the New Variant of the Open Stope method is technically and economically feasible in the Pilar Vein, offering an optimized exploitation model that assures stability while maximizing profitability.

Keywords: Technical-Economic Evaluation, New Variant, Open Stope Method, Mathew-Potvin & Nikson Stability Graph Method, Mining Cost, Financial Profitability.

ÍNDICE

Dedicatoria.....	ii
Agradecimientos	iii
Resumen.....	iv
Abstrac.....	v
Índice	vi
Índice de Tablas	x
Índice de Figuras.....	xiv
CAPÍTULO I.....	1
INTRODUCCIÓN	1
1.1. Realidad problemática	1
1.2. Formulación del problema.....	2
1.2.1. Problema general.....	2
1.2.2. Problema específico.....	2
1.3. Objetivos de la investigación.....	3
1.3.1. Objetivo general.....	3
1.3.2. Objetivo específico.....	3
1.4. Justificación de la investigación	3
1.4.1. Justificación teórica.....	3
1.4.2. Justificación práctica	4
1.4.3. Justificación metodológica	4
1.4.4. Importancia de la investigación	4
1.4.5. Alcances y limitaciones de la investigación	5
1.5. Hipótesis de la investigación.....	5
1.5.1. Hipótesis general	5
1.5.2. Hipótesis específicas.....	5
1.6. Identificación de variables.....	6
1.6.1. Variable Independiente.....	6

1.6.2.	Variable Dependiente	6
1.7.	Operacionalización de variables	7
CAPÍTULO II		8
MARCO TEÓRICO.....		8
2.1.	Generalidades	8
2.1.1.	Ubicación	8
2.1.2.	Acceso	8
2.1.3.	Clima.....	9
2.1.4.	Relieve.....	9
2.1.5.	Geología	9
2.1.6.	Características geométricas del yacimiento	16
2.1.7.	Método de Minado de la Nueva Variante.....	16
2.1.8.	Diseño actual del Método de la Nueva Variante	17
2.1.9.	Operaciones Unitarias.....	27
2.1.10.	Producción del método de la Nueva Variante	29
2.2.	Antecedentes de la investigación.....	29
2.2.1.	Antecedentes internacionales	29
2.2.2.	Antecedentes nacionales	31
2.3.	Bases teóricas	34
2.3.1.	Pequeña minería en el Perú.....	34
2.3.2.	Evaluación Técnica-Económica en Minería.....	34
2.3.3.	Método Open Stope y su variantes	35
2.3.4.	Geotecnia.....	40
2.3.5.	Evaluación Geomecánica en Minería Subterránea.....	40
2.3.6.	Diseño Geomecánico de Excavaciones	47
2.3.7.	Análisis de Estabilidad del Diseño de cámaras	51
2.3.8.	Costo de minado en pequeña minería.....	52
2.3.9.	Rentabilidad financiera en métodos de explotación.....	53
2.3.10.	Definición de términos básicos.....	55

CAPÍTULO III	57
MATERIALES Y MÉTODOS.....	57
3.1. Método de la investigación.....	57
3.2. Tipo de investigación	58
3.3. Nivel de investigación	58
3.4. Enfoque de la investigación	58
3.5. Diseño de la investigación	58
3.6. Población y muestra	58
3.6.1. Población	58
3.6.2. Muestra.....	59
3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	59
3.7.1. Técnicas de recolección de datos	59
3.7.2. Técnicas de análisis y procesamientos de datos.....	59
3.8. Desarrollo de la investigación	60
3.8.1. Evaluación geomecánica	60
3.8.2. Caracterización de la roca intacta	61
3.8.3. Análisis Estructural de las Discontinuidades	63
3.8.4. Caracterización del Macizo Rocosó	67
3.8.5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso	73
3.8.6. Tiempo de autosostenimiento.....	81
3.8.7. Zonificación Geomecánica del Macizo Rocosó	82
3.8.8. Resistencia de la masa rocosa.....	82
3.8.9. Esfuerzos in situ.....	85
3.8.10. Dimensionamiento del Diseño actual	87
3.8.11. Análisis de estabilidad.....	101
3.8.12. Costo de Minado de la Nueva Variante	118
3.8.13. Evaluación de la Rentabilidad Financiera.....	154
CAPÍTULO IV.....	162
RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	162

4.1.	Evaluación geomecánica	162
4.1.1.	Caracterización Geomecánica del macizo rocoso	162
4.1.2.	Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.....	163
4.1.3.	Dimensionamiento Máximo	164
4.2.	Análisis de estabilidad	164
4.3.	Costo de Minado del Método	165
4.4.	Rentabilidad Financiera del Método.....	166
4.5.	Discusión de Resultados.....	167
	CONCLUSIONES	169
	RECOMENDACIONES	170
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	171
	ANEXOS	175

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de Variables	7
Tabla 2 Coordenadas de ubicación de la mina	8
Tabla 3 Descripción de las vías de acceso a la mina.....	9
Tabla 4 Resumen de reservas de la Veta Pilar	15
Tabla 5 Resumen de reservas de la Veta Fortuna	15
Tabla 6 Resumen de reservas de la Veta Esperada	16
Tabla 7 Características geométricas del yacimiento	16
Tabla 8 Relación entre el RQD y Frecuencia Lineal.....	43
Tabla 9 Clasificación del macizo según el RMR	43
Tabla 10 Clasificación de la macizo según el Índice de Calidad Q.....	45
Tabla 11 Correlaciones entre los sistemas de Clasificación del Macizo Rocoso	45
Tabla 12 Propiedades Físicas de las Muestras.....	61
Tabla 13 Resultado de Ensayo a la Compresión Uniaxial.....	62
Tabla 14 Resultado de Ensayo de Compresión Triaxial.....	63
Tabla 15 Rangos de la estimación de la Resistencia en campó	73
Tabla 16 Resultados de Ensayos de la Resistencia a la Compresión Simple	75
Tabla 17 Resultado del Valor RQD	76
Tabla 18 Resultado de la Clasificación RMR	77
Tabla 19 Resultado de la Clasificación Q-System	79
Tabla 20 Datos de entrada de la muestra M1-CT	82
Tabla 21 Parámetros de entrada de la muestra M2-EM.....	84
Tabla 22 Resultados del análisis RockData de las muestras evaluadas	85
Tabla 23 Valores Q' de las estaciones mapeadas sobre mineral dentro del tajo	89
Tabla 24 Condiciones iniciales de cálculo para estimar el Factor A del Crown.....	89

Tabla 25 Valor Q' del Hangingwall en las galerías del Nivel 4060 y 4115.....	93
Tabla 26 Condiciones iniciales de cálculo para estimar el Factor A del Hangingwall....	94
Tabla 27 Valores del Número de Estabilidad del Corwn y Hangingwall.....	98
Tabla 28 Parámetros de entrada para el Software Phase2.....	101
Tabla 29 Parámetros de Perforación y Voladura para Rotura de Mineral - Sección 1.25 x 2.10 m.	121
Tabla 30 Parámetros de Perforación y Voladura en Galería - Sección 3.30 x 3.00 m.	122
Tabla 31 Parámetros de Perforación y Voladura en Cámaras de Extracción - sección 3.30 x 2.50 m.	123
Tabla 32 Parámetros de Perforación y Voladura en Ventanas de Acceso - sección 1.00 x 1.60 m.	124
Tabla 33 Parámetros de Perforación y voladura Para Chimeneas Inclınadas sobre Mineral - sección 1.25 x 2.10 m.....	125
Tabla 34 Parameros iniciales de cálculo del costo horario.....	126
Tabla 35 Costo Horario de Scooptram 2.5Yd3.....	128
Tabla 36 Costo Horario de Compresor de Aire	129
Tabla 37 Costo Horario del Pulmón de Aire de 1500Lt	130
Tabla 38 Costo Horario de Ventilador de 12000CFM.....	131
Tabla 39 Costo Horario de Generador 40kw.....	132
Tabla 40 Costo Aceros de Perforación.....	133
Tabla 41 Costo de Explosivos y Accesorios de Voladura	133
Tabla 42 Relación Beneficios Sociales	133
Tabla 43 Remuneración salarial de trabajadores.....	134
Tabla 44 Costo de Elementos de protección personal	135
Tabla 45 Costo de Elementos de protección personal por trabajo asignado.....	135
Tabla 46 Costo de Herramientas y Materiales	136
Tabla 47 Costo de Materiales y Herramientas por labor	137

Tabla 48 Costo de Madera	137
Tabla 49 Precio Unitario por Metro Lineal para Galería	138
Tabla 50 Precio Unitario por Metro Lineal de Crucero	139
Tabla 51 Precio Unitario por Metro Lineal para Cámaras de Extracción	140
Tabla 52 Precio Unitario por Metro Lineal para Ventanas Inclinadas de Acceso	141
Tabla 53 Precio Unitario por Metro Lineal de Chimeneas Inclinadas	142
Tabla 54 Precio Unitario por Tonelada de Rotura de Mineral	143
Tabla 55 Costo de Preparación de Labores por el Método de la Nueva Variante.....	145
Tabla 56 Costo de Minado del Método de la Nueva Variante.....	145
Tabla 57 Precio Unitario por Metro Lineal de Chimenea Vertical	146
Tabla 58 Precio Unitario por Metro Lineal de Subnivel	147
Tabla 59 Precio Unitario por Metro Lineal de Box Hole.....	148
Tabla 60 Precio Unitario por Tonelada de Rotura de Estéril.....	149
Tabla 61 Precio Unitario por Tonelada de Rotura de Mineral	150
Tabla 62 Precio Unitario por Metro Lineal de Habilitación de Chimeneas	151
Tabla 63 Costo de Preparación de Labores por el Método de Corte y Relleno Ascendente	153
Tabla 64 Costo de Minado del Método Corte y Relleno Ascendente.....	153
Tabla 65 Cotizaciones del Precio del Mineral	154
Tabla 66 Leyes del Concentrado de Pb-Ag-Cu.....	154
Tabla 67 Leyes del Concentrado de Zn	155
Tabla 68 Activos Fijos Tangibles.....	156
Tabla 69 Activos Fijos Intangibles.....	157
Tabla 70 Capital de Trabajo.....	157
Tabla 71 Costos de Operación y Producción.....	157
Tabla 72 Calculo de la Depreciación y Amortización de Activos.....	158

Tabla 73 Calculo de la Amortización de la deuda	158
Tabla 74 Flujo de Caja de Fondos	159
Tabla 75 Cálculo del Payback Descontado.....	159
Tabla 76 Resultado de los principales sistemas de discontinuidades	162
Tabla 77 Resultado de las Propiedades Físicas de la Roca Intacta.....	163
Tabla 78 Resultado de la Clasificación Geomecánica	163
Tabla 79 Resultados del Número Estabilidad de las superficies Criticas	164
Tabla 80 Resultado del Dimensionamiento Máximo	164
Tabla 81 Resultado del Análisis de Estabilidad.....	165
Tabla 82 Resultado del Costo Total de Minado por Método.....	166
Tabla 83 Resultado de Indicadores Financieros	166

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Vista del tajo de la Veta Pilar aplicando el Método de la Nueva Variante.....	17
Figura 2 Diseño 2D Actual del Método de la Nueva Variante del método Open Stope	18
Figura 3 Diseño 3D del método – Etapa 01 del proceso de minado del Block.....	18
Figura 4 Diseño 3D del método - Etapa 02 del proceso de minado del Block.....	19
Figura 5 Diseño 3D del método - Etapa 03 del proceso de minado del Block.....	19
Figura 6 Diseño 3D del método - Etapa 04 del proceso de minado del Block.....	20
Figura 7 Diseño 3D del método - Etapa 05 del proceso de minado del Block.....	20
Figura 8 Diseño 3D del método - Etapa 06 del proceso de minado del Block.....	21
Figura 9 Diseño 3D del método - Etapa 07 del proceso de minado del Block.....	21
Figura 10 Diseño 3D del método - Etapa 08 del proceso de minado del Block.....	22
Figura 11 Diseño 3D del método - Etapa 09 del proceso de minado del Block.....	22
Figura 13 Desarrollo de la Galería Principal del Nv-4060	23
Figura 14 Cámara de Extracción 01-S en la Galería Principal del Nv-4060.....	24
Figura 15 Ventanas Inclinadas: 01-S y 02-N.....	25
Figura 16 Chimeneas Inclinadas sobre mineral del tajo de la Veta Pilar.....	26
Figura 17 Tajo de la Veta Pilar.....	27
Figura 18 Operaciones Unitarias de la Nueva Variante	29
Figura 19 Diseño del Método Gophering	36
Figura 20 <i>Diseño del Método Breast Stopping</i>	38
Figura 21 Diseño del Método Open Underhand Stope	39
Figura 22 Diseño del Método Open Overhand Stope	40
Figura 23 Cartilla de la clasificación GSI-Geological Streng Index	46
Figura 24 Grafica del Factor A.....	48
Figura 25 Gráfica del Factor B	49

Figura 26 Gráfica del Factor C	49
Figura 27 Gráfico del Radio Hidráulico	50
Figura 28 Gráfico de Estabilidad de Mathew - Potvin(1988) & Nikson(1992).....	51
Figura 29 Diagrama estereográfico del compuesto dispersión de polos	64
Figura 30 Diagrama estereográfico de concentración de polos	65
Figura 31 Diagrama estereográfico de contornos y círculos máximos de discontinuidades	66
Figura 32 Diagrama de orientación de discontinuidades	67
Figura 33 Distribución del Espaciamiento de las discontinuidades	68
Figura 34 Distribución de la Persistencia de las discontinuidades	69
Figura 35 Distribución de la condición de Apertura en discontinuidades.....	69
Figura 36 Distribución de la condición de Rugosidad en las discontinuidades.....	70
Figura 37 Distribución de la condición de Relleno en las discontinuidades	71
Figura 38 Distribución de la condición de Meteorización de las discontinuidades	71
Figura 39 Distribución de la condición de Presencia de Agua en discontinuidades	72
Figura 40 Distribución del valor de la Resistencia a la Compresión en campo	74
Figura 41 Histograma de frecuencias de valores RQD en los Niveles 4060 y 4115.....	76
Figura 42 Histograma de frecuencia del RMR en los Niveles 4060 y 4115.....	77
Figura 43 Histograma de frecuencias Q-System en los Niveles 4060 y 4115	78
Figura 44 Histograma de frecuencias GSI en los Niveles 4060 y 4115.....	79
Figura 45 Resultado de la Clasificación GSI.....	80
Figura 46 Tiempo de Exposición o Autosostenimiento del tajo	81
Figura 47 Resultado del análisis de la muestra M1-CT-RockData	83
Figura 48 Resultado del análisis de la muestra M2-EM-RockData	84
Figura 49 Ratio del esfuerzo horizontal y vertical	86
Figura 50 Parámetros geométricos del diseño del caserón	88

Figura 51 Estimación de la relación del esfuerzo inducidos para el Crown.....	90
Figura 52 Cálculo del Factor A del Crown.....	91
Figura 53 Determinación del ángulo verdadero entre la discontinuidad principal y la superficie del Crown.....	91
Figura 54 Cálculo del Factor B del Crown	92
Figura 55 Cálculo del Factor C del Crown	93
Figura 56 Estimación de la relación de esfuerzos inducidos para el Hangingwall.....	94
Figura 57 Cálculo del Factor A del Hangingwall.....	95
Figura 58 Cálculo del ángulo verdadero entre la discontinuidad principal y la superficie de la excavación	96
Figura 59 Cálculo del Factor B	97
Figura 60 Cálculo del Factor C	97
Figura 61 Gráfico de Estabilidad Mathew-Potvin (1988) & Nikson (1992),.....	99
Figura 62 Geometría y condiciones de contorno	102
Figura 63 Distribución del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) en la Etapa 1	103
Figura 64 Distribución del Esfuerzo Principal Menor (σ_3) en la Etapa 1.....	104
Figura 65 Desplazamientos Totales del Macizo Rocoso en la Etapa 1	105
Figura 66 Factor de Seguridad en la Etapa 1	106
Figura 67 Distribución del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) en la Etapa 2	107
Figura 68 Distribución del Esfuerzos Principal Menor (σ_3) en Etapa 2	108
Figura 69 Desplazamientos Totales del macizo rocoso en la Etapa 2.....	109
Figura 70 Factor de Seguridad en la Etapa 2	110
Figura 71 Distribución del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) en la Etapa 3, con Pilar Intermedio	111
Figura 72 Distribución del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) en la Etapa 3, sin Pilar Intermedio	113
Figura 73 Distribución del Esfuerzo Principal Menor (σ_3) en la Etapa 3	114

Figura 74 Desplazamiento Total del macizo rocoso en la Etapa 3	116
Figura 75 Factor de Seguridad en la Etapa 3 – Diseño Final del Tajo.....	118

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

La explotación minera subterránea representa uno de los mayores desafíos técnicos y económicos a nivel mundial en la ingeniería minera, especialmente dentro del segmento de la pequeña minería (Herrera, 2022). Países con vasta tradición minera como Canadá, Australia y México enfrentan la disyuntiva de maximizar la explotación de mineral a bajo costo manteniendo a la vez la seguridad operativa y la integridad del macizo rocoso (Olivera, 2023; Minería Minerales y Desarrollo Sustentable [MMSD], 2002)

Esta problemática se replica en el Perú, donde la pequeña minería subterránea enfrenta los mismos desafíos análogos, debido a las condiciones complejas de sus yacimientos (Sector Minero, 2024; Chaparro, 2020). Estas condiciones conducen a la adopción empírica de métodos de minado, adaptados a las particularidades de sus depósitos, sin contar muchas veces con estudios técnicos previos que validen su eficiencia, seguridad o rentabilidad (Bravo, 2018).

En la Mina Tambo de Viso, la Veta Pilar, un yacimiento de vetas de alta sulfuración de tipo epitermal se explota mediante un nuevo método denominado “Nueva Variante”. Esta variante desarrollada empíricamente por el personal de la mina comparte una de las características principales de los métodos Open Stope al dejar tajos vacíos aprovechando la competencia del macizo rocoso. Esta variante se caracteriza por realizar un minado descendente mediante labores inclinadas a 45°, dejando tajos vacíos con pilares ocasionales como único soporte. Sin embargo, esta variante no ha sido sometida a una evaluación técnica y económica integral.

Estudios previos, han realizado el análisis de otras variantes como el Open Overhand Stope, reportando reducciones significativas en sus costos de minado acompañado de un incremento sustancial en la producción (Bravo, 2018). No obstante, esta variante no se adapta completamente a las características geológicas y operativas de la Veta Pilar, lo que restringe su aplicabilidad en este contexto. En este sentido, investigaciones como las de Chambi (2013) y Gil & Ramírez (2021) resaltan la importancia de evaluar nuevas variantes de métodos adaptados a las particularidades de la mina que permitan optimizar la rentabilidad de un método; así mismo Sosa (2018) y Curo (2019) destacan que una evaluación geomecánica adecuada puede aumentar la productividad y seguridad en el método.

Por ello, la presente investigación pretende evaluar la factibilidad técnica y económica de la denominada “Nueva Variante” del método Open Stope adaptada específicamente a las condiciones particulares de la Veta Pilar en la mina Tambo de Viso.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Es técnica y económicamente factible la Nueva Variante del método Open Stope aplicada en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024?

1.2.2. Problema específico

1. ¿De qué manera la evaluación geomecánica influye en la determinación de las dimensiones máximas estables del diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024?
2. ¿De qué manera influye el Análisis de Estabilidad Numérico en el diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope, aplicado en la Veta Pilar de la mina Tambo de Viso, 2024?
3. ¿En qué medida mejora el costo de minado generado por la aplicación de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024?
4. ¿En qué medida la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024, resulta ser financieramente rentable?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Evaluar técnica y económicamente la factibilidad de la Nueva Variante del método Open Stope, aplicado en la Veta Pilar de la mina Tambo de Viso, 2024.

1.3.2. Objetivo específico

1. Determinar la influencia de la evaluación geomecánica para establecer las dimensiones máximas técnicamente estables del diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar de la mina Tambo de Viso, 2024.
2. Determinar la influencia del Análisis de estabilidad Numérico en el diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.
3. Determinar las mejoras en el costo de minado generado por la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.
4. Determinar la rentabilidad financiera generada por la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de Mina Tambo de Viso, 2024.

1.4. Justificación de la investigación

1.4.1. Justificación teórica

La justificación teórica del presente estudio, conforme a los fundamentos del método científico, se sustenta en la capacidad de la investigación para generar nuevo conocimiento y responder a interrogantes que trascienden la aplicación práctica inmediata (Hernández et al., 2014). En este sentido, la investigación aborda una brecha crítica en el conocimiento sobre la aplicación, desarrollo y análisis de innovaciones metodológicas de carácter empírico, específicamente en la formulación de nuevas variantes del método Open Stope. De esta manera se busca aportar evidencia científica que permita evaluar la estabilidad, seguridad y rentabilidad de la variante propuesta, contribuyendo al fortalecimiento del marco teórico existente sobre este tipo de métodos.

1.4.2. Justificación práctica

La justificación práctica se establece al determinar los beneficios tangibles e inmediatos que la investigación aportará a la pequeña industria minera. Según Hernández-Sampieri et al. (2014), una investigación posee justificación práctica cuando su desarrollo ayuda a resolver un problema real o propone estrategias que contribuyen a su solución, vinculando de esta manera el ámbito laboral y la investigación académica.

Por lo que este proyecto de investigación posee una justificación práctica directa e inmediata para la Mina Tambo de Viso, pues permitirá evaluar la factibilidad técnica y económica de la Nueva Variante del método Open Stope desarrollada en la Veta Pilar. Finalmente, si la variante demuestra ser factible y se formaliza a través de los resultados de este estudio, se establecerá un modelo de referencia y su replicabilidad en otras minas que posean igual o mejores condiciones que la mina presente, contribuyendo a la optimización de la industria minera nacional, especialmente en la pequeña minería.

1.4.3. Justificación metodológica

La justificación metodológica se fundamenta en la capacidad de la investigación para proponer un método, técnica o estrategia nueva o especialmente rigurosa para generar conocimiento válido y confiable (Bernal, 2010). En ese sentido, la presente investigación fundamenta su metodología en su enfoque sistemático e integrado, lo cual constituye el principal valor metodológico del estudio.

Por lo que el desarrollo de la tesis asegura la precisión y coherencia de la evaluación del método en estudio al conjugar dos ámbitos de análisis cruciales: el ámbito técnico mediante evaluaciones geomecánicas y de estabilidad y el ámbito económico a través del cálculo de los costos de minado y la rentabilidad. De esta manera el estudio establece un procedimiento robusto y replicable para evaluar la factibilidad integral de posibles nuevos métodos de explotación.

1.4.4. Importancia de la investigación

Su importancia radica en fortalecer la competitividad y asegurar la continuidad de la pequeña industria minera, además de servir como referencia para futuras investigaciones semejantes en la evaluación e implementación de nuevas variantes de métodos de minado.

1.4.5. Alcances y limitaciones de la investigación

El alcance de esta investigación se delimita específicamente en los siguientes aspectos según Ruiz (2007):

- **Alcance Geográfico:** El estudio se circunscribe exclusivamente a la Veta Pilar, nivel entre los niveles 4060 y 4115, de la Mina Tambo de Viso. Los resultados y conclusiones son directamente aplicables a este contexto geológico y operativo particular.
- **Alcance Técnico:** La investigación se centra en la caracterización y evaluación geomecánica, el modelamiento numérico de la estabilidad y la comparación de costos de minado del método y la rentabilidad económica del método empleado. Quedan fuera del alcance el diseño detallado de la infraestructura auxiliar (ventilación, drenaje), el estudio de impacto ambiental y los aspectos legales o permisos.
- **Alcance Temporal:** Los datos de campo y costos corresponden a un corte temporal específico, año 2024. La proyección económica y la validez de las conclusiones están sujetas a la condición establecida del macizo rocoso y a los costos vigentes en ese periodo.

1.5. Hipótesis de la investigación

1.5.1. Hipótesis general

Es técnica y económicamente factible la Nueva Variante del método Open Stope aplicada en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.

1.5.2. Hipótesis específicas

1. La evaluación geomecánica influye significativamente en la determinación de las dimensiones máximas estables del diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.
2. El análisis de estabilidad influye significativamente en el diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.
3. La aplicación de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024, genera una mejora significativa en la reducción del costos de minado.

4. La Nueva Variante del método Open Stope aplicada en Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024, genera una significativa rentabilidad financiera.

1.6. Identificación de variables

1.6.1. Variable Independiente

Nueva Variante del Método Open Stope

Dimensiones

- Diseño de la Nueva Variante

Indicadores: Geometría

1.6.2. Variable Dependiente

Factibilidad Técnica – Económica

Dimensiones

- Evaluación Geomecánica

Indicadores: RMR, Q-System, GSI, Numero de Estabilidad (N'), Radio Hidráulico (HR).

- Análisis de Estabilidad Numérico

Indicadores: Esfuerzos Principales (σ_1 y σ_3), Desplazamientos totales, Factor de Seguridad (FS).

- Costos de Minado

Indicadores: Costo Horario, Precios Unitarios.

- Rentabilidad Financiera

Indicadores: VAN, TIR, Payback, B/C.

1.7. Operacionalización de variables

Tabla 1

Operacionalización de variables

Variable	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Indicador	
Independiente	Nueva Variante del Método Open Stope	Metodología de explotación subterránea actualmente implementada, cuyos parámetros geométricos y secuencia operativa están sujetos a un análisis técnico económico riguroso para la validación de su estabilidad rentabilidad (Hartman & Mutmansky, 2002)	Procedimiento para definir y aplicar la Nueva Variante mediante la especificación de parámetros geométricos y geomecánicos del macizo rocoso que sirven de base para el análisis de estabilidad optimización y evaluación económica.	Diseño del Método	Dimensiones (m) Producción (Tn)
				Evaluación Geomecánica	RMR Q-System GSI
Dependiente	Factibilidad Técnica - Económica	Capacidad del método para ser implementado con éxito desde una perspectiva técnica dependiendo de su factibilidad y solvencia económica, las cuales se evidencian a través de indicadores clave, como la rentabilidad financiera" (Hartman & Mutmansky, 2002; Nicholas, 1992).	Evaluación realizada mediante cuatro pasos de análisis: 1) Dimensionamiento máximo estable basado en criterios geomecánicos. 2) Determinación del factor de seguridad del diseño actual mediante el modelamiento numérico. 3) Comparación de costos unitarios del método actual frente al método anterior. 4) Cálculo de la rentabilidad financiera bajo las condiciones de mercado, precio de metales y financiamiento.	Análisis de Estabilidad	Numero de estabilidad Radio Hidráulico Esfuerzos principales Factor de seguridad
				Costos de Minado	Costo horario Costos unitarios
				Rentabilidad Financiera	VAN TIR PAYBACK B/C

Fuente: Elaboración Propia.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Generalidades

2.1.1. Ubicación

La Mina Tambo de Viso ubica en el Paraje de Mayo aproximadamente a 99.5 km. al Noreste de la ciudad de Lima en los terrenos de la comunidad campesina de Viso, ubicado en el distrito de San Mateo, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. Con una extensión aproximada de 3.5 km², encontrándose dentro del flanco occidental de la cordillera Central de los Andes, a una altitud que varía entre los 4000 y 4350 *m.s.n.m.* entre las Quebradas Mayo y Chamanjuno como se muestra en el Anexo 1.

Tabla 2

Coordenadas de ubicación de la mina

Dato	Norte	Este	Elevación (m.s.n.m.)
Campamento-oficina	8688936.7	358554.2	4020
Boca Mina - Nv 4060	8688775.2	358548.3	4060

Fuente: Elaboración Propia.

2.1.2. Acceso

El acceso a la Mina Tambo de Viso se realiza exclusivamente por vía terrestre, desde la ciudad de Lima por medio la Carretera Central (Lima- La Orolla) hasta el kilómetro 81.5, donde se conecta con una vía vecinal de trocha carrozable de 21 km de longitud. Esta constituye la única ruta de acceso a la zona en estudio como se aprecia en el plano del Anexo 1.

Tabla 3*Descripción de las vías de acceso a la mina*

Tramo	Distancia Km.	Tipo de Vía	Tiempo
Lima-Matucana	76	Carretera	2.0 Horas
Matucana- Desvió (Km 81.5)	4	Carretera	0.25 Horas
Km 82 - Mina	21	Trocha Carrozable	1.25 Horas

Fuente: Elaboración Propia.

2.1.3. Clima

El clima de la zona donde se ubica la Mina Tambo de Viso corresponde según pulgar Vidal (1996) a la región natural comprendida como puna que va desde los 4000 a 4800 *m.s.n.m.* esta zona presenta un clima frígido donde las temperaturas oscilan entre 4°C y 20°C, con marcadas variaciones diurnas (Servicio Nacional de Meteorología e Hidrología del Perú [SENAMHI], 2020). Las precipitaciones escasas de abril a octubre se intensifican de noviembre a marzo ocasionalmente con nieve en altitudes superiores. La baja humedad y fuertes vientos incrementan el riesgo de deslizamientos durante la temporada lluviosa (SENAMHI, 2020).

2.1.4. Relieve

El área de estudio presenta un relieve abrupto típico de la Cordillera Central de los Andes, situado entre las quebradas de “Mayo” y “Chamanjuno” como se aprecia en el Anexo 2; el terreno exhibe pendientes moderadas y muy pronunciadas, cumbres elevadas y valles estrechos con formaciones volcánicas, depósitos glaciares y cuaternarios (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico [INGEMMET], 2019).

La altitud centrada de la mina en 4020 *m.s.n.m.* y la cercanía al paso de Tíclio acentúan la rugosidad topográfica. Esas características propias de un sistema orogénico andino y efectos de plegamientos geológicos generan laderas inestables propensas a la erosión y los deslizamientos (Instituto Geofísico del Perú [IGP], 2018).

2.1.5. Geología

2.1.5.1. Geología Regional

En el área de Matucana, San Mateo y San Damián, la composición geológica regional está dominada por unidades de origen sedimentario, volcánico y volcánico-sedimentario conforme se aprecia en el Anexo 4. La secuencia estratigráfica inicia con una unidad sedimentaria indiferenciada del periodo Cretácico, seguida por el

Grupo Rímac de la era del paleógeno y el volcánico Pacococha del neógeno. Estos estratos culminan con depósitos cuaternarios que incluyen formaciones glaciares, fluvio-glaciares y aluviales distribuidas a lo largo de los valles y quebradas de la región (INGEMMET, 2019; Salazar, 1983). Esta formación ha sido ampliamente documentada por la literatura geológica especializada.

2.1.5.2. Estratigrafía

La estratigrafía de la región conforme se presenta en el Anexo 04, está conformada por las siguientes unidades:

Formación Chúlec

Esta unidad estratigráfica está conformada principalmente por bancos tabulares de calizas grises con capas medianas que se intercalan con niveles de capas delgadas de 5 a 30 cm., y con capas gruesas ocasionalmente se intercalan calizas margosas y margas color pardo grisáceo. Encontrándose amoites y lamelibranquios (*Ostra* y *Liopistha*). El grosor estimado de 200m (Salazar, 1983).

Formación Pariatambo

Esta formación consiste en calizas grises y calizas margas bituminosas de color negruzco e intercalan calizas oscuras en capas delgadas con tendencia a desprendimientos en forma de lascas, presente sobre la formación Chulec y con un grosor estimado de 80m (Salazar, 1983).

Formación Jumasha

La Formación Jumasha consiste en calizas grises y gris amarillentas, estratificadas en capas medianas y gruesas, mapeadas el NO de Matucana en núcleos de anticlinales fallados siendo más expuestas en el sector de Tambo de Viso con una potente secuencia de rocas calcáreas en capas delgadas, medianas y ocasionalmente gruesas de color gris claro y oscuro, alternando subordinadamente con horizontes delgados de margas y lutitas gris amarillentas.

Esta unidad está plegada y fallada en sus límites occidental y oriental y se encuentra en posición concordante sobre la formación Pariatambo; su grosor en esta área puede llegar a los 300 m.

Grupo Rímac

El Grupo Rímac representa una importante secuencia volcánica del paleógeno, esta unidad se compone principalmente de materiales piroclásticos, lavas andesíticas de tipo basálticas y riolíticas de casi 500 metros de altura, también de depósitos volcanoclásticos intercalados que se distribuye a lo largo del valle del río del mismo nombre. Las coladas lávicas de aproximadamente 10 metros de espesor presentan una composición andesítica con textura variable de afanítica a porfídica y tonalidades que varían entre gris y gris violáceo; estas se alternan con potentes capas de depósitos piroclásticos que alcanza los 20 metros de espesor, caracterizados por fragmentos de bloques y cenizas de tono gris blanquecino a gris verdoso. El espesor de esta unidad supera los 1000 m. en el área de estudio (Salazar, 1983).

Formación Bellavista

Esta formación presenta afloramientos en la desembocadura del Río Rímac en los poblados de Chicla y Bellavista de competencia moderada constituida por areniscas volcánicas en estratos de 10 a 20 cm de espesor y niveles de calizas y areniscas volcanoclásticas que localmente muestran deformaciones tipo slump y convoluta; el espesor total de esta formación va de los 50 a 100 y yace en concordancia debajo de la Formación Río Blanco.

Formación Río Blanco

La Formación Río Blanco presenta estratos competentes de brechas, conglomerados y areniscas volcanoclásticas en estratos de 30 a 50 cm de espesor y niveles de lavas andesíticas, posee un espesor total de 250 m. aproximadamente.

Formación Millotingo

También denominado como volcánico Millotingo por Salazar (1983), esta unidad se caracteriza por secuencias de rocas volcánicas entre el Oligoceno y Mioceno que presenta variaciones en función a la distancia al posible centro volcánico; donde en las zonas más próximas es posible encontrar facies de lavas andesíticas y andesitas basálticas, así también como piroclastos y tobas de cenizas asociados a cuerpos intrusivos de composición diorítica y enjambres de diques andesíticos. Por lo general la base y predominio de esta unidad está compuesta por depósitos de lavas y brechas piroclásticas presentes en los alrededores de la antigua mina Millotingo donde se observan gruesas secuencias de lavas grises violáceas y gris oscuras de composición andesítica que alcanzan los 300 m.

Formación Pacococha

Se denomina Formación Pacococha a un conjunto de derrames volcánicos andesíticos y basálticos con algunas intercalaciones de flujos de brecha volcánica y andesítica tobácea; esta litología esta generalmente relacionada a centros volcánicos, debido a la tendencia divergente de los derrames o bien a su posición anormal con respecto al resto de la secuencia de rocas volcánicas. Los afloramientos más resaltantes están al oeste de Pacococha de donde toma el mismo nombre y al este de Colqui y de la Mina Caridad, no se puede precisar la edad de esta formación, pero por constituir la secuencia volcánica terciaria y estar intruida por algunos cuerpos hipabisales jóvenes, que la han mineralizado, es posible que su edad pueda estar entre el Mio-Plioceno.

Depósitos Cuaternarios

Dentro de este grupo de encuentran:

- a. **Depósitos Glaciares:** Comprende depósitos morrénicos antiguos a recientes que se encuentran en la cabeceras de los valles glaciares o bien cubriendo el fondo hasta una altitud de 3,800 *m.s.n.m.*
- b. **Depósitos Fluvioglaciares:** Conformado por material arrastrado por lo ríos de las vertientes de la zona andina en estudio guardando una relación con el proceso erosivo activo lo que da como consecuencia la formación de terrazas de material aluvional en los márgenes de los ríos.
- c. **Depósitos Aluviales:** Formados por gravas y arenas de cantos rodados que se encuentran en los cursos medio e inferior de los ríos que bajan hacia la costa, formando terrazas en las márgenes de los lechos.
- d. **Depósitos Coluviales:** Conformados por material de escombros de gravas y bloques sub-angulosos con matriz arenosa y limosa correspondiente a pequeños fenómenos geodinámicos producidos en las laderas de algunos valles por desprendimientos.

2.1.5.3. Geología Local

La geología local del área en estudio como se muestra en el Anexo 05, está definida por las formaciones del Grupo Rímac y Pacococha, que muestran una transición representativa de ambos grupos.

Por la zona Oeste, se presentan algunos depósitos de conglomerados de clastos de tipo volcánico y algunas brechas piroclásticas, estas rocas se asocian a la presencia de lavas andesíticas de tonos grises a gris violáceos que presentan oxidación debido a afloramiento de vetas mineralizadas de la zona, juntamente con tobas volcánicas de granulometría afanítica de tonos verdoso y violáceo.

Por otro lado, en la zona este se observan afloramientos de lavas y rocas subvolcánicas andesíticas y basálticas de color purpura y gris oscuro acompañadas de una secuencia de tobas y cenizas que están asociadas a cuerpos intrusivos y diques andesíticos pertenecientes a la Formación Pacococha.

2.1.5.4. Geología Estructural

Los esfuerzos de compresión cortical en la zona provocaron un notable fracturamiento a nivel distrital permitiendo el emplazamiento de la mineralización polimetálica. se han identificado un conjunto de fallas locales y estructuras mineralizadas que controlan parte del área de estudio. Las principales fallas se enmarcan entre las quebradas Mayo de rumbo N60°O y la quebrada Qimacocha de N10°E, así mismo las principales vetas reconocidas del sistema pertenecen al dominio estructural de la zona de rumbo promedio N22°E..

2.1.5.5. Geología Económica

Tipo de yacimiento

La mina Tambo de Viso es un yacimiento polimetálico de baja sulfuración conformado por un sistema de vetas angostas de sulfuro masivas de relleno hidrotermal en fracturas tensionales y de cizalla que atraviesan los volcánicos andesíticos del Grupo Rímac.

Genesis

El origen del yacimiento en la Mina Tambo de Viso se inició a partir de fluidos hidrotermales de baja a mediana sulfuración ricos en minerales de plata, plomo, cobre y zinc provenientes de aguas ascendentes de derivación magmática profunda, estos fluidos se precipitaros a través de fracturas y zonas de debilidad en rocas volcánicas y subvolcánicas preexistentes de tipo andesita y andesita basáltica en un ambiente de tipo mesotermal a epitermal de poca profundidad y moderada temperatura.

Mineralización

La mineralización está conformada por esfalerita, galena argentífera, calcopirita, pirita y cuarzo principalmente como los minerales más importantes. Se ha podido identificar tres etapas de mineralización donde la Etapa I, consiste en Cuarzo-pirita con escasa presencia de sulfuros; Etapa II, con mayor presencia de sulfuros como esfalerita, galena argentífera, algo de calcopirita, pirita y cuarzo y una Etapa III con poca presencia de esfalerita y calcopirita y en mayor medida pirita y cuarzo.

Alteraciones

Las alteraciones presentes en la roca volcánica de caja mayormente andesitas y andesitas basálticas es del tipo argílica (cuarzo-sericita) que son completamente estériles y se extiende hasta 1.5 metros desde el centro de la veta luego más externamente se encuentran esporádicamente algunas alteraciones propilíticas notorias (epidota-clorita-pirita) hasta llegar a zonas sin alterar.

Zonamiento

El zonamiento o secuencia posicional en el espacio de la mineralización presenta una característica de tipo vertical, ya que varía al pasar de una zona de oxidación a otra de enriquecimiento en sulfuros primarios con minerales de plata plomo cobre y zinc, donde a medida que profundiza los valores de plata y cobre disminuyen mientras que lo de plomo, zinc y cobre aumentan.

Controles de Mineralización

El principal control de la mineralización es el estructural, las estructuras de rumbo NE con sus ramales son las estructuras de mejor mineralización, en algunos cambios de rumbo y buzamiento algunas estructuras presentan angostamientos y separación disminuyendo la ley y la potencia.

Otro control de importancia a sido el litológico donde las rocas volcánicas de tipo andesita y andesita basáltica han sido más favorable al fracturamiento para la deposición de los fluidos hidrotermales.

Estructuras Mineralizadas

Las principales estructuras de la mina Tambo de Viso se aprecian en el Anexo 06 y están conformadas por:

- a. Veta Pilar:** Veta en estudio, cuenta con 278 metros de longitud reconocidas, presentando ensanchamientos locales de 2.00 metros, teniendo como

potencia promedio 1.25 metros. Está compuesta por Esfalerita, galena argentífera, calcopirita, pirita y cuarzo; tiene una orientación N-E y buzamiento promedio de 80°

- b. **Veta Fortuna:** Veta reconocida en una longitud de 110 metros presentando ensanchamientos locales de hasta 1.5 m. compuesta de esfalerita, galena argentífera, calcopirita y zinc con rumbo N-E y buzamiento promedio de 72°.
- c. **Veta Esperada:** Veta reconocida con longitud de 110 metros, tienen una potencia promedio de 1.00 metros, presentando mejores leyes de galena, cobre y zinc, de orientación N-E y buzamiento promedio 70°.

2.1.5.6.Reservas minerales

La Mina Tambo de Viso posee un resumen de reservas cubicadas hasta el 31 de diciembre del 2024 conforme se detalla a continuación:

Tabla 4

Resumen de reservas de la Veta Pilar

Categoría	Certeza	TMS	Pot.(m)	Leyes			
				OzAg	%Cu	%Pb	%Zn
Probado-Medido	Accesible	24,867	1.25	6.78	1.09	8.84	5.7
	Event-Acces	14,776		6.85	1.08	8.8	5.72
Probable-Indicado	Event-Acces	39,761		6.55	1.12	9.1	6.19
Total y Promedios		79,404		6.7	1.1	8.9	5.9

Nota: Registros de cubicación de reservas de la mina. Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 5

Resumen de reservas de la Veta Fortuna

Categoría	Certeza	T.M.S	Pot.(m)	Leyes			
				OzAg	%Cu	%Pb	%Zn
Probado-Medido	Accesible	15,358	0.96	9.96	0.54	12.1	8.3
	Event-Acces	23,327		9.54	0.57	10.11	8.2
Probable-Indicado	Event-Acces	86,005		9.27	0.45	12.5	8.5
Total y Promedios		104,690		9.6	0.5	11.6	8.3

Nota: Registros de cubicación de reservas de la mina. Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 6*Resumen de reservas de la Veta Esperada*

Categoría	Certeza	TMS	Pot.(m)	Leyes			
				OzAg	%Cu	%Pb	%Zn
Probado-Medido	Accesible	8,685		4.29	0.48	7.85	6.27
	Event-Acces	13,127	0.71	4.6	0.63	6.74	5.14
Probable-Indicado	Event-Acces	50,200		4.45	0.75	7.92	5.5
Total y Promedios		72,012		4.4	0.6	7.5	5.6

Nota: Registros de cubicación de reservas de la mina. Fuente: Elaboración Propia.

2.1.6. Características geométricas del yacimiento

Para la Veta Pilar, Según Llanque, et al., (1999) indicaron que las características de la geometría del yacimiento están determinadas a través de su forma general, potencia, inclinación o buzamiento y profundidad, así como también la distribución de sus leyes de mineral (pp. 33).

Tabla 7*Características geométricas del yacimiento*

Características	Dato
Geometría	: Veta
Forma	: Tabular
Potencia Promedio	: 1.25 m.
Inclinación	: 80°
Profundidad	: 80 m.
Distribución de leyes	: Regular
Roca de caja	: Andesita

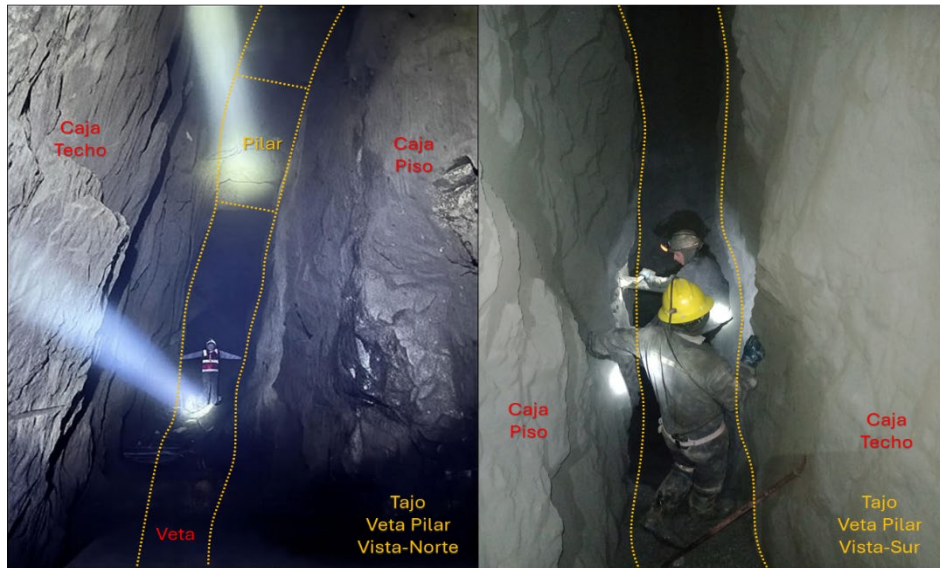
Fuente: Elaboración Propia.

2.1.7. Método de Minado de la Nueva Variante

El método de minado de la Nueva Variante desarrollado en el tajo de la Veta Pilar, consiste en el arranque secuencial de mineral a modo de gradas o bancos inclinados de manera descendente por medio de chimeneas inclinadas a 45°; aprovechando la gravedad para transportar el material fragmentado hacia las cámaras de extracción, esta variante comparte una característica principal de los métodos Open Stope al dejar tajos vacíos con pilares ocasionales y paredes autosostenidas que aprovechan la competencia de la roca huésped de la estructura mineralizada.

Figura 1

Vista del tajo de la Veta Pilar, aplicando el Método de la Nueva Variante



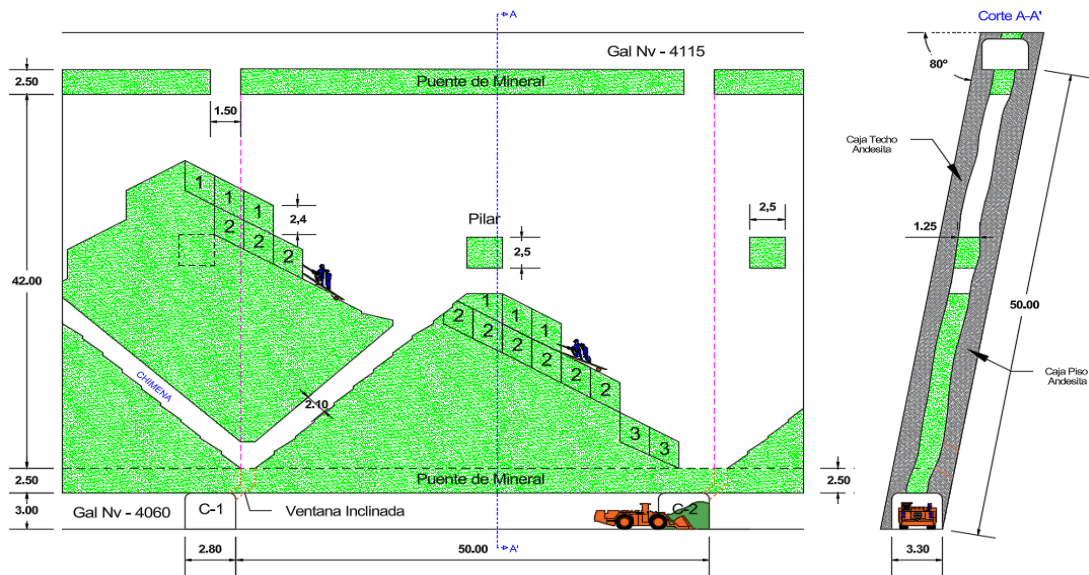
Nota: La imagen izquierda corresponde a la vista Norte del tajo en estudio, caracterizada por un pilar intermedio de 2.5 x 2.5 m. donde la potencia del mineral alcanza 1.45 m. mientras que en la imagen derecha se presenta la vista Sur del tajo sin presencia de pilares y con un ancho de veta de 1.10 m. Fuente: Elaboración Propia.

2.1.8. Diseño actual del Método de la Nueva Variante

El diseño actual del método de la Nueva Variante comprende la descripción sistemática de los procesos operativos requeridos para la extracción del mineral dentro de un Block de mineral; esta configuración se ilustra mediante secciones transversales y longitudinales en 2D, cuyos detalles extendidos se presentan en los Anexos 8, 9.1 y 9.2. así mismo, se incluyen una predefinición tridimensional (3D) que permite visualizar la secuencia temporal y espacial de las labores desde la etapa de preparación hasta la explotación final del Block de mineral, los componentes y secciones geométricas se detallan en las figuras siguientes:

Figura 2

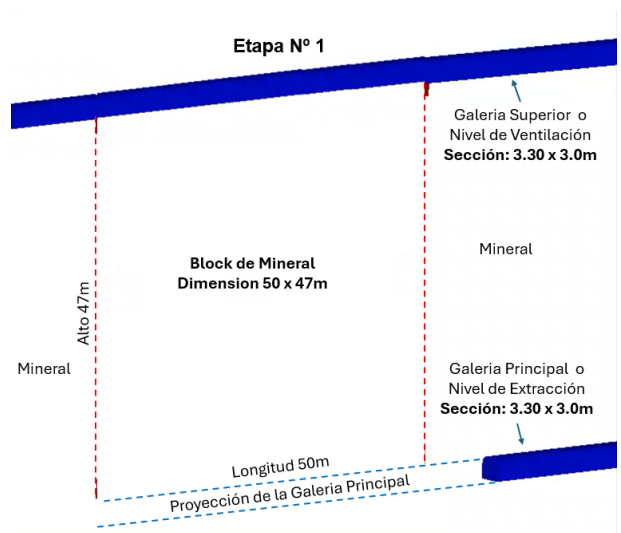
Diseño Actual del Método de la Nueva Variante del método Open Stope - Vista 2D



Nota: La Imagen presentada muestra una vista 2D de corte longitudinal y transversal de método que pertenecen a la sección tomada del tajo de la Veta Pilar en estudio, presentadas en el Anexo 08.

Figura 3

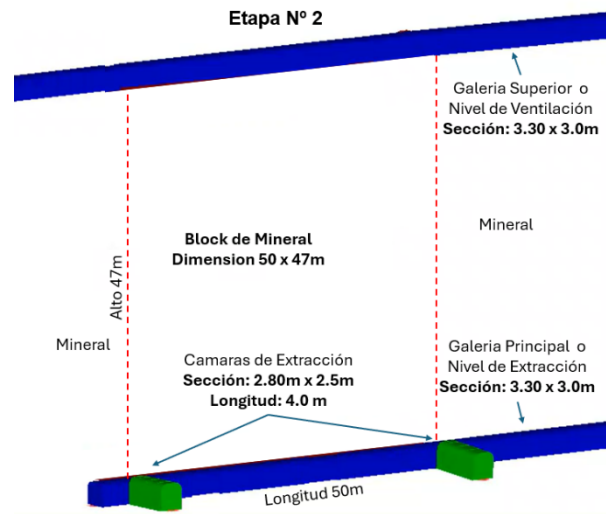
Diseño 3D del método – Etapa 01 del proceso de minado del Block



Nota: En esta etapa se inicia con el desarrollo de la galería principal luego de culminada la explotación del tajo del nivel superior, donde esta galería servirá de nivel de ventilación más adelante para el proceso de preparación del block que será minado, contando con una sección de 3.30m x 3.00m para ambas galerías para un block de 50m de largo x 47m de alto.

Figura 4

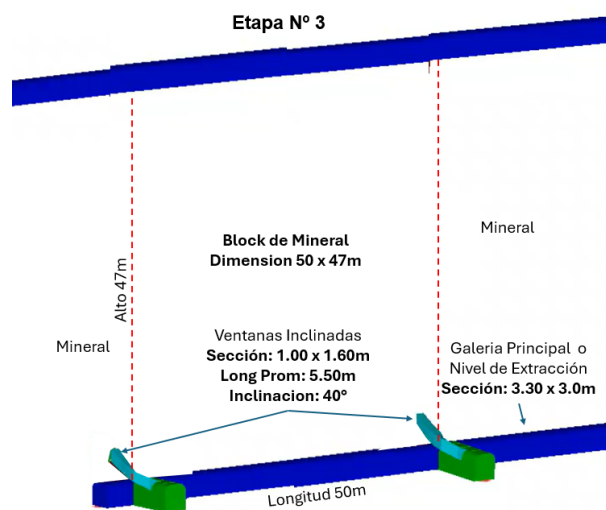
Diseño 3D del método - Etapa 02 del proceso de minado del Block



Nota: En esta segunda etapa se inicia con el desarrollo de las cámaras de extracción sobre la caja piso, cuyas secciones serán de 2.80m x 2.50m y longitud de 4.00m que servirán para la acumulación momentánea del mineral roto después de cada voladura, así como también de punto inicial de acceso al tajos.

Figura 5

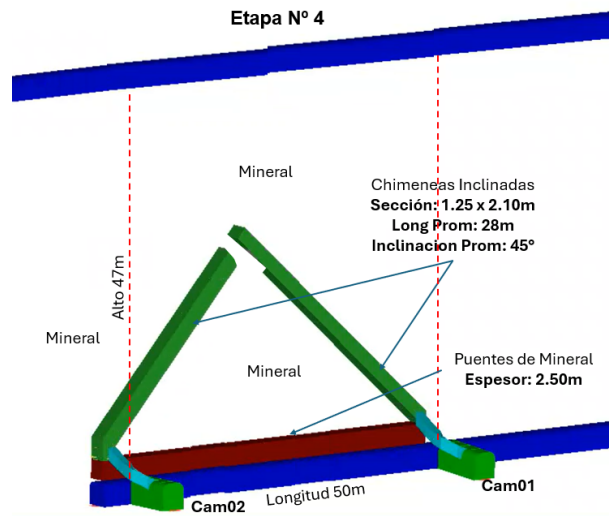
Diseño 3D del método - Etapa 03 del proceso de minado del Block



Nota: Luego de la construcción de las cámaras de extracción, se inicia con la construcción sobre uno de los hastiales de las ventanas inclinadas a 45° de sección 1.00m x 1.60m cuya longitud aproximada es de 5.50m que servirán de entrada de personal como de salida del material volado.

Figura 6

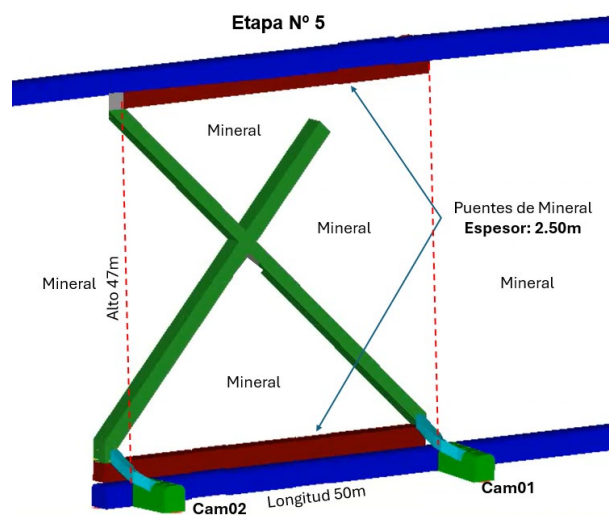
Diseño 3D del método - Etapa 04 del proceso de minado del Block



Nota: Logrado la etapa anterior de la construcción de las ventanas inclinadas se procede a la construcción de las chimeneas inclinadas con perforación realizadas a 45° sobre el mineral con secciones de 1.25m x 2.10m, llegando a tener una longitud aproximada de 30m en la intersección de ambas chimeneas.

Figura 7

Diseño 3D del método - Etapa 05 del proceso de minado del Block

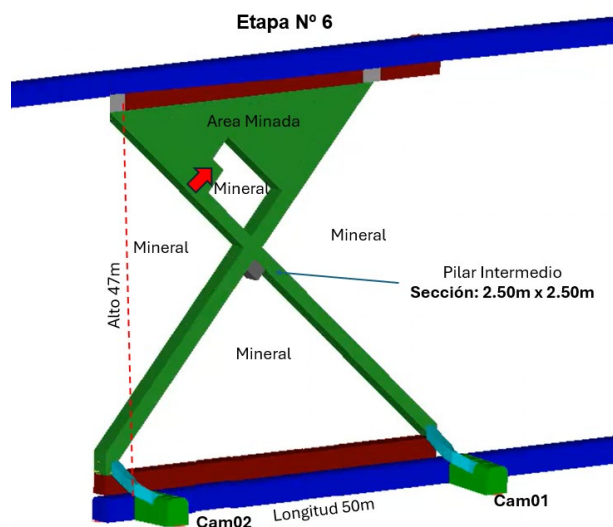


Nota: Luego de la etapa anterior, se procede a continuar con el desarrollo de las chimeneas inclinadas hasta lograr comunicar con el nivel superior o de ventilación dejando un puente de mineral de 2.5 metros de alto, esta comunicación tendrá la

función de evacuar los gases de voladura para iniciar así el proceso de minado del tajo.

Figura 8

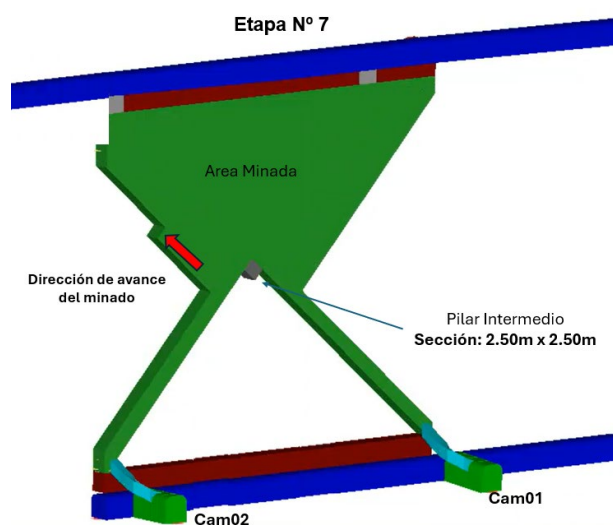
Diseño 3D del método - Etapa 06 del proceso de minado del Block



Nota: Se inicia con el minado del tajo en sentido ascendente conforme indica la flecha roja, utilizando perforadoras tipo Jackleg y barrenos de 6 pies, arrancando el mineral en bloques de 1.25m x 2.10m x 6ft de profundidad, con una inclinación de 45°, que permitirá la caída por gravedad del mineral hacia las cámaras de extracción por medio de las chimeneas y las ventanas inclinadas.

Figura 9

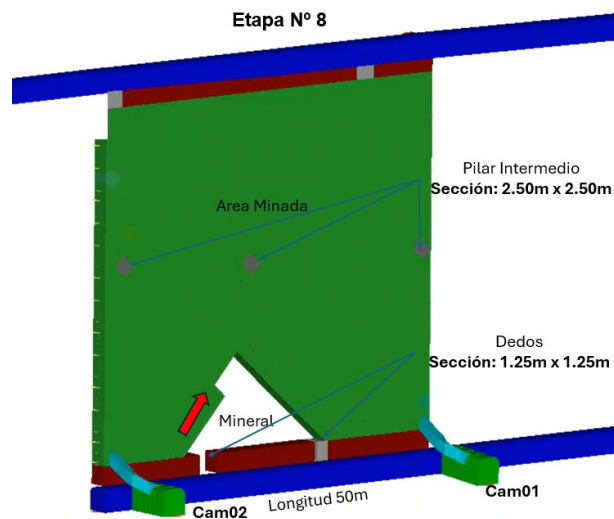
Diseño 3D del método - Etapa 07 del proceso de minado del Block



Nota: Se continua con el minado, luego de haberse extraído la parte central superior dejando pilares intermedios de 2.50m x 2.50m a una altura media del tajo, continuando el sentido del minado de manera ascendente eh inclinada a 45°.

Figura 10

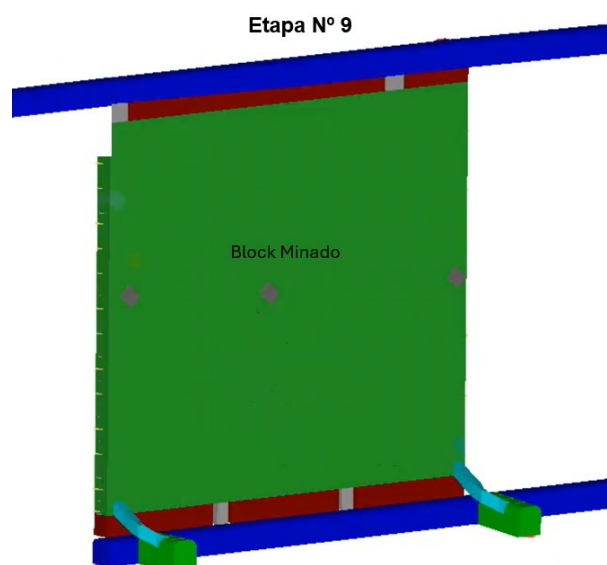
Diseño 3D del método - Etapa 08 del proceso de minado del Block



Nota: Luego de minar el mineral superior y lateral del tajo se procede a realizar el minado de la parte inferior en el mismo sentido ascendente a 45°, donde a cierta distancia de 15 metros de las ventanas se construyen dedos de extracción por donde cae el mineral a las galerías y es recogida por equipos de carguío como scooptram.

Figura 11

Diseño 3D del método - Etapa 09 del proceso de minado del Block



Nota: En la imagen se puede apreciar, la estructura final que deja el proceso de minado de la nueva variante, donde se tienen pilares intermedios, cámaras de extracción, ventanas inclinadas, puentes de mineral que no se recuperan y dedos intermedios realizados en veta para facilitar la caída del mineral roto en partes alejadas de las ventanas inclinadas, concluyendo así la explotación del block.

El proceso de preparación y minado del método presentado se describe a continuación:

2.1.8.1.Desarrollo

El desarrollo inicia por la construcción de una galería principal o nivel de extracción desarrollado sobre mineral, por donde se extrae y transitan personal y equipos. Este nivel está compuesto por cámaras de extracción y refugios ubicados en la caja piso y caja techo respectivamente. y una galería superior o nivel de ventilación separadas igualmente por 50 m. entre galerías que servirá de labor de evacuación de gases una vez comunicadas por medio de chimeneas inclinadas.

Figura 12

Desarrollo de la Galería Principal del Nv-4060



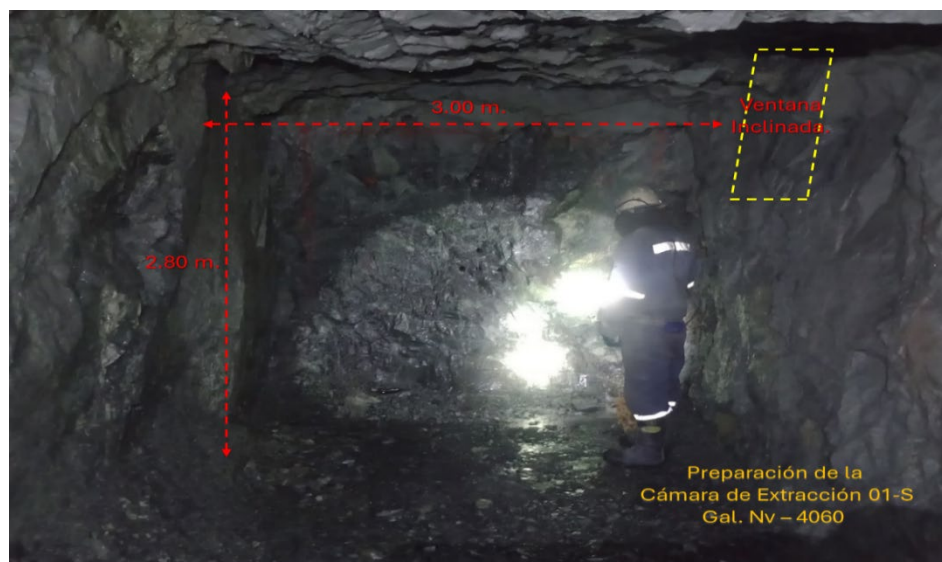
Nota: Imagen tomada en el frente sur de la Galería Principal de la Veta Pilar de sección 3.30 x 3.00 m. en el Nv-4060. Fuente: Elaboración Propia.

Luego se procede con la construcción de las cámaras de extracción, separadas cada 50 m. que será el lugar de caída del material fragmentado

proveniente de los tajos que serán evacuados por las ventanas inclinadas ubicadas en uno lado de los hastiales dentro de la misma cámara de extracción.

Figura 13

Cámara de Extracción 01-S en la Galería Principal del Nv-4060

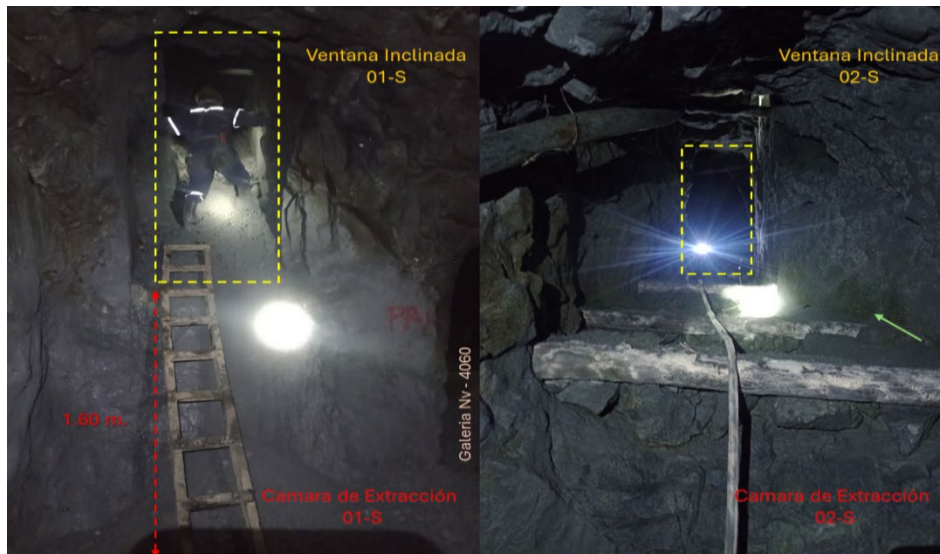


Nota: Imagen tomada de la Cámara de Extracción 01-S de la Veta Pilar en el Nv-4060, donde se muestra las dimensiones de 3.00 x 2.80 m y en la derecha la ubicación donde ira la preparación de la Ventana Inclinada.

Las ventanas inclinadas estarán ubicadas cerca al tope de las cámaras de extracción a una altura de 1.6 m. en sentido perpendicular al hastial con un ángulo de elevación de 45 grados con respecto a la horizontal, eh ira avanzando y girando sutilmente con cada disparo en dirección hacia la veta, hasta cortarla completamente.

Figura 14

Ventanas Inclinadas: 01-S y 02-N



Nota: Imagen tomada de las ventanas inclinadas ubicadas en las cámaras de extracción 01-S y 02-N de la Galería Principal de la Veta Pilar. Fuente: Elaboración Propia.

2.1.8.2.Preparación

La preparación empieza con el desarrollo de chimeneas inclinadas a partir de las ventanas que dan acceso al mineral. Estas chimeneas se desarrollarán sobre el mineral a 45 grados y cambian de sentido cada 30 m de longitud. En este punto se construyen codos que servirán a modo de refugios provisionales o como puntos de almacén para facilitar el traslado de materiales y herramientas dentro del tajo.

Figura 15

Chimeneas Inclinadas sobre mineral del tajo de la Veta Pilar



Nota: La imagen tomada de la izquierda muestra la sección de la Chimenea CH-01S desarrollada sobre mineral con 45° de inclinación y en la imagen de la derecha presenta la sección del Codo Refugio ubicada a 30 metros del primer tramo de cada chimenea. Fuente: Elaboración Propia.

2.1.8.3.Explotación

La explotación o el Minado se lleva a cabo luego de comunicar el tajo con la galería superior, dejando un puente de mineral de 2.5 m. de espesor. En este punto el minado se realiza de manera descendente, perforando taladros inclinados de 4, 5 y 6 ft que irán perfilando con cada voladura el mineral en forma de gradas o bancos de 40 a 45° de inclinación, la fuerza de explosivo y la gravedad juegan un papel importante para evacuar el material fragmentado por las chimeneas hasta las cámaras de extracción.

Figura 16

Tajo de la Veta Pilar



Nota: La imagen mostrada a la izquierda muestra la sección de una grada de mineral dentro del tajo mientras que la imagen de la derecha presenta la zona de perforación por debajo el pilar intermedio de mineral del tajo. Fuente: Elaboración Propia.

2.1.9. Operaciones Unitarias

El ciclo de minado específico del método desarrollado se ejecuta de manera repetitiva en secuencias, garantizando la seguridad y la optimización de la extracción de minera. Este ciclo abarca las siguientes fases:

2.1.9.1. Supervisión

Etapa principal realizada por el supervisor y personal encargado de la tarea que consiste en la verificación in situ de las condiciones del personal (estado físico y permisos de trabajo, lperc) y frente de labor (marcado de la malla de perforación, inclinación y rumbo de la perforación) esta etapa acompaña al personal responsable de la perforación hasta terminar con la etapa de desatado.

2.1.9.2. Regado

Etapa que consiste en lavar con abundante agua el área de trabajo para identificar posibles fallas, tiros cortados, rocas sueltas y eliminar presencia de polvo y gases de voladura.

2.1.9.3.Desatado

Consiste en eliminar cualquier tipo de roca suelta de la voladura anterior dentro del tajo para mantener el área de trabajo lista para la siguiente etapa.

2.1.9.4.Acondicionamiento

Etapa que consiste en la instalación de puntales de seguridad al nivel del piso y techo, instalación de servicios, traslado de la perforadora, accesorios de perforación y otros materiales que serán necesarios para iniciar con la etapa de perforación.

2.1.9.5.Perforación

Consiste en la perforación del mineral de forma inclinada a 45°, usando una perforadora neumática tipo Jackleg con su respectivo juego de barrenos cónicos de 4 y 6 pies.

2.1.9.6.Voladura

Etapa donde se hace el traslado y cargado de los explosivos a los taladros perforados, aquí se usan explosivos encartuchados, mecha lenta, fulminante N°8 y Anfo.

2.1.9.7.Ventilación

La ventilación en el tajo se lleva acabo de dos maneras; la primera que se realiza antes de la comunicación, se hace mediante una tercera línea que insufla aire comprimido para eliminar los gases y polvos presentes en la labor y la segunda se realiza luego de la comunicación donde se elimina la tercera línea y se usan mangas de ventilación que empujan el aire viciado desde la galería principal por las chimeneas hacia el nivel superior de ventilación.

2.1.9.8.Extracción

Consiste en llevar fuera de mina el mineral fragmentado y acumulado en las cámaras de extracción luego de cada guardia o cada dos voladuras con equipos de bajo perfil como Scooptram 2.5yd³.

Figura 17

Operaciones Unitarias de la Nueva Variante



Fuente: Elaboración Propia.

2.1.10. Producción del método de la Nueva Variante

La producción alcanzada con el método de la Nueva Variante en el tajo de la Veta Pilar es de 1500 TMS; estas toneladas son extraídas a un ritmo de producción de 50 toneladas diarias de manera convencional tal como se detalla en la siguiente Tabla 8:

Tabla 8

Producción del Método

Ritmo de Producción	Cantidad	Unid.
Producción Diaria	50	TMS
Producción Mensual	1 500	TMS
Producción Anual	18 000	TMS

Nota: Los reportes de producción resumidos en la tabla muestran la producción obtenida por el método empleado. Fuente: Reportes de producción mensual.

2.2. Antecedentes de la investigación

2.2.1. Antecedentes internacionales

Potvin & Hudyma (2000) en su Artículo “Open Stope Mining in Canada” expuesto en la conferencia de MassMin en Suecia en el año 2000, tuvieron como

objetivo explorar las aplicaciones del método Open Stope en las minas subterráneas canadienses, con un enfoque en la eficiencia operativa y la seguridad de los procesos de extracción. La metodología utilizada fue un enfoque cuantitativo, basado en el análisis de datos obtenidos de diversas minas que aplican el método Open Stope, combinando simulaciones y estudios de caso. Los resultados de este estudio revelaron que la aplicación del Método Open Stope en minas de roca dura puede resultar en una mejora significativa en la eficiencia de la extracción, especialmente cuando se combinan con técnicas que mejoran la estabilidad, como el uso de sostenimiento para reforzar el techo y las paredes del stope. Además, el estudio identificó que el uso adecuado de herramientas de modelado y simulación numérica es crucial para optimizar los diseños de extracción. La conclusión principal fue que el método Open Stope, si se implementa correctamente, puede ofrecer ventajas técnicas, contribuyendo a una operación más segura y eficiente.

Zhang et al. (2021), en su artículo “Geomechanical Assessment of Enhanced Open Stope Variants for Deep Mining Operations”, se propusieron como objetivo evaluar cómo las propiedades geomecánicas influyen en la estabilidad de variantes mejoradas del método Open Stope en minas subterráneas profundas. La metodología aplicada se relaciona con una investigación de tipo aplicada con enfoque mixto y diseño no experimental, analizando ocho yacimientos en Canadá y Australia a profundidades de 500-800 m. donde se realizaron evaluaciones empíricas haciendo uso del método gráfico de estabilidad de Mathews y ensayos triaxiales como instrumentos principales. Los resultados mostraron que ajustar las dimensiones de los rebajes en los tajos y usar relleno y/o sostenimiento parcial redujo el riesgo de colapso en un 40% incrementando la recuperación de mineral en un 12% respecto a diseños tradicionales. Concluyeron que una evaluación geomecánica detallada permite optimizar el método Open Stope, mejorando su estabilidad en explotaciones profundas, lo que sugiere su aplicabilidad en contextos técnicos similares como el propuesto en este estudio.

Rivero (2018), en su tesis “Evaluación Geomecánica de Estrategias de Socavación en Minería Subterránea”, se planteó como objetivo optimizar estrategias de explotación subterránea mediante una evaluación geomecánica comparativa en el proyecto Chuquicamata. La metodología fue una investigación aplicada con enfoque cuantitativo y diseño experimental, tomando como muestras zonas específicas del yacimiento. Empleó ensayos de laboratorio de compresión triaxial y simulaciones con software geotécnico como instrumentos principales. Los resultados

mostraron que un diseño basado en propiedades de la roca incrementó la estabilidad en un 20% y la extracción en un 10% respecto a métodos convencionales sin evaluación previa. La conclusión fue que la caracterización geomecánica es clave para evaluar riesgos de inestabilidad y aumentar la eficiencia del minado aportando un marco técnico relevante para evaluar variantes del Open Stope en minas subterráneas como Tambo de Viso.

Morales (2019), en su tesis "Evaluación técnico-económica del método sublevel stoping y su variante LBH", analizó la viabilidad económica y técnica de la variante Long-Blast Hole (LBH) del método sublevel stoping. La investigación se basó en la recopilación de datos de proyectos mineros que utilizaron ambos métodos, así como en la modelización y simulación de escenarios con softwares especializados. Los resultados mostraron que la variante LBH redujo los costos de perforación y voladura en un 15%, y aumentó la productividad en un 10%, en comparación con el sublevel stoping convencional. Se concluyó que la variante LBH es una alternativa rentable y eficiente para la explotación de yacimientos con características geológicas favorables. Este estudio proporciona información valiosa sobre la optimización de métodos de explotación, lo cual es relevante para la investigación propuesta sobre la nueva variante del método Open Stope aplicada en la Veta Pilar.

2.2.2. Antecedentes nacionales

Bravo (2018), en su tesis "Aplicación del Método Open Overhand Stope en Minería Aurífera Vetiforme como Alternativa para Reducir Costos", tuvo como objetivo proponer una variante del método Open Stope para explotar vetas angostas (<1 m) en minería aurífera, sustituyendo el corte y relleno ascendente. La metodología fue una investigación aplicada con enfoque cuantitativo y diseño experimental, utilizando una muestra de la mina Catalina Huanca en Perú. Los instrumentos incluyen informes de costos y producción mensual. Los resultados indicaron que el método Open Overhand Stope que es una variante del método Open Stope redujo los costos de minado en un 18% y mejoró la recuperación de mineral en un 12% frente al anterior método minado corte y relleno ascendente. Se concluyó que esta variante es más rentable y eficiente en vetas estrechas con paredes de roca competente, ofreciendo una base para explorar adaptaciones similares en variantes del método en estudio en otras minas subterráneas, como la evaluada en este estudio de 2024.

Chambi (2013) en su tesis "Evaluación técnico-económica de los métodos de explotación corte y relleno mecanizado y sublevel Stoping en la Unidad Minera

Pallancata para una óptima selección de minado", se enfocó en comparar los métodos de explotación corte y relleno mecanizado y sublevel Stoping para determinar la opción más rentable en la Unidad Minera Pallancata. La metodología incluyó un análisis detallado de los costos de operación, la recuperación de mineral y la seguridad de cada método. Los resultados mostraron que el método sublevel Stoping generó un Valor Actual Neto (VAN) superior en un 40% en comparación con el método de corte y relleno mecanizado, y una Tasa Interna de Retorno (TIR) un 5% mayor. Se concluyó que el método sublevel Stoping es más rentable y eficiente para las condiciones de la mina Pallancata. Este estudio destaca la importancia de realizar evaluaciones comparativas para seleccionar el método de explotación óptimo, lo cual es relevante para la investigación propuesta sobre la nueva variante del método Open Stope.

Sosa (2018) en su tesis "Evaluación Técnico y Económico para la explotación de la Veta Amarilla – Sociedad Minera Yanapaccha – La Mar", se planteó como objetivo evaluar técnica y económicamente la explotación de la Veta Amarilla en la mina Yanapaccha, ubicada en La Mar, Perú, para determinar su viabilidad y rentabilidad como proyecto minero subterráneo. La metodología empleada fue una investigación aplicada con enfoque cuantitativo y diseño descriptivo-correlacional, analizando una muestra de reservas probadas y probables en el nivel 3750-3900. Los instrumentos incluyen análisis geomecánico, cubicación de reservas y proyecciones económicas con indicadores como VAN y TIR. Los resultados mostraron que, a un precio de oro de 1,200 USD/oz troy/Au, el proyecto alcanzó un VAN de 1,563,770 USD y una TIR de 74%, con una recuperación de la inversión en 1.7 años y un beneficio/costo de 1.11, mejorando la vida útil de la mina en un 75% (6 años adicionales). Se concluyó que la explotación de la Veta Amarilla es viable técnica y económicamente bajo el método de corte y relleno ascendente, demostrando que un análisis geomecánico y una evaluación económica sólida incrementa significativamente la rentabilidad y sostenibilidad de operaciones subterráneas.

Gil & Ramírez (2021) en su tesis "Evaluación técnica y económica de la labor Esperanza del proyecto minero La Carmina – 2021", se plantearon como objetivo evaluar técnica y económicamente la labor Esperanza del proyecto minero La Carmina VI, ubicado en Cajamarca. La metodología empleada fue de tipo aplicada con un diseño no experimental-descriptivo, y la muestra estuvo constituida por 100 metros de avance en la labor minera. Los instrumentos utilizados fueron formatos de

registro, libreta de campo y software especializado. En cuanto a los resultados, la evaluación geomecánica determinó que el yacimiento es de tipo veta con forma tabular, potencia estrecha, inclinación elevada y distribución gradual de las leyes. Se identificaron valores como una resistencia de la caja techo de 191.9 MPa y una caja piso de 128.2 MPa. El análisis numérico sugirió la adopción del método de explotación corte y relleno. Los resultados económicos del proyecto fueron igualmente favorables, obteniéndose un VAN de \$476,730.17, una TIR de 66%, un B/C de 2.18 y un payback de 1 año, 3 meses y 22 días. Finalmente, la investigación concluyó que el proyecto minero es económicamente viable para su explotación inicial, siendo un referente para la evaluación técnica y económica de nuevos métodos de explotación minera.

Curo (2019) en su tesis “Evaluación Geomecánica en el Método de Minado por Gradines Invertidos en la Unidad San Antonio – Corporación Minera Ananea S.A.”, se propuso como objetivo principal dimensionar los tajos mediante la clasificación geomecánica de estabilidad del macizo rocoso a fin de evaluar la aplicabilidad y eficiencia del método de Gradines Invertidos o también llamado Open Overhand Stopes modificado, que sería una variante del método Open Stope aplicado en la explotación minera subterránea de la mina Cerro Rico. La metodología adoptada consistió en un tipo de investigación experimental descriptiva en el que se analizaron las propiedades geomecánicas del macizo rocoso mediante ensayos de resistencia a la compresión y clasificación geomecánica de la roca. Para el análisis técnico, se utilizó el software Dips v6.0 y se aplicaron criterios de la teoría de estabilidad de excavaciones subterráneas. Los resultados indicaron una mejora en la estabilidad y la eficiencia del método de Gradines Invertidos respecto a la variante tradicional, con un incremento del 25% en la productividad debido a la mayor capacidad de extracción sin comprometer la seguridad. Se concluyó que, al emplear Gradines Invertidos como variante del Open Overhand Stopes modificado, se logró la reducción significativa del costo de minado y mejorando la eficiencia de las operaciones mineras, sin necesidad de aumentar el sostenimiento de las paredes rocosas.

Hinojoza (2018), en su investigación “Estudio Geomecánico y Dimensionamiento de Minado del Cuerpo Esperanza en la Unidad Minera San Vicente”, menciona como objetivo de este estudio fue realizar un análisis geomecánico y dimensionar el proceso de minado del cuerpo Esperanza en la Mina Yauricocha, con el fin de optimizar el método de extracción. La metodología aplicada

fue una investigación de tipo aplicada, con un enfoque cuantitativo y un diseño no experimental. El análisis incluyó la caracterización geomecánica del yacimiento, donde se emplearon herramientas de simulación numérica para modelar el comportamiento del cuerpo mineral. La muestra estuvo constituida por la evaluación de los parámetros geomecánico y los resultados obtenidos a partir de la simulación de la estabilidad del macizo rocoso. Los principales instrumentos utilizados fueron el software Phase2 para el análisis numérico. Los resultados mostraron una mejora del 20% en la eficiencia de los parámetros de estabilidad respecto a métodos anteriores, además de un incremento del 15% en la seguridad estructural del tajo. En conclusión, el estudio demostró que la implementación de un diseño geomecánico más preciso, con el uso de simulación, resultó en una optimización de la operación minera, elevando la seguridad del método de minado empleado.

2.3. Bases teóricas

2.3.1. Pequeña minería en el Perú

La pequeña minería peruana es un sector estratégico intermedio entre la minería artesanal y la mediana minería, con gran relevancia social y económica que presenta ciertas dificultades técnicas y operativas, propias del lugar y las condiciones en que muchas veces se opera (Ministerio de Energía y Minas [MINEM], 2023).

Esta minería presenta un aporte económico y social considerable, muchas veces su desempeño técnico suele estar reducido por un nivel bajo de mecanización, el uso predominante de equipos manuales, el tamaño y leyes de sus yacimientos, así como también la ubicación geográfica y el grado de asesoría técnica que reciben (Minería Minerales y Desarrollo Sustentable [MMSD], 2002).

Esto hace que, debido a su contexto mismo dentro de este sector, muchas de estas pequeñas mineras, recurran a innovaciones empírica-prácticas, de nuevas técnicas y métodos que buscan mejorar la eficiencia y rentabilidad de las operaciones, dando lugar a soluciones ingeniosas pero carentes de respaldo técnico y profesional (INGEMMET, 2022).

2.3.2. Evaluación Técnica-Económica en Minería

La evaluación Técnica-Económica es un proceso de análisis metódico e indispensable que busca determinar la factibilidad y la rentabilidad de un proyecto minero. Este proceso se fundamenta en la integración y cuantificación de dos grandes grupos de criterios (Hartman & Mutmansky, 2002):

- **Criterios técnicos:** Características intrínsecas del yacimiento (tamaño, forma, geología), propiedades geotécnicas de macizo rocoso y los factores tecnológicos derivados del método de explotación seleccionado (productividad y seguridad).
- **Criterios económicos:** Variables cuantificables como la ley y el tonelaje de las reservas, la tasa de producción, vida útil de la mina y la estructura de los costos asociados a las actividades mineras.

La importancia de esta evaluación radica principalmente en que la selección del método de explotación es una decisión irreversible una vez iniciada la preparación y el desarrollo de la mina. Un error en la evaluación puede generar costos de capital irre recuperables y afectar permanentemente la rentabilidad y la vida útil del yacimiento (Gentry & O'Neil, 1984).

2.3.3. Método Open Stope y su variantes

El método Open Stope o “tajos vacíos” es un sistema de explotación minera subterránea en él que se extrae mineral dejando cavidades vacías sin relleno inmediato. Se aplica en yacimientos donde los cuerpos presentan diferentes inclinaciones desde los más echados hasta los más verticales con condiciones geomecánicas favorables y donde el movimiento del mineral puede hacerse por vía mecánica o bajo la influencia de la gravedad (Peele & Church, 1941). Estos se caracterizan por:

- **Alta productividad:** Ideal para vetas estrechas < 3m.
- **Flexibilidad:** Permite adaptarse a la geometría del yacimiento.
- **Bajo costo:** Minimiza el uso de sostenimiento y relleno.
- **Aplicaciones:** Común en minería de metales preciosos (oro, plata) y polimetálicos de alta ley.

Las variantes del método Open Stope de tipo convencional, están relacionadas a factores como la geometría del yacimiento, potencia del cuerpo, leyes de mineral y sobre todo a la alta competencia del macizo rocoso circundante de la estructura mineralizada por los que estas condiciones influyen directamente en la aplicación de las principales variantes que se desarrollan para la explotación de vetas angostas (Allen, 1914).

2.3.3.1.Gophering

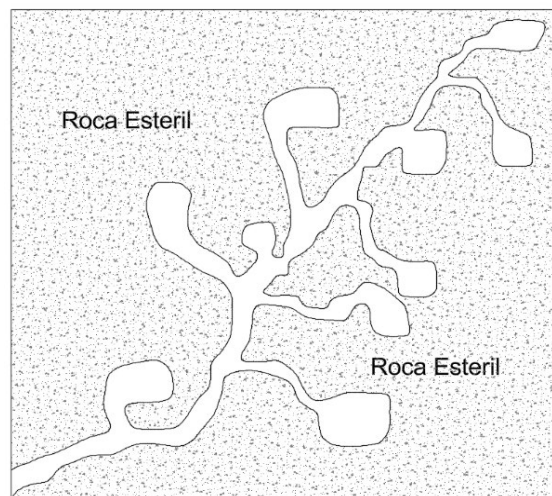
El método de minado conocido como Gophering, es una variante del enfoque Open Stope también denominado “mordisco de coyote” por su traducción al español, se aplica principalmente en vetas irregulares con mineralización discontinua en yacimientos tipo Pockets, especialmente en pequeñas minas explotadas de manera artesanal. Esta técnica es ideal para zonas donde la minería sistemática no es económicamente viable debido a los altos costos asociados, permitiendo la extracción selectiva de bolsanadas o delgadas porciones de mineral de mediana a alta ley en condiciones geológicas complejas (Peele & Church, 1941).

La característica principal del Gophering radica en su enfoque selectivo, extrayendo mineral de alto valor en áreas localizadas mientras las de baja ley se dejan a modo de pilares como soporte estructural (pilares irregulares) que garantizan la estabilidad de la excavación. Este método resulta eficiente en vetas delgadas y mantos horizontales o subhorizontales con mineralización focalizada y no continua, siendo una alternativa económica frente a métodos sistemáticos más costosos (Bravo, 2018).

Esta variante viene siendo utilizada desde tiempos prehispánicos en México, especialmente en contextos artesanales, el Gophering requiere de personal con habilidades específicas para su ejecución. Sin embargo, su seguridad puede verse comprometida por su planificación desorganizada o una ventilación deficiente de sus labores ocasionada por el diseño variable de su minado (Bravo, 2018).

Figura 18

Diseño del Método Gophering



Fuente: Elaboración Propia.

2.3.3.2. Breast Stoping

Esta variante se emplea principalmente en mantos o lentes de mineral con una potencia superior a los 4 pies, lo que permite un trabajo más eficiente y cómodo. Sin embargo, también se ha utilizado en potencias menores, llegando incluso hasta los 2.5 pies. La explotación se realiza atacando el mineral de frente, dejando pilares a medida que se avanza sobre la estructura mineralizada. De esta manera, se forman cámaras explotadas y pilares de soporte que permanecen detrás de la zona de trabajo (Peele & Church, 1941).

En los casos donde el manto horizontal presenta una mayor potencia, el minado se organiza mediante bancos paralelos, lo que permite crear dos o más bancos escalonados, dependiendo de la altura del yacimiento. La presencia de caballos y áreas de mayor potencia se utiliza como pilares permanentes. Los pilares que contienen mineral de alta ley pueden ser extraídos posteriormente, siendo sustituidos por otros materiales como wok pack (Peele & Church, 1941).

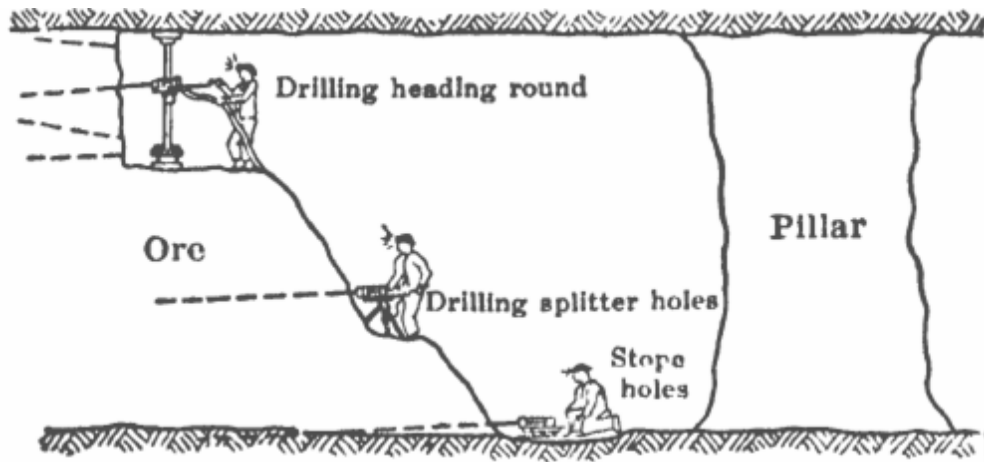
En una primera etapa de explotación del método, es posible extraer hasta un 70% del material del yacimiento, siempre y cuando las condiciones del terreno sean favorables. Esta fase es la más económica debido a la alta eficiencia en la extracción. Sin embargo, la recuperación de los pilares es crítica, ya que el alto costo de reemplazarlos por otro tipo de material aumenta significativamente los gastos. Este método de minado puede aplicarse en yacimientos polimetálicos subterráneos que presenten características de roca de calidad de regular a buena (Bravo, 2018).

Según Roberth Peele (1918), “Actualmente este método modificado se reconoce como cámaras y pilares, y existen diversas variaciones dependiendo de la potencia de la estructura y el grado de inclinación de la veta” (p. 480).

Este estudio se enfoca exclusivamente en su forma convencional, conocida como Breast Stoping.

Figura 19

Diseño del Método Breast Stopping



Fuente: (Peele & Church, 1941)

2.3.3.3. Open Underhand Stope

Esta variante es utilizada en cuerpos con buzamiento mayores a los 60°, en yacimientos donde el macizo rocoso tiene la capacidad de autosostenerse sin la necesidad de relleno; es decir, rocas de calidad regular a buena. El proceso consiste en la extracción del mineral de arriba hacia abajo, utilizando generalmente Gradines dispuestos en bancos descendentes a lo largo del tajeo. Estos bancos convergen hacia el centro, donde se ubica una chimenea principal dentro de la estructura mineralizada que facilita la salida del mineral roto (Bravo, 2018).

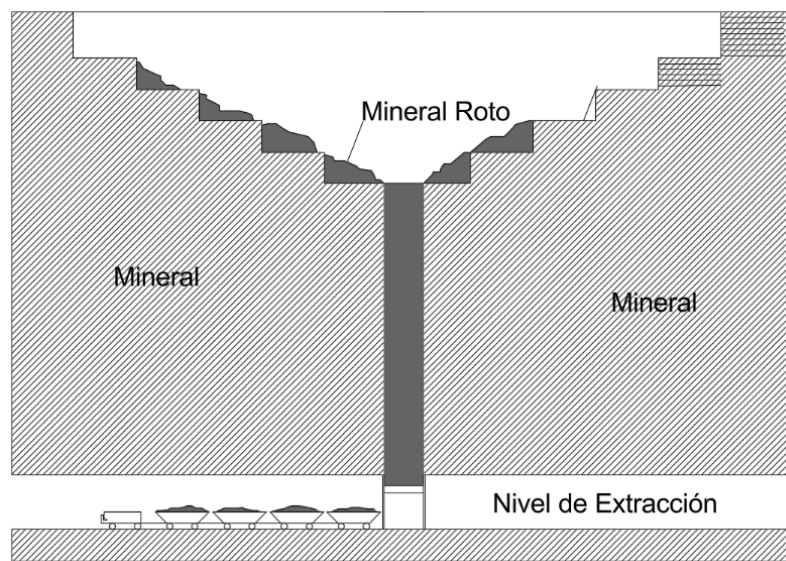
Los Gradines se colocan con una separación entre bancos tal que el ángulo de caída acumulado entre ellos sea superior al ángulo de reposo, lo que permite que el material roto fluya por gravedad hacia la chimenea central. (Bravo, 2018).

Este sistema permite trabajar en vetas con una potencia mínimas, siempre y cuando se mantenga la seguridad del autosostenimiento de las rocas; Bajo condiciones favorables, este método puede lograr la recuperación de más del 90% del mineral (Peele & Church, 1941).

El riesgo de caída de rocas es considerable, y no se dispone de una protección adecuada para el personal que trabaja en las zonas inferiores. Además, el avance de la explotación genera una gran área abierta en la parte superior, lo que aumenta significativamente los peligros asociados a este proceso.

Figura 20

Diseño del Método Open Underhand Stope



Fuente: (Allen, 1914)

2.3.3.4. Open Overhand Stope

Conocido también como Gradines invertidos, es una técnica ampliamente empleada en la extracción de cuerpos minerales angostos, de geometría tabular y espesores generalmente inferiores a los 2 metros (Hartman & Mutmanky, 2002). Este método comparte principios fundamentales con el método Open Underhand Stope, particularmente en lo que respecta a las condiciones geomecánicas requeridas para su implementación (Bravo, 2018).

Estas condiciones incluyen a un macizo rocoso sumamente competente y una configuración estructural que permita el autosostenimiento de las paredes y el techo durante las operaciones de minado; el principio operativo de este método se basa en un proceso de minado ascendente y escalonado que, en sección transversal se asemeja a la de un cono invertido, optimizando el uso de la gravedad para el manejo del mineral fragmentado (Allen, 1914).

Las chimeneas verticales desempeñan un rol crítico sirviendo como accesos para el personal, vías de ventilación y cavidades por donde el material minado es evacuado hacia los niveles inferiores para su recolección y transporte (Peele & Church, 1941).

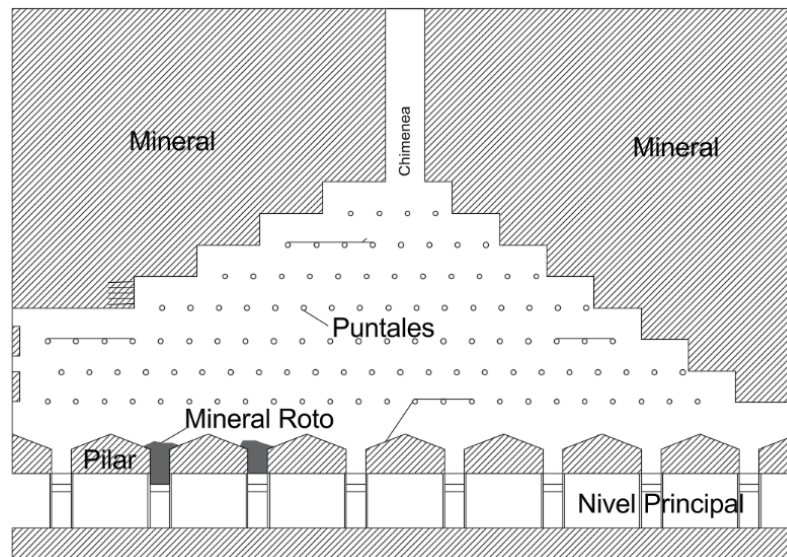
Desde el punto de vista operativo el método puede requerir la construcción de plataformas temporales frecuentemente elaboradas con madera para facilitar el acceso

a las zonas de perforación a mayor altura. En algunos casos se utiliza el material roto acumulado que sería usado como piso para las siguientes etapas de perforación lo que a su vez minimiza los costos asociados al sostenimiento y mejora la eficiencia operativa (Peele & Church, 1941).

Este método puede presentar diferentes variaciones con presencia de sostenimientos y en las modalidades donde se requiere relleno, siendo uno de los métodos precursores del Cut and Fill, Shrinkage Stope y Sublevel Stopping según Allen (1914).

Figura 21

Diseño del Método Open Overhand Stope



Fuente: (Allen, 1914)

2.3.4. Geotecnia

Es una ciencia que estudia el comportamiento de los suelos y las rocas desde el punto de vista ingenieril. Su objetivo principal es entender las propiedades físicas y mecánicas de estos materiales para diseñar y construir estructuras de manera segura y eficiente, por lo tanto, la geotecnia debe ser capaz de analizar el diseño de cada tipo de excavación atendiendo a sus requerimientos operativos (Braja, 2015).

2.3.5. Evaluación Geomecánica en Minería Subterránea

La evaluación geomecánica es un proceso integrado y sistemático que estudia las propiedades geotécnicas y mecánicas del macizo presente en la excavación minera según Hoek & Brown (1985).

La base de la evaluación geomecánica es la aplicación e integración de datos geológicos y geotécnicos, así como el uso de métodos y procedimientos analíticos que permiten comprender el comportamiento y la reacción ante cargas y tensiones producidas por la construcción o realización de excavaciones subterráneas (Hoek & Brown, 1985).

2.3.5.1.El Macizo Rocoso como Medio No-Continuo

El principio fundamental de la geomecánica aplicada es la distinción entre la Roca Intacta y el Macizo Rocoso (Masa Rocosa), donde la Roca Intacta es el material libre de fracturas cuyas propiedades como resistencia a la compresión uniaxial y módulo de Young se obtienen mediante ensayos de laboratorio; y el Macizo Rocoso como el medio In Situ, desde su perspectiva ingenieril, se comporta como un medio no-continuo, heterogéneo y anisotrópico cuyo comportamiento está regido por la presencia de discontinuidades (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía [SNMPE], 2004).

2.3.5.2.La Discontinuidad y su rol crítico

Las discontinuidades como fallas, diaclasas, planos de estratificación y foliación son las principales responsables de la baja resistencia y la deformabilidad de la masa rocosa; por lo que su caracterización es esencial y se define por parámetros cinemático y mecánicos (SNMPE, 2004).

2.3.5.3.Caracterización del Macizo Rocoso

La caracterización del macizo rocoso es el proceso para determinar las propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso donde se plantea realizar una excavación, requiriendo el conocimiento de parámetros básicos de la roca como orientación, buzamiento, espaciamiento, persistencia, rugosidad, apertura, condición de relleno, grado de meteorización y presencia de agua que reducen la resistencia de la roca (Ramírez & Alejano, 2004).

2.3.5.4.El Estado de esfuerzos y su redistribución

La estabilidad de una excavación se rige por la interacción entre la resistencia del macizo rocoso y las tensiones a las que está sometido bajo diferentes esfuerzos, según las condiciones en la que se encuentra el macizo; presentando inicialmente esfuerzos primarios o In Situ compuestos por los esfuerzos verticales “ σ_v ”, y horizontales “ σ_{Hmax} y σ_{Hmin} ” que determinan el potencial de fallas por compresión

o cizallamiento y los Esfuerzos Inducidos que se van incrementando a medida que se agranda la excavación, haciendo que se altere el campo de esfuerzos primarios, generando concentraciones tensionales en el contorno de la labor eh iniciando el proceso de falla cuando este esfuerzo excede la resistencia del macizo rocoso en un punto (Ramírez & Alejano, 2004).

2.3.5.5. Clasificación del macizo rocoso

En la actualidad Existen varias clasificaciones geomecánicas que se emplean para categorizar las rocas según sus características geotécnicas y mecánicas, estas clasificaciones ayudan a entender cómo se comporta el macizo rocoso y como responde a las tenciones y cargas generadas por las estructuras subterráneas, a continuación, se presentan las clasificaciones utilizadas para el presente estudio.

Clasificación de Bieniawski (RMR)

Rock Mass Rating o RMR, fue desarrollado por Bieniawski durante los años 1972 y 1973, ha sido modificado en 1976 y 1979, desarrollado en base a más de 300 casos de excavaciones de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones, este sistema permite determinar la valoración del macizo rocoso a partir de los siguientes parámetros:

- **Resistencia a la compresión simple:** Puede ser estimada a partir de observaciones de campo o calculada a partir de ensayos in-situ haciendo uso del esclerómetro o martillo Schmidt, también se puede hacer la estimación, haciendo uso del martillo de geólogo acompañado de tablas empíricas que estiman la resistencia de la roca mediante la cantidad de golpes que se dan con el martillo, otra manera más precisa es mediante pruebas de laboratorio, extrayendo muestras de roca intacta representativas del área en estudio (Curo,2019; Ticona, 2020).
- **RQD (Rock Quality Designation):** Es el índice de designación de la calidad de la roca y corresponde a la sumatoria del espaciamiento promedio de las juntas o número de discontinuidades divididas por la longitud transversal (Ticona, 2020).

El cálculo se realiza con la siguiente ecuación propuesta por Priest y Hudson (1976):

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}x[0.1\lambda + 1]$$

Donde:

$$\lambda = 1/(\text{frecuencia de discontinuidades})$$

Tabla 9

Relación entre el RQD y Frecuencia Lineal

Calidad de Roca	RQD
Muy Pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
Excelente	90 – 100

Fuente: (Deere, 1968).

- **Espaciamiento de discontinuidades:** Se refiere a la separación promedio entre las discontinuidades de macizo rocoso que definitivamente controlan el tamaño de los bloques de roca intacta (Ticona, 2020).
- **Estado de las juntas:** Distingue el estado de las discontinuidades en términos de rugosidad, relleno, persistencia, apertura y alteración de las juntas (Curo, 2019).
- **Presencia de agua:** En un macizo rocoso diaclasado, el agua tiene mucha influencia en su comportamiento, debiendo estimarse el flujo de agua en litros/min cada 10 m en una excavación subterránea (Ramírez & Alejano, 2004).
- **Orientación de las discontinuidades:** Considera la orientación de las discontinuidades en relación con la estructura de interés como excavaciones subterráneas o cimentaciones aplicando correcciones a la clasificación (Ramírez et al., 1984).

La valoración del RMR, se obtiene a partir de la suma de las puntuaciones obtenidas de cada uno de los parámetros mencionados, dicha valoración está comprendida entre (0-100) agrupándose en cinco tipos de calidades de roca (Bieniawski, 1989), como se muestra en la siguiente Tabla 7:

Tabla 10

Clasificación del macizo según el RMR

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad según RMR
I	81 - 100	Muy Buena
II	61 - 80	Buena

III	41 - 60	Media
IV	21 - 40	Mala
V	0 - 20	Muy Mala

Fuente: (Bieniawski, 1989).

Clasificación de Barton (Q)

Desarrollado en Noruega en 1974 por Barton et al., es un sistema de clasificación geomecánica que asigna a cada terreno un índice de calidad (Q) que varía de manera exponencial tomando valores desde Q=0.001 para terrenos muy malos y Q=1000 para terrenos muy buenos, utilizado principalmente para el diseño de túneles, se basa en la evaluación de seis parámetros cuyo calculo se determina mediante la siguiente ecuación:

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

Donde a parámetro le corresponde la siguiente descripción:

- **RQD:** Similar al RMR, representa el porcentaje de recuperación de testigos de roca sana en un sondeo.
- **Número de familias de discontinuidades (Jn):** Considera el número de conjuntos de discontinuidades presentes en el macizo rocoso, su valor varia de (0.5 - 20).
- **Rugosidad de las discontinuidades (Jr):** Evalúa la rugosidad de las superficies de las discontinuidades, su valor varia de (1 - 4).
- **Alteración de las discontinuidades (Ja):** Considera el grado de alteración de las superficies de las discontinuidades, su valor varia de (0.75 – 20).
- **Presencia de agua (Jw):** Evalúa las condiciones hidrogeológicas del macizo rocos, incluyendo la presión de agua y el caudal de filtración, su valor varia de (0.05 – 1).
- **Stress Reduction Factor (SRF):** considera el estado tensional del macizo rocoso, incluyendo la presencia de esfuerzos tectónicos que atraviesa el túnel.

La valoración es obtenida a partir de la suma de los parámetros antes mencionados cuya valoración varía desde 0.001 hasta 1000 (Barton et al., 1974), conforme se muestra en la siguiente Tabla 11:

Tabla 11

Clasificación de la macizo según el Índice de Calidad Q

Tipo de Roca	Valores de Q
Excepcionalmente Mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente Mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy Mala	$10^{-1} - 1$
Mala	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy Buena	40 - 100
Extremadamente Buena	100 - 400
Excepcionalmente Buena	400 - 1000

Fuente: (Barton, 2014)

Clasificación GSI (Geological Streng Index)

Desarrollado inicialmente en 1994 por Evert Hoek es un sistema de clasificación que se fundamenta en una evaluación visual detallada del macizo rocoso, por lo que su naturaleza es predominantemente cualitativa, este sistema considera tanto la disposición estructural del macizo como sus características geomecánicas de las superficies de discontinuidad presentes (Ramírez & Alejano, 2004). Cabe señalar que entre los diferentes criterios de clasificación geomecánica existen relaciones matemáticas para su correlación. Por ejemplo, el RMR de Bieniawski (1989) está asociado al Q-Barton (1974), por la expresión $RMR = 9 \ln Q + 44$. Por otro lado, este mismo RMR está correlacionado al GSI de Hoek y Marinos (2000), por la expresión $GSI = RMR - 5$, para el caso de $RMR > 23$ considerando una excavación en condiciones secas (SNMPE, 2004).

Tabla 12

Correlaciones entre los sistemas de Clasificación del Macizo Rocosos

Correlaciones
$RMR_{76} = 9 * \ln Q_{74} + 44$
$RMR_{76} = RMR_{89} - 5$
$RMR'_{76} = GSI = RMR'_{89} - 5$
$RMR_{14} = 1.1 * RMR_{89} + 2$

Fuente: (Osinermin, 2017).

La siguiente imagen presenta la adaptación de la tabla GSI adaptada y modificada por Vallejo (2002).

Figura 22

Cartilla de la clasificación GSI-Geological Streng Index

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL				
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (abertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>La relación del GSI con RMR, en condiciones secas y sin corrección por orientación es la siguiente: $GSI = RMR(secas) - 5$</p> <p>El RMR con el índice Q se relacionan mediante la siguiente relación: $RMR = 15 \log Q + 50$ (Barton, 95)</p> <p>Para relacionar el GSI con el Rmí se toma en cuenta los parámetros Jc (condición de fracturas) y Vb (volumen de bloque).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CORRELACIÓN GSI modificado y RMR'</p>		MUY BUENA (MIB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)
ESTRUCTURA						
<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 100cm.</p>	100cm 50cm 40cm	90 85 80 75				
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SI (ROD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 20cm</p>	20cm 15cm 10cm		70 65 60			
<p>MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 10cm.</p>	8cm 6cm		55 50 45			
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 5cm.</p>	4cm 2cm			40 35 30 25		
<p>TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN ROD)</p>	1cm				20 15 10 5	

Fuente: (Vallejo C., 2002).

2.3.5.6. Zonificación geomecánica

La zonificación geomecánica es proceso de interpretación y aplicación de las metodologías de clasificación geomecánica que permite dividir un macizo rocoso en

sectores o dominios con propiedades geomecánicas similares con el fin de caracterizar su comportamiento (Hoek & Brown, 1980; Bieniawski, 1989).

Para este proceso se usan sistemas de clasificación como RMR y Q de Barton, ampliamente utilizados para asignar valores numéricos que representan la calidad geomecánica de cada zona, facilitando así el diseño ingenieril (SNMPE, 2004).

2.3.6. Diseño Geomecánico de Excavaciones

El diseño geomecánico de excavaciones es un proceso de ingeniería que aplica los principios de la mecánica de rocas para garantizar la estabilidad a largo plazo de una excavación, este proceso resulta ser iterativo debido a la incertidumbre inherente al macizo rocoso y a la necesidad de ajustar el modelo teórico con la realidad observada durante la construcción u operación (Osinergmin, 2017).

Existen métodos que permiten estimar el diseño de una excavación a partir de técnicas empíricas, analíticas y observacionales (Osinergmin, 2017).

En los últimos años según Pakalnis (2014), el método de diseño geomecánico para grandes aberturas más utilizado en la industria minera es el método empírico del Grafico de Estabilidad de Mathews.

2.3.6.1. Método grafico de estabilidad de Mathews-Potvin & Nickson

Método Propuesto por Mathews et al. (1981) y luego ajustado por Potvin (1988) y Nickson (1992), es utilizado para el dimensionamiento de los tajos abiertos en excavaciones subterráneas basándose en el cálculo del coeficiente de estabilidad o número de estabilidad (N) que representa la capacidad de la roca para mantenerse estable bajo ciertas condiciones de esfuerzos. El radio hidráulico (RH) considera la forma de la excavación, relacionándose mediante el grafico de estabilidad para evaluar de manera cualitativa la excavación como estable, potencialmente inestable o en riesgo de colapso (Alarcón y Pérez, 2024).

Para el cálculo del número de estabilidad (N) se usa la siguiente ecuación:

$$N = Q' x A x B x C$$

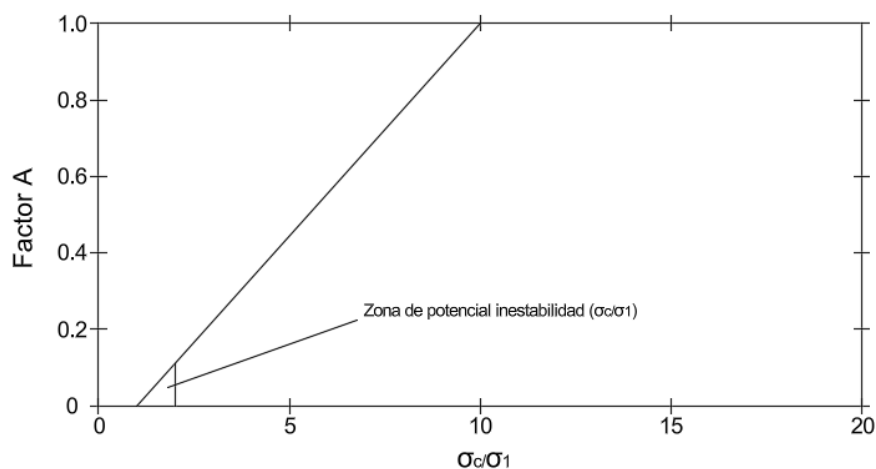
Donde:

Factor A

Considerado factor de condición de esfuerzos, que se determina de la relación entre la resistencia a la compresión uniaxial (σ_c) de la roca intacta entre el esfuerzo inducido máximo (σ_i), paralelo a la superficie de la pared del tajo que se está analizando, indicando que a medida que los altos esfuerzos inducidos se incrementan, estos reducen significativamente la estabilidad de la excavación (Osinergmin, 2017).

Figura 23

Grafica del Factor A



Fuente: (Stewart & Forsyth, 1995)

Donde, de la gráfica del Factor A se cumple la siguiente relación:

$$\text{si, } \frac{\sigma_c}{\sigma_i} < 2, \text{ entonces se cumple que: } A = 0.1$$

$$\text{si, } 2 < \frac{\sigma_c}{\sigma_i} < 10, \text{ entonces se cumple que: } A = 0.1125 \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_i} \right) - 0.125$$

$$\text{si, } \frac{\sigma_c}{\sigma_i} > 10, \text{ entonces se cumple que } A = 1.0$$

Estas relaciones obtenidas, facilitan el entendimiento y implicación para posteriores análisis que requieran para el cálculo del Factor A.

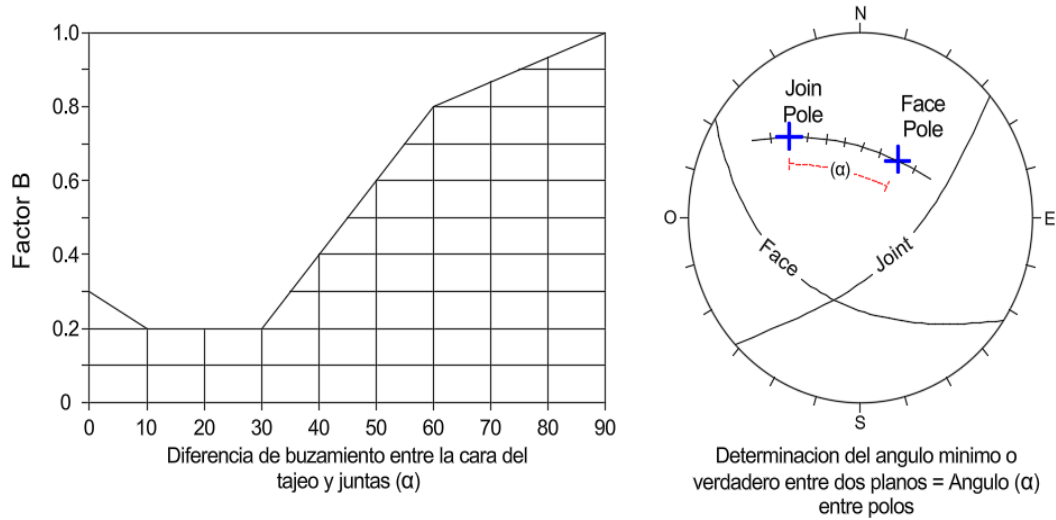
Factor B

Considerado factor de orientación de estructuras, que depende del ángulo de buzamiento relativo entre la pared de la excavación analizada y el sistema de discontinuidades más desfavorable que la interseca, indicando que, para las

discontinuidades principales orientadas a 90° de una cara de la superficie, no afectan la estabilidad de la excavación.

Figura 24

Gráfica del Factor B



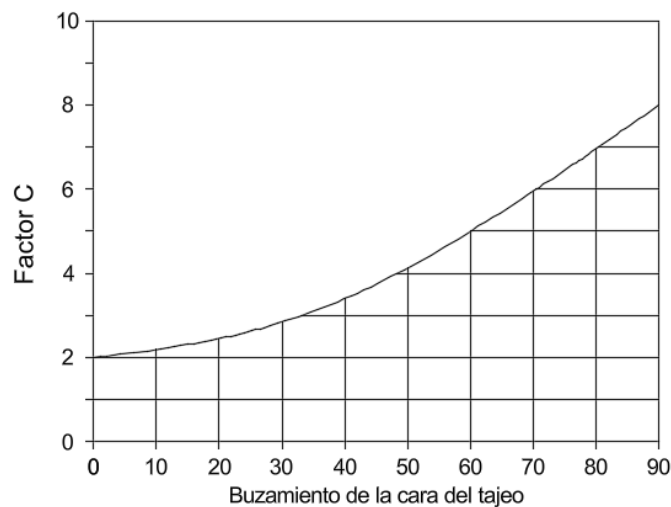
Fuente: (Potvin, 1988)

Factor C

Considerado factor de componente gravitacional toma en cuenta la inclinación de la pared para cuantificar el riesgo de inestabilidad causado por el efecto de la gravedad.

Figura 25

Gráfica del Factor C



Fuente: (Potvin, 1988)

Factor Q'

Se considera índice de Calidad de Roca Modificado y proporciona la medida básica de la calidad intrínseca del macizo rocoso antes de los esfuerzos y además mantiene al factor de reducción de esfuerzos (SRF) y el factor de reducción de agua (Jw) igual a 1 que se considera generalmente para operaciones mineras en condiciones secas (Osinergmin, 2017).

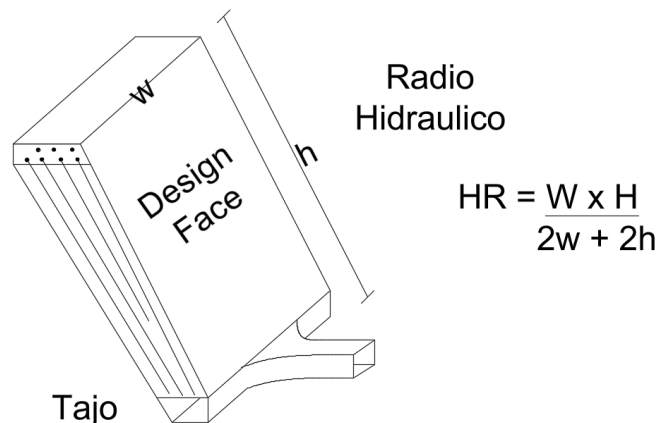
$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a}$$

2.3.6.2. Radio hidráulico (Rh)

Es el factor que relaciona el área de la excavación entre el perímetro de la pared expuesta, este factor tiende a incrementarse a medida que disminuye la estabilidad del tajeo y su expresión viene dada en la siguiente figura:

Figura 26

Gráfico del Radio Hidráulico

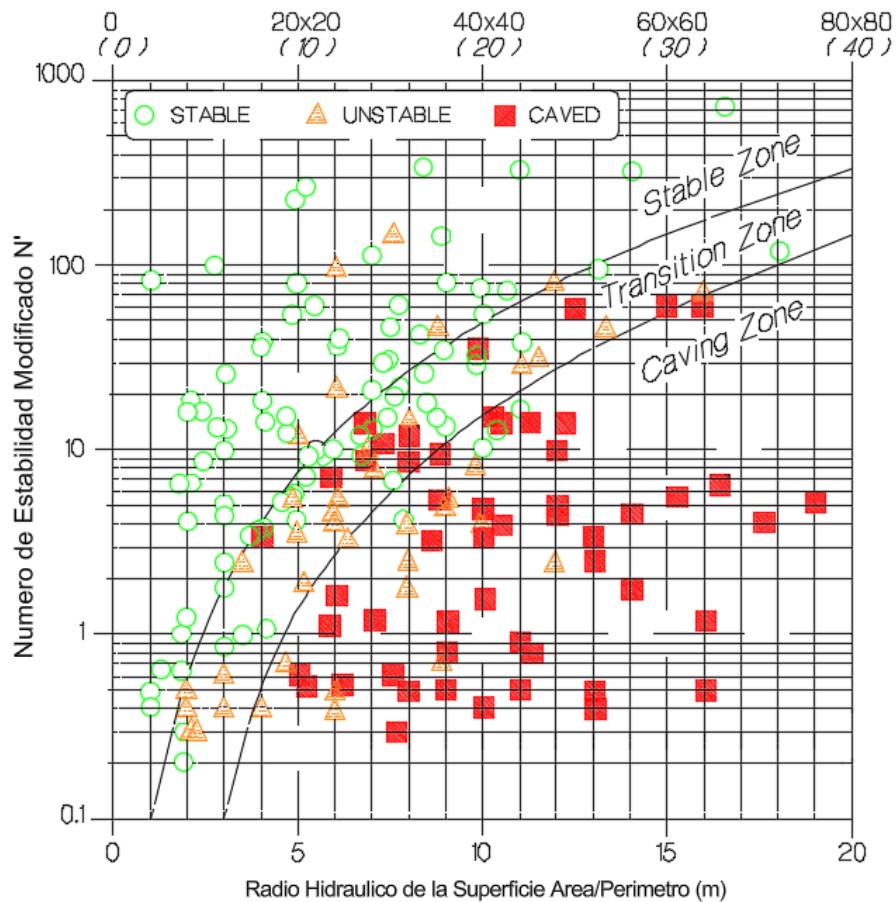


Fuente: (Osinergmin, 2017)

Haciendo uso de la relación entre el número de estabilidad N' y el radio hidráulico Rh, se puede realizar una estimación de las dimensiones adecuadas que presentan un grado de estabilidad relativo para un tajeo mediante el uso del Gráfico de Estabilidad de Mathew-Potvin (1988) y Nikson (1992), basado en 189 casos históricos de tajos sin sostenimiento.

Figura 27

Gráfico de Estabilidad de Mathew ajustado por Potvin(1988) y Nikson(1992)



Fuente: (Hutchinson & Diederichs, 1996)

2.3.7. Análisis de Estabilidad del Diseño de cámaras

El análisis de estabilidad evalúa la capacidad de las cámaras para mantenerse intactas durante y después de la excavación de mineral. Según (Potvin & Hudyma, Open Stope In Canada, 2000), la estabilidad en el método Open Stope depende de factores como el tamaño de la cámara, la resistencia del macizo rocoso y las tensiones inducidas por la explotación. Los métodos de análisis incluyen enfoques empíricos como el gráfico de estabilidad de Mathews y numéricos como modelos con software Phase2 (Hoek, 2002; Curo, 2019).

2.3.7.1. Análisis de Estabilidad por métodos empíricos

El análisis de estabilidad empírico utiliza métodos basados en la observación y experiencia previa para evaluar la estabilidad de las excavaciones mineras subterráneas, a menudo involucran el uso del RMR, índice de Calidad (Q) y gráficos de estabilidad como el de Mathew (1981) para clasificar y determinar límites de

estabilidad apropiados para el diseño de los tajos en lugar de depender exclusivamente de cálculos teóricos complejos (Qi & et al., 2023).

2.3.7.2. Análisis de Estabilidad por métodos numéricos

El análisis de estabilidad mediante métodos numéricos “es emplea para resolver problemas de esfuerzo-deformación en condiciones geomecánicas que no admiten soluciones analíticas” (Hoek et al, 1980). Este enfoque en la actualidad implica el uso de software con modelos matemáticos que representan la geometría, las propiedades geotécnicas y las condiciones de carga de una estructura minera mediante simulaciones que utilizan algoritmos que modelan el comportamiento del terreno bajo diversas condiciones de esfuerzo (Guggari et al, 2023). Los resultados obtenidos permiten determinar el factor de seguridad, identificar posibles zonas de falla y optimizar el diseño de excavaciones para garantizar mayor seguridad.

2.3.7.3. Factor de seguridad

El factor de seguridad es un valor o indicador clave optado para determinar el grado de estabilidad, donde se compara las fuerzas que soportan entre las desestabilizadoras o demandantes, donde se manejan intervalos de valores para recomendar el plazo de estabilidad desde el largo plazo ($FS > 1.5$), mediano plazo ($FS: 1.3-1.5$) y para corto plazo ($FS: 1.1-1.3$)

2.3.8. Costo de minado en pequeña minería

El costo de minado en pequeña minería se refiere a los gastos directos e indirectos asociados con la extracción de minerales en operaciones de pequeña escala, donde se incluyen todos los recursos necesarios para fragmentar, cargar y extraer el material roto de la mina, pero no considera costos posteriores como transporte a planta de procesamiento o comercialización (Hansen & Mowen, 2007; Noetsaller, 1987).

En la pequeña minería los costos suelen dividirse en las siguientes categorías principales:

2.3.8.1. Costos Directos (Costo Variable)

- Perforación y Voladura: explosivos, accesorios de voladura: aceros de perforación.
- Carguío y transporte: combustibles y lubricantes consumidos por la maquinaria.

- Sostenimiento: uso de madera, malla o shotcrete.
- Mano de obra directa: salario del personal involucrado directamente en la extracción.

2.3.8.2. Costos Indirectos (Costo Fijo)

- Servicios de mina: ventilación de la mina, iluminación.
- Administración: salario de gerentes y personal de oficina.
- Seguros y permisos: cumplimiento social a las comunidades, licencias y pólizas de seguros.

2.3.9. Rentabilidad financiera en métodos de explotación

La rentabilidad financiera de métodos de explotación minera está estrechamente relacionada a la rentabilidad de proyectos mineros; la decisión de seleccionar un método de explotación es un ejercicio de optimización económica donde los criterios técnicos y económicos deben alinearse con la maximización del capital invertido (Hartman & Mutmansky, 2002). La evaluación financiera de un método que se sustenta en el principio del valor temporal del dinero, esencial para la ingeniería económica medido a través de indicadores de rentabilidad (Chan & Gunter, 2021).

2.3.9.1. Indicadores de rentabilidad

Son herramientas financieras que permiten medir la capacidad de una empresa, proyecto o inversión para generar beneficios en relación con los recursos invertidos. Estos indicadores son esenciales para evaluar la efectividad y eficiencia de un proyecto y ayudar en la toma de decisiones sobre la viabilidad y el rendimiento de las inversiones. Entre los indicadores más utilizados se encuentran el Valor Actual Neto (VAN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y la Relación Beneficio/Costo (C/B) Ross et al., (2013).

Valor Actual Neto (VAN)

Es un indicador financiero que se utiliza para evaluar la rentabilidad de un proyecto de inversión. Se calcula descontando los flujos de caja futuros a su valor presente utilizando una tasa de descuento adecuada. Un VAN positivo indica que el proyecto genera más valor del que cuesta, mientras que un VAN negativo sugiere lo contrario Brealey et al., (2020).

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{FC_t}{(1+k)^t}$$

Donde:

- **FC:** Flujo de Caja Neto en el periodo t (Ingresos menos los egresos).
- **t:** periodo de tiempo (años, meses, etc.,).
- **k:** Tasa de descuento o tasa de rendimiento requerida (costo de capital),
- **I₀:** inversión inicial o desembolsos en el momento t=0 (generalmente de valor negativo).

Criterio de decisión:

- Si $VAN > 0$: El proyecto es rentable y se acepta.
- Si $VAN = 0$: El proyecto es indiferente, solo recupera la inversión y la tasa requerida (k).
- Si $VAN < 0$: El proyecto no es rentable y se rechaza.

Taza Interna de Retorno (TIR)

Es la tasa de descuento que hace que el VAN de un proyecto sea igual a cero. Es decir, es la tasa que iguala el valor presente de los flujos de caja futuros con la inversión inicial. Un proyecto es considerado viable si su TIR es mayor que la tasa de descuento o el costo de capital Brealey et al., (2020).

$$0 = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{FC_t}{(1+TIR)^t}$$

Criterio de decisión:

- Si $TIR > k$: El proyecto es rentable (la rentabilidad del proyecto supera el costo del capital).
- Si $TIR = k$: El proyecto es indiferente.
- Si $TIR < k$: El proyecto no es rentable y se rechaza.

Costo Beneficio (C/B)

Es una herramienta que se utiliza para medir la eficiencia de un proyecto. Se calcula dividiendo los beneficios totales esperados por los costos totales del proyecto. Un valor superior a 1 indica que los beneficios superan los costos, lo que sugiere que el proyecto es rentable Gittins & Gittins (2010).

$$\frac{C}{B} = \frac{VAB}{VAC} \frac{\sum_{t=1}^n \frac{FC \text{ Positivos}_t}{(1+k)^t}}{I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{FC \text{ Negativos}_t}{(1+k)^t}}$$

Donde:

- **VAB:** Valor actual de los beneficio (Flujos de caja positivos).
- **VAC:** Valor actual de los costos (inversión inicial I_0 flujos de caja negativos).
- **K:** Tasa de descuento.

Criterio de decisión:

- Si $C/B > 1$: El proyecto es rentable; el valor actual de los beneficios supera al valor actual de los costos.
- Si $C/B = 1$: El proyecto es indiferente.
- Si $C/B < 1$: El proyecto no es rentable.

2.3.10. Definición de términos básicos

- **Block:** se define como el volumen de roca o mineral delimitado por coordenadas específicas y niveles principales, representado la unidad de un inventario de reservas de mineral.
- **Caserón (Stope):** Espacio o cavidad resultante de la extracción sistemática de la mena.
- **Crown:** franja de mineral o roca estéril que se mantiene sin explotar en la parte superior de un caserón, actuando como elemento de soporte estructural.
- **Endwall:** superficie lateral o cara vertical que delimita el avance longitudinal de un tajo.

- **Evaluación técnica:** Esta etapa consiste en analizar la viabilidad técnica del proyecto, lo que abarca la identificación de los métodos de extracción, la capacidad de la infraestructura, las condiciones operativas, la disponibilidad de recursos, las características geológicas, las tecnologías a implementadas y los procedimientos de operación. En minería, la evaluación técnica garantiza que el proyecto sea factible y funcional desde una perspectiva técnica y operativa (Sanchez, s.f).
- **Evaluación económica:** Se enfoca en estudiar la viabilidad financiera del proyecto, lo que incluye la estimación de los costos de inversión y operación, así como los ingresos esperados, el flujo de caja, las tasas de retorno y los riesgos financieros. Esta evaluación también toma en cuenta factores como el precio de los metales, la demanda del mercado y la capacidad financiera de la empresa para llevar a cabo las operaciones (Sanchez, s.f).
- **Familia de discontinuidades:** se define como el conjunto de fallas, diaclasas y planos de debilidad que comparten una orientación similar respecto a su ubicación sobre la masa rocosa.
- **Footwall:** Macizo rocoso ubicado por debajo de la estructura mineraliza o también conocido como caja piso dentro de los tajos.
- **Hangingwall:** macizo rocoso situado por encima de la de la estructura mineralizada o caja techo, cuya competencia geomecánica define el diseño del sostenimiento y el control de la dilución en tajos.
- **Nueva Variante del Método Open Stope:** se define como una modificación del diseño tradicional del método de tajos vacías, adaptada a las condiciones específicas de la Veta Pilar de la mina tambo de viso.
- **Span:** Termino usado en geomecánica referido a la abertura máxima sin sostenimiento que posee una excavación, que indica la abertura máxima sin riesgo de colapso.
- **Tajo:** Unidad operativa de extracción propiamente dicha o espacio físico donde se ejecutan las labores de minado.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Método de la investigación

El método general de la presente investigación es el método Científico Analítico-Sintético. Este se aplica mediante un proceso secuencial que inicia con la observación y recolección de datos de campo, para luego procesar, modelar e interpretar dicha información con el fin de obtener los resultados y generar una conclusión sobre la factibilidad de la Nueva Variante aplicada. Este proceso se materializa en las siguientes etapas (Ruiz, 2007):

- **Recolección de datos primarios:** Mediante mapeos geomecánicos, resultados de muestras de roca y entrevistas al personal especializado que labora en la mina.
- **Recopilación de datos secundarios:** A través de la revisión de planos históricos, reportes internos y datos financieros de la mina.
- **Procesamiento y análisis:** Utilizando herramientas estadísticas como software Minitab y Excel, y softwares especializados como Dips y Phase2.
- **Síntesis y evaluación:** Integrando los resultados técnicos del análisis geomecánicos y numérico, con el análisis económico como el flujo de caja, indicadores de rentabilidad para emitir un juicio fundamentado sobre la viabilidad del método propuesto.

3.2. Tipo de investigación

Esta investigación es de Tipo Aplicada, debido a que aplica conocimientos científicos como principios de ingeniería para determinar la factibilidad técnica y económica de la Nueva Variante del método Open Stope y obtener una solución práctica y directamente utilizable en la Veta Pilar, tal como se define para este tipo de estudios (Sánchez Carlessi et al., 1998).

3.3. Nivel de investigación

El nivel es Descriptivo-Explicativo, pues no solo describe o correlaciona, sino que explica las razones detrás de la viabilidad de la variante propuesta, mediante indicadores geomecánicos, de seguridad y económicos, profundizando en el conocimiento del tema (Hernández Sampieri et al., 2014, p. 93).

3.4. Enfoque de la investigación

El enfoque es primordialmente Cuantitativo. Los datos y resultados se sustentan en la medición y el análisis numérico, lo cual es intrínseco a la ingeniería de Minas. Se emplean instrumentos estandarizados para medir variables y demostrar validades de las conclusiones mediante pruebas objetivas (Hernández Sampieri et al., 2014).

3.5. Diseño de la investigación

El diseño es No Experimental de corte Transversal, dado que se evalúa la factibilidad de la variante en un momento específico (2024) sin manipular variables, observando su desempeño en un contexto real, como indica Hernández Sampieri et al. (2014, págs. 152-154).

3.6. Población y muestra

3.6.1. Población

La población es el yacimiento de la mina Tambo de Viso, ubicado en el departamento de Lima, provincia de Huarochirí, Perú. Específicamente incluye el volumen total de reservas minerales de la Veta Pilar y el macizo rocoso circundante, cuyas condiciones geológicas y geotécnicas representan el universo de las posibles aplicaciones de la Nueva Variante del método Open Stope (Hernández Sampieri et al., 2014, p. 172).

3.6.2. Muestra

La muestra es el tajo de la Veta Pilar, entre los niveles 4060 y 4115, seleccionada por sus vetas angostas (<1,5 m) y condiciones representativas del yacimiento, según reportes de la mina Tambo de Viso. Esto permite analizar la nueva variante del método Open Stope en un sector accesible y extrapolable, conforme a Hernández Sampieri et al. (2014, pág. 173).

Para el presente estudio la muestra es no probabilística ya que son datos geomecánicos y costos establecidos desarrollados en la Mina Tambo de Viso, 2024.

3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.7.1. Técnicas de recolección de datos

Para la presente investigación se emplearon diversas técnicas como:

- **La observación directa en campo:** para registrar mediante fichas estandarizadas por la ISRM las discontinuidades, resistencia de la roca intacta, y demás condiciones de operación en los frentes de las labores de la Veta Pilar en los niveles 4060.
- **La revisión documental técnica:** basada en planos históricos para obtener la geometría exacta de la veta, la orientación de las cajas y la información estructural necesaria.
- **Revisión documental financiera:** conformada por recibos de pago, boletas de compra y presupuestos para establecer la línea base de los costos unitarios del método actual y obtener la data necesaria para proyectar el costo del método.
- **Entrevistas al personal:** basada en preguntas dirigidas para comprender y validar los rendimientos operativos y productividad, así como el diseño del método empleado.

3.7.2. Técnicas de análisis y procesamientos de datos

- **Para el análisis y procesamiento técnico** se adoptó una metodología integral, inicialmente se realizó un mapeo geomecánico en campo utilizando fichas geomecánicas estandarizadas por la ISRM. Luego, se recolectaron muestras de roca para su análisis de laboratorio, adicionalmente se hizo uso del software Minitab para un análisis estadístico de los caracteres

geomecánicos representativos del macizo rocoso. De la misma manera, se calcularon los valores promedio de los índices de clasificación geomecánica RMR, Q-Barton y GSI para todas las estaciones mapeadas. Finalmente, el análisis se complementó con el uso de software especializado como el Dips v.6.0 para el análisis estructural de discontinuidades y el software Phase2 v.8.0 para un modelamiento numérico que permitió evaluar el comportamiento y las condiciones de estabilidad del diseño.

- **Para el análisis y procesamiento económico** se utilizaron herramientas como el software Excel para contabilizar y calcular precios unitarios, flujos de caja e indicadores de rentabilidad.

3.8. Desarrollo de la investigación

El desarrollo de la presente investigación se efectuó de manera secuencial siguiendo las etapas metodológicas establecidas con el propósito de cumplir cada uno de los objetivos específicos planteados; de esta manera se garantiza que los resultados obtenidos, los cuales se presentan en el capítulo siguiente y se fundamentan en un proceso sistemático y verificable.

A continuación, se describen los detalles del procedimiento realizado para cumplir con cada objetivo.

3.8.1. Evaluación geomecánica

La evaluación geomecánica del macizo rocoso circundante al área en estudio, se realizó con el propósito de determinar sus características intrínsecas, clasificar su calidad y establecer un diagnóstico preliminar de la estabilidad en la zona donde actualmente se viene aplicando el Método de la Nueva Variante en estudio. Esta evaluación constituye la base para comprender el comportamiento del macizo frente a la excavación y definir parámetros confiables para un posterior análisis de diseño.

3.8.1.1. Mapeos geotécnicos

Para la recolección de información de campo, se efectuaron mapeos geomecánicos en 58 estaciones distribuidas estratégicamente a lo largo del área de influencia del método. En cada estación se registraron de manera detallada los parámetros geomecánicos relevantes, abarcando la totalidad del sector donde se desarrolla la explotación. Estos datos fueron sistematizados y analizados con el fin de caracterizar de manera representativa cada una de las condiciones geológicas y

estructurales que presenta del macizo rocoso en las galerías de los niveles 4060 y 4115 de la Veta Pilar.

Los resultados obtenidos en cada estación se presentan en el Anexo 11 “Mapeos Geomecánicos”, mientras que la ubicación y distribución de las estaciones dentro del área en estudio se muestra en los planos del Anexo 10, donde se integran las observaciones de campo con la cartografía estructural de la zona.

3.8.1.2. Aspectos litológicos

La litología predominante en el área de estudio corresponde a rocas volcánicas de composición andesítica a andesita basáltica, afectadas por procesos de alteración propilítica caracterizada por la presencia de clorita, calcita y pirita. En determinados sectores se han identificado intercalaciones de cuarzo y pequeños diques de dacita, lo que evidencia un contexto geológico complejo que influye directamente en la calidad y comportamiento del macizo rocoso frente a la excavación.

3.8.2. Caracterización de la roca intacta

3.8.2.1. Propiedades físicas

Las propiedades físicas constituyen la base para caracterizar la naturaleza del macizo rocoso ya que influyen directamente en su comportamiento mecánico y en la respuesta frente a los esfuerzos inducidos por la excavación. En la Tabla 13, se presentan los resultados obtenidos de las pruebas de laboratorio realizadas en muestras representativas extraídas del área en estudio que permitirán conocer su propiedades físicas para posteriores cálculos.

El código M1-CT corresponde a una muestra extraída de la caja techo, mientras que el código M2-EM corresponde a una muestra de la estructura mineralizada.

Tabla 13

Propiedades Físicas de las Muestras

Muestra	Densidad Seca (g/cm ³)	Densidad Húmeda (g/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (kN/m ³)
M1-CT	2.91	2.92	0.48	0.18	28.65
M2-EM	4.55	4.57	0.52	0.25	44.83

Nota. Resultados de Laboratorio.

Se determino que las muestras presentan una densidad de 2.92 g/cm³ para roca estéril de la caja techo y 4.57 g/cm³ para la muestra de mineral.

3.8.2.2. Ensayo de compresión uniaxial

El ensayo de compresión simple o uniaxial presentados en la Tabla 14, se efectuó siguiendo los lineamientos de la norma ASTM D4543, para luego seguir con los ensayos de compresión simple cumpliendo con la normativa ASTM D2938, constituyendo un ensayo esencial en la evaluación geomecánica determinando así la resistencia más representativa del macizo y del mineral.

Tabla 14

Resultado de Ensayo a la Compresión Uniaxial

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga de Rotura (KN)	Resistencia a la Comp. Uniaxial (kg/cm ²)	Resistencia a la Comp. Uniaxial (MPa)
M1-CT	4.36	9.45	336.8	2387.15	224.7
M2-EM	4.36	9.18	91.48	622.1	61

Nota. Resultados de laboratorio.

Los resultados indican una resistencia a la compresión uniaxial promedio de 224.7 MPa, valor que es consistente con el comportamiento observado en campo donde la roca circundante presenta baja fracturación y buena capacidad de autosostenimiento.

3.8.2.3. Ensayo de compresión triaxial

Complementariamente se ha realizado el ensayo triaxial en laboratorio presentado en la Tabla 15, con el fin de obtener parámetros adicionales como resistencia y deformación de la roca intacta bajo diferentes condiciones de confinamiento. El ensayo permite determinar la envolvente de resistencia y a partir de ella calcular parámetros como la cohesión (c) y el ángulo de fricción interna (ϕ) de la roca.

De igual manera las muestras fueron ensayadas siguiendo la norma ASTM 2664-95.

Tabla 15*Resultado de Ensayo de Compresión Triaxial*

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	R. Compresiva (MPa)	m_i	Cohesión c (MPa)	Ángulo de fricción (°)
M1-CT	4.36	9.07	2	243.26				
	4.36	8.98	4	264.44	219.74	23.3	33.9	56.23
	4.36	9.16	6	286.06				
M2-EM	4.36	8.56	2	70.4				
	4.36	9	4	78.8	61	7.78	20.18	31.58
	4.36	9.05	6	87.1				

Nota: Resultados de Laboratorio.

Los resultados obtenidos muestran que bajo condiciones de confinamiento crecientes la resistencia a la rotura se incrementa significativamente, lo que confirma el comportamiento frágil pero altamente competente de la andesita. Estos valores son fundamentales para la aplicación de criterios de resistencia como el de Hoek & Brown y Mohr-Coulomb, empleados posteriormente en el cálculo de la resistencia global del macizo rocoso.

3.8.3. Análisis Estructural de las Discontinuidades

Dentro de área en estudio se han reconocido diferentes tipos de discontinuidades estructurales, entre ellas diaclasas, fallas, venillas de cuarzo, contactos y vetillas mineralizadas las cuales fueron evaluadas a partir de observación directas en las galerías principales que conforman el entorno del tajo correspondiente a la Veta Pilar.

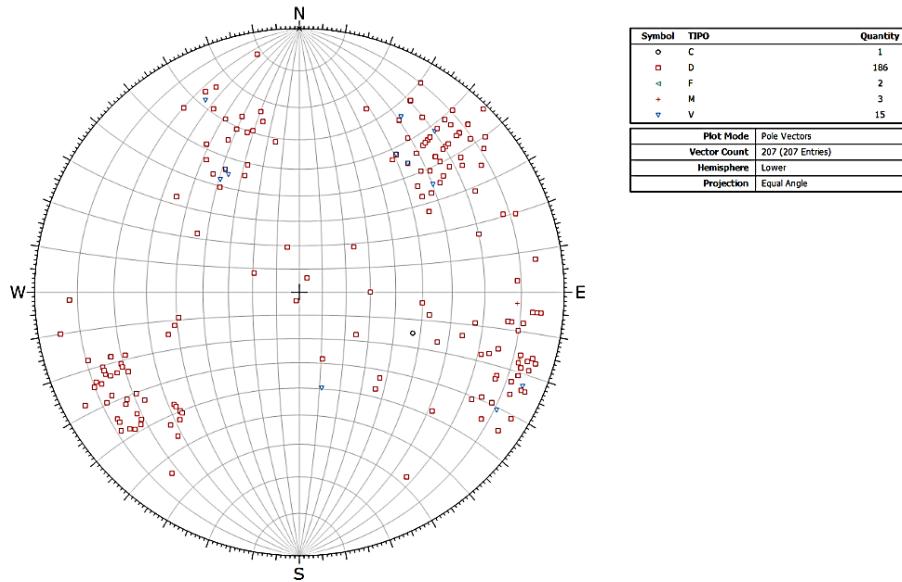
Los datos obtenidos en campo fueron organizados y procesados mediante el software DIPS v6.0, lo que permitió representar y analizar la orientación y frecuencia de las principales familias de discontinuidades. Los datos obtenidos para este procesamiento se presentan en el Anexo 12 y se ilustran en los estereogramas mostrados de las figuras siguientes que permiten visualizar de manera clara las tendencias estructurales del macizo rocoso.

En la Figura 29 se presenta el diagrama estereográfico del compuesto de dispersión de polos, donde se observa que las discontinuidades mapeadas muestran una mediana tendencia a agruparse en conjuntos definidos, lo cual evidencia la existencia de sistemas estructurales o familias de discontinuidades dentro del área

en estudio. Este agrupamiento es más evidente al representar las concentraciones de polos mediante gráficos de contorno.

Figura 28

Diagrama estereográfico del compuesto dispersión de polos

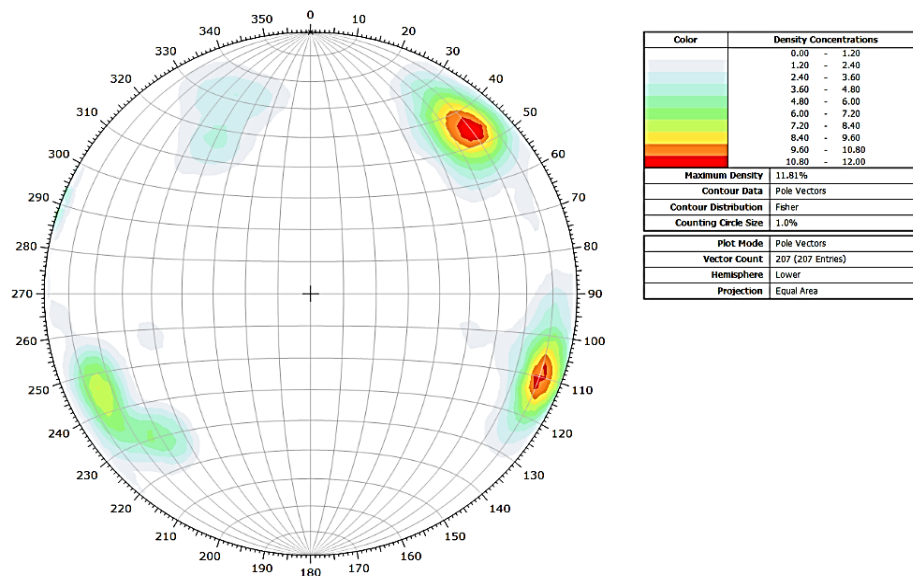


Fuente: Elaboración Propia.

La Figura 30, se muestra el estereograma de concentración de polos, donde se identifican al menos dos familias principales de discontinuidades, caracterizadas por una mayor densidad de polos. Asimismo, se reconocen dos agrupaciones con menor frecuencia, pero de importancia relativa debido a su contribución potencial en la formación de cuñas.

Figura 29

Diagrama estereográfico de concentración de polos



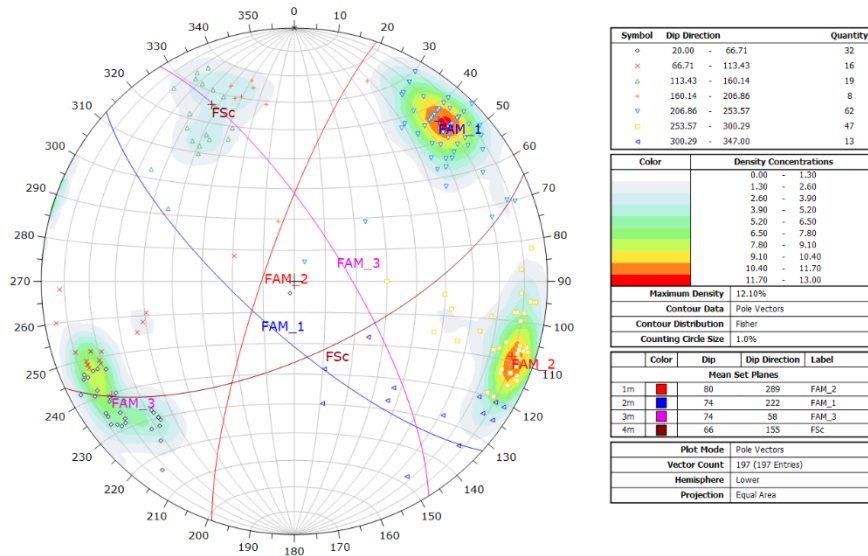
Fuente: Elaboración Propia.

Posteriormente en la Figura 31 se presenta el diagrama estereográfico de contorno y círculos máximos de discontinuidades el cual permite definir de manera precisa los parámetros de orientación de cada sistema presentes en la zona de estudio:

- **Sistema 1:** integrado por diaclasas, fallas vetillas mineralizadas y venillas de cuarzo con una dirección de buzamiento promedio de 289° y buzamiento de 80°
- **Sistema 2:** conformado en su mayoría por diaclasas y en menor medida por venillas de cuarzo, de dirección de buzamiento promedio 222° y 74° de buzamiento.
- **Sistema 3:** representado por diaclasas y fracturas algunas con presencia de óxidos tiene una dirección de buzamiento promedio 58° y buzamiento promedio de 74°
- **Sistema 4:** presenta mayormente diaclasas, algunas venillas de cuarzo fracturas y fallas y otros tipos de discontinuidades. Tiene una dirección de buzamiento promedio 155° y buzamiento promedio de 66°.

Figura 30

Diagrama estereográfico de contornos y círculos máximos de discontinuidades

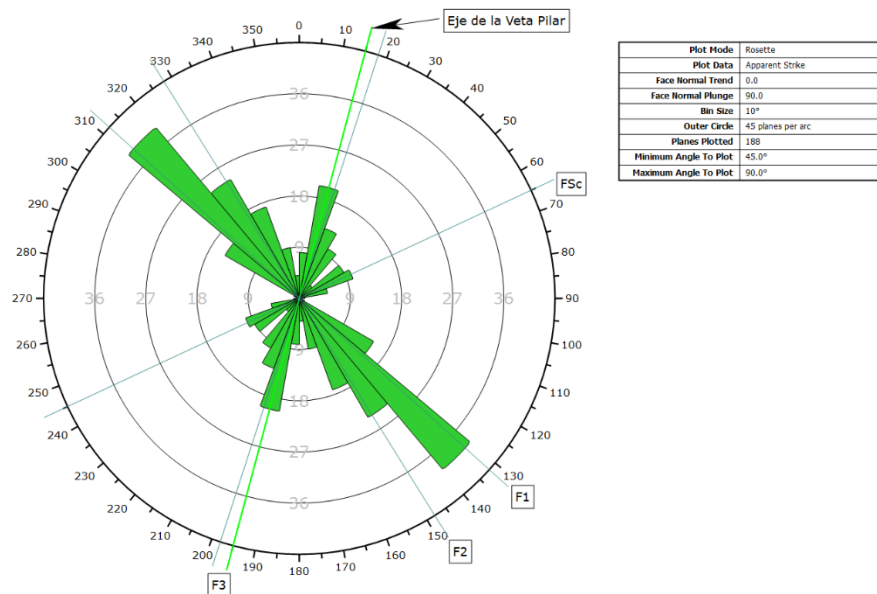


Fuente: Elaboración Propia.

Finalmente, la Figura 32 se presenta el diagrama de roseta de orientación de discontinuidades, donde se evidencia que el Sistema S1 concentra más del 40% de las discontinuidades, orientadas de manera casi perpendicular al eje de la galería, lo que constituye una condición favorable para la estabilidad del macizo, al contrario del Sistema S2 con aproximadamente un 20 % presenta orientación sub-paralelas al rumbo de la galería lo que representa un posible factor de riesgo en determinados tramos. En cambio, los Sistemas S3 y S4, que representan entre el 15% y 25 % del total muestran orientaciones diagonales respecto al eje de la excavación, lo que puede influir en la formación de bloques y en el comportamiento estructural del macizo

Figura 31

Diagrama de orientación de discontinuidades



Fuente: Elaboración Propia.

3.8.4. Caracterización del Macizo Rocoso

Con el propósito de cuantificar las condiciones geomecánicas del área en estudio, se hicieron uso de las fichas geomecánicas presentes en el Anexo 13 estandarizadas por la International Society for Rock Mechanics (ISRM). Estas fichas contemplan parámetros como la resistencia de la roca intacta, el grado de fracturamiento, condición de las paredes de las discontinuidades y la presencia de rellenos.

La información recopilada en campo fue procesada estadísticamente mediante el software Minitab 22, generándose histogramas y polígonos de frecuencia para cada uno de los parámetros evaluados. Este tratamiento estadístico permitió obtener distribuciones representativas que facilitan la interpretación y posterior aplicación de los datos en los sistemas de clasificación geomecánica.

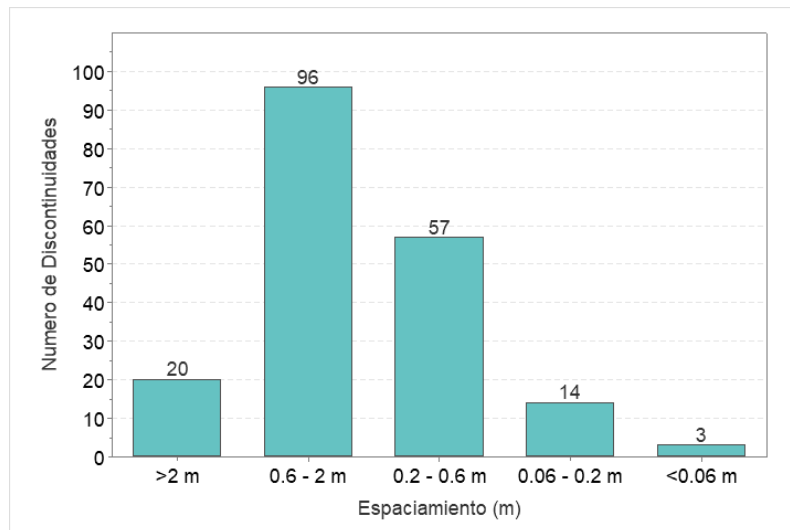
3.8.4.1. Espaciamiento

En la Figura 33 se presenta el histograma correspondiente a la distribución del espaciamiento de las discontinuidades evaluadas en cada estación geomecánica. Se observa que la mayor proporción de estructuras presentan un espaciamiento promedio comprendido entre 0.6 y 2m. seguido por un segundo grupo con espaciamiento entre 0.2 y 0.6 m. esta distribución sugiere la existencia de bloques

de roca de tamaño mediano a pequeño, lo cual constituye un factor determinante en el comportamiento mecánico del macizo rocoso.

Figura 32

Distribución del Espaciamiento de las discontinuidades



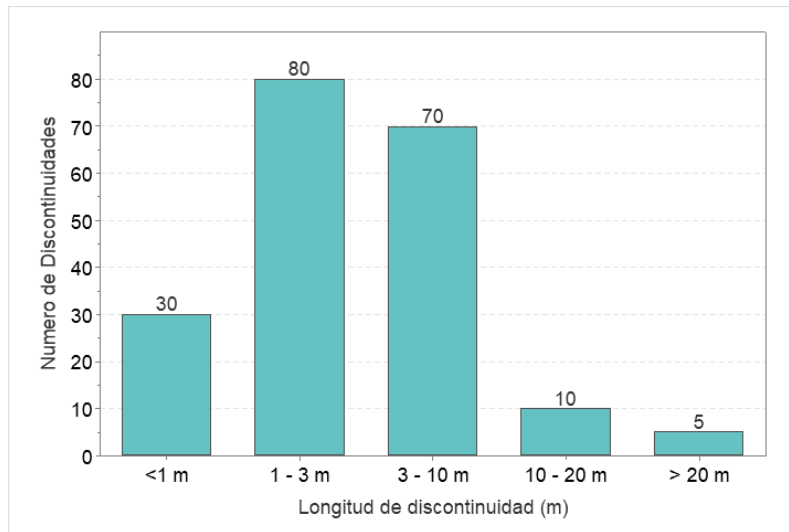
Fuente: Elaboración Propia.

3.8.4.2.Persistencia

En el histograma representado en la Figura 34, se observa que la frecuencia más alta de discontinuidades corresponde a un rango de persistencia de 1 – 3 m, lo cual representa el intervalo predominante en el área de estudio. Un segundo grupo significativo presenta persistencias comprendidas entre 3 y 10 m, condiciones que puede asociarse con un macizo de mejor calidad y de mayor estabilidad relativa de acuerdo con los criterios planteados por Bhawani & R. K., (2011).

Figura 33

Distribución de la Persistencia de las discontinuidades



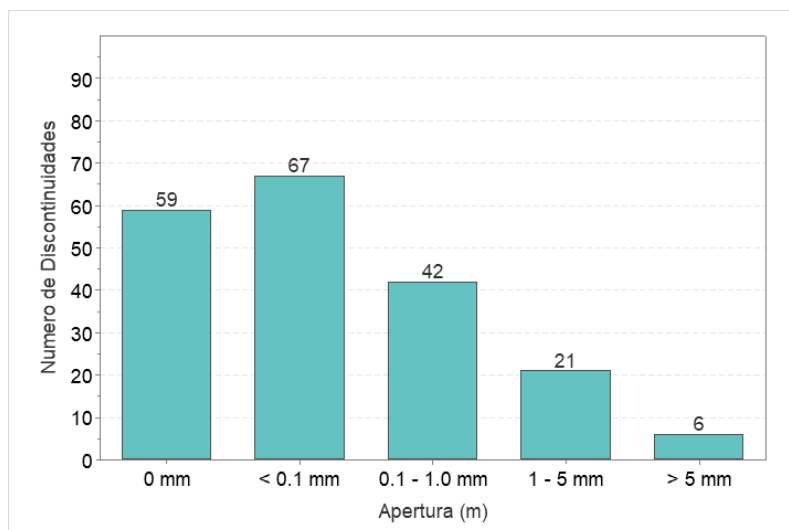
Fuente: Elaboración Propia.

3.8.4.3. Apertura

En la Figura 35 se evidencia que la mayoría de las discontinuidades presentan aperturas menores a 0.1 mm. Seguidas por estructuras sin apertura aparente. Esta condición constituye un factor favorable, ya que aperturas reducidas o inexistentes implican menor permeabilidad y mayor cohesión, disminuyendo así el riesgo de infiltraciones y deformaciones que podrían comprometer la estabilidad de las excavaciones (Ramirez y Alejano, 2004).

Figura 34

Distribución de la condición de Apertura en discontinuidades



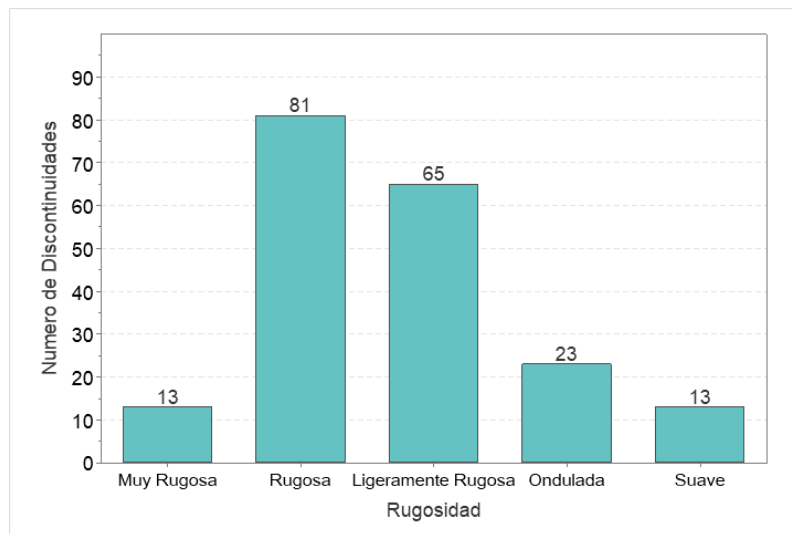
Fuente: Elaboración Propia.

3.8.4.4. Rugosidad

La Figura 36 muestra la distribución de frecuencias para el grado de rugosidad de las discontinuidades. Se identifican dos categorías predominantes: estructuras con superficies rugosas y aquellas ligeramente rugosas. Esta predominancia es indicativa de un macizo rocoso con mayor competencia mecánica, dado que la rugosidad contribuye a un incremento de la resistencia al corte (SNMPE, 2004).

Figura 35

Distribución de la condición de Rugosidad en las discontinuidades



Fuente: Elaboración Propia.

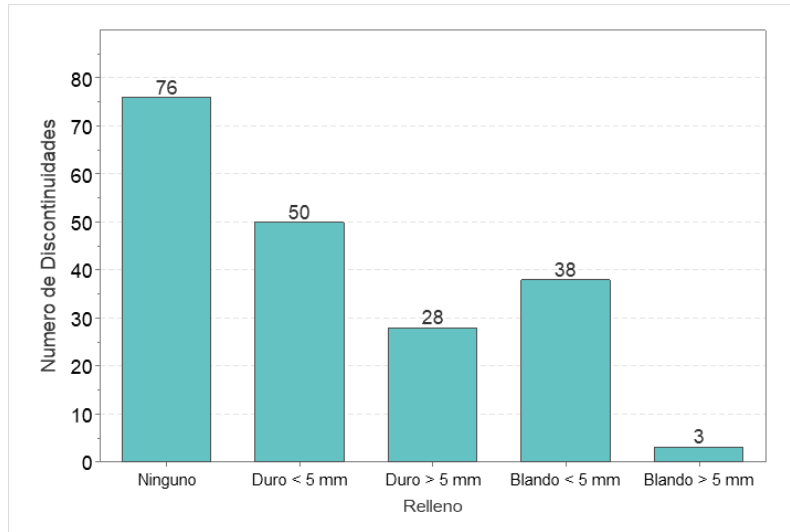
3.8.4.5. Relleno

El análisis de la condiciones de relleno, ilustrado en la Figura 37, revela que la mayoría de las discontinuidades se encuentran completamente limpias, sin presencia de material de relleno, constituyendo así la categoría de mayor frecuencia.

Sin embargo, también se identificaron rellenos clasificados como duros y blandos, principalmente constituidos por vetillas y material detrítico con espesores menores a 5mm. Esta condición, aunque menos frecuente puede influir en la reducción de la resistencia local del macizo rocoso.

Figura 36

Distribución de la condición de Relleno en las discontinuidades



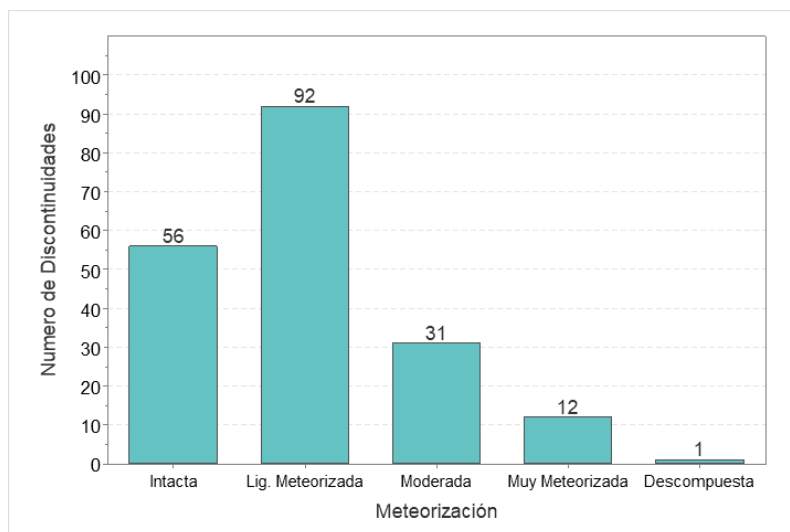
Fuente: Elaboración Propia.

3.8.4.6. Meteorización

De acuerdo con la Figura 38, la mayoría de las discontinuidades presenta un grado de meteorización *ligeramente meteorizada*, seguidas por aquellas clasificadas como roca fresca o *intacta* (sin meteorización). Esta predominancia indica que el macizo rocoso en la mayoría de las estaciones evaluadas posee propiedades mecánicas favorables y mejor calidad (SNMPE, 2004).

Figura 37

Distribución de la condición de Meteorización de las discontinuidades



Fuente: Elaboración Propia.

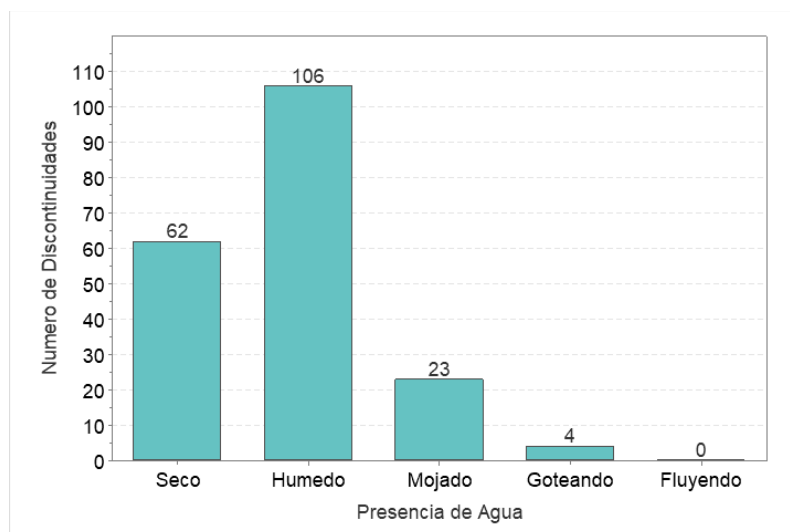
3.8.4.7. Presencia de Agua

La condición de presencia de agua en el macizo fue evaluada en las estaciones de mapeo y se constató que la presencia de agua se limita principalmente a zonas de fallas y vetillas mineralizadas. En la mayoría de las estaciones predominan condiciones húmedas asociadas a la influencia ambiental de la mina, donde la humedad atmosférica se impregna en la roca.

Este proceso, aunque no implica saturación significativa constituye a largo plazo al desarrollo de alteración y meteorización, modificando progresivamente las propiedades mecánicas del macizo. La distribución de frecuencias de este parámetro se presenta en la Figura 39.

Figura 38

Distribución de la condición de Presencia de Agua en las discontinuidades



Fuente: Elaboración Propia.

En síntesis, el análisis de los parámetros estructurales evidenció que el macizo rocoso en el área de estudio se caracteriza por la presencia de bloques medianos a pequeños con discontinuidades de moderada persistencia, aperturas reducidas, alta rugosidad y escasa incidencia de relleno y meteorización. Estos factores en conjunto permiten inferir que el macizo posee una calidad relativamente favorable para el sostenimiento natural de las excavaciones.

No obstante, la caracterización estructural por sí sola no es determinante para establecer un diagnóstico integral de las condiciones geomecánicas, por lo que es necesario complementar este análisis mediante la clasificación geomecánica del macizo rocoso aplicando sistemas ampliamente validados en el ámbito minero.

Estos sistemas permitirán cuantificar la calidad del macizo en función de parámetros medido en campo y laboratorio, proporcionando una base objetiva para definir criterios de diseño y sostenimiento adecuados para la nueva variante.

3.8.5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

La clasificación geomecánica constituye una etapa clave en la evaluación de la estabilidad de excavaciones subterráneas ya que permite integrar en índices cuantitativos las características estructurales y resistentes del macizo rocoso. Para este fin se parte de la determinación de parámetros básico como el Rock Quality Designation (RQD) y la resistencia de la roca intacta, obtenidos tanto en campo a partir de las estaciones geomecánicas como de laboratorio los cuales son insumos esenciales en los sistemas de clasificación geomecánica más utilizados como el RMR, Q de Barton y el GSI.

A continuación, se presentan los resultados obtenidos para estos parámetros seguidos de las clasificaciones derivadas que permites caracterizar el macizo en la zona de estudio.

3.8.5.1. Resistencia de la Roca Intacta

La resistencia de la roca intacta es uno de los parámetros clave en la evaluación y clasificación de macizos rocosos, esto se realizó mediante en cada una de las estaciones geomecánicas mapeadas, la aplicación del método cualitativo fundamentado en las recomendaciones del ISRM (1981), el cual se basa en el uso de un martillo de geólogo o picota, esto debido a las limitaciones de recursos técnicos de la empresa minera.

En campo La evaluación se realizó procediendo a golpear la roca expuesta y correlacionando luego las características con los rangos expuestos en la Tabla 16.

Tabla 16

Rangos de la estimación de la Resistencia en campó

Descripción	Identificación en campo	Estimación de la Resistencia (MPa)
Roca Extremadamente Blanda	se puede marcar con la uña del pulgar o se indenta profundamente con la uña de la picota.	0.25 - 1.0
Roca Muy Blanda		1.0 - 5.0

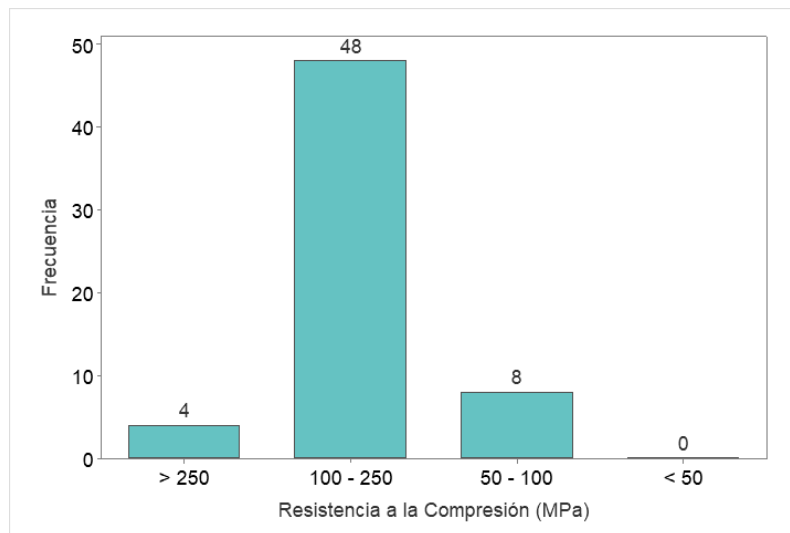
	se desmorona al golpear con la punta del martillo o puede ser pelado con cuchillo de bolsillo.	
Roca Blanda	se indenta superficialmente firme con la punta del martillo, produce pequeñas marcas o muescas, o puede ser pelado con dificultad con el cuchillo de bolsillo.	5.0 - 25
Roca Modera. Dura	Puede fracturarse con un golpe de martillo y el cuchillo de bolsillo no le puede raspar	25 - 50
Roca Dura	se rompe con uno a tres golpes de martillo	50 - 100
Roca Muy Dura	se rompe con más de tres golpes de picota	100 - 250
Roca Extremadamente Dura	se astilla con varios golpes de picota	> 250

Fuente: (ISRM, 1983)

Aunque este método presenta limitaciones en términos de precisión en comparación con ensayos cuantitativos, su aplicación sistemática y consistente permitió obtener una estimación representativa In Situ de la resistencia del macizo conforme se aprecia en el histograma de la Figura 40.

Figura 39

Distribución del valor de la Resistencia a la Compresión en campo



Fuente: Elaboración Propia.

Los resultados obtenidos indican que, en la mayoría de las estaciones mapeadas, la resistencia de la roca intacta presenta valores que se encuentran predominantemente en el rango de 100 a 250 MPa. De acuerdo con la clasificación

de la Tabla 17 del ISRM (1989), este rango corresponde a la categoría de *Roca Muy Dura*.

Complementando este resultados; se realizaron ensayos en laboratorio de compresión simple UCS y ensayo triaxial con la muestra MI-CT muestras de roca andesita representativa de la zona en estudio, los resultados mostraron resistencias uniaxiales mayores a 200 MPa, validando así las estimaciones cualitativas realizadas con el martillo de geólogo.

Tabla 17

Resultados de Ensayos de la Resistencia a la Compresión Simple

Ensayo	Litología	Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
UCS	Andesita	2291.30	224.7
Triaxial	Andesita	2227.06	218.4

Fuente: Resultados Laboratorio.

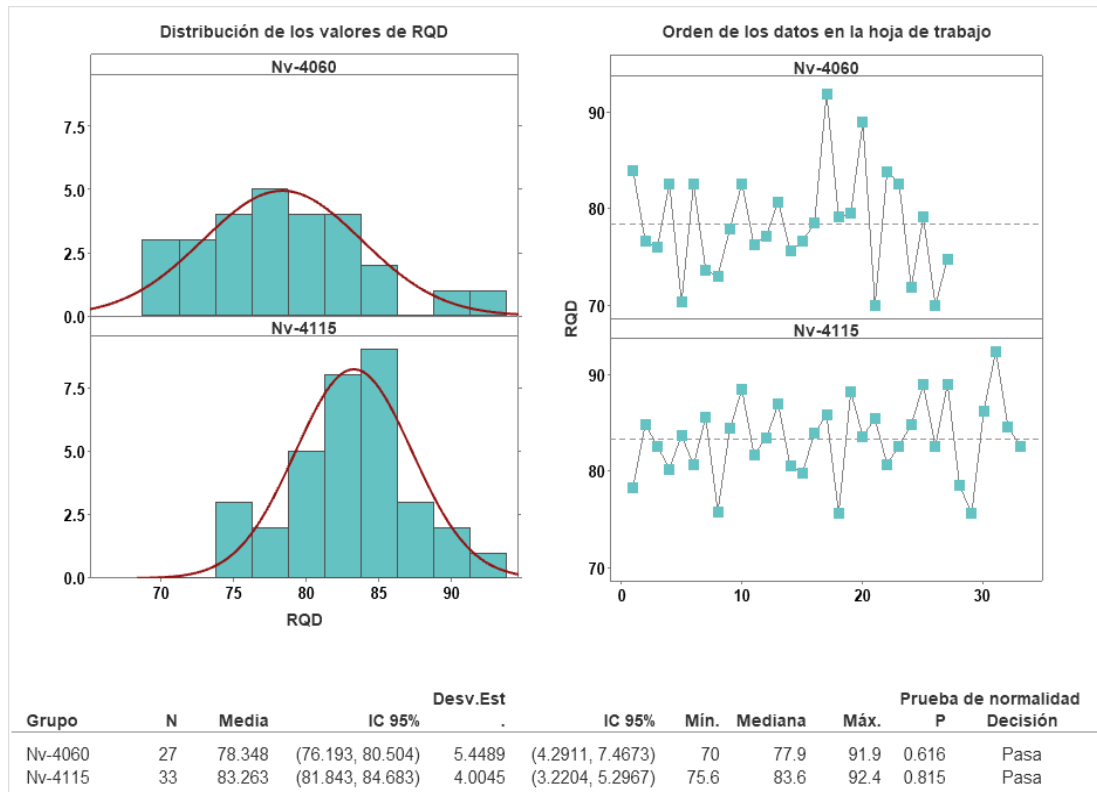
3.8.5.2.Determinación del RQD

La determinación del Rock Quality Designation (RQD) es realizado en campo registrando la frecuencia de fracturas por metro lineal en cada estación geomecánica. Para su cálculo se aplicó la ecuación propuesta de Priest y Hudson (1976), que relaciona la frecuencia de discontinuidades (λ) con el RQD

Los resultados obtenidos en las estaciones del Anexo 11 se analizan en el histograma de la Figura 31, donde los valores de RQD para las galerías varían entre 76% y 84%, siendo para la galería del Nv 4060, un valor promedio de 78.3% y para el Nv 4115 un valor promedio de 83.2%, equivalente aproximadamente a 8 fracturas por metro lineal. De acuerdo con la clasificación de Deere (1967), estos valores corresponden a una categoría de roca Buena, lo que sugiere una calidad aceptable del macizo rocoso en la zona de estudio.

Figura 40

Histograma de frecuencias de valores RQD en los Niveles 4060 y 4115



Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 18

Resultado del Valor RQD

Calidad de Roca	RQD
Muy Pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Fuente: (Deere, 1964)

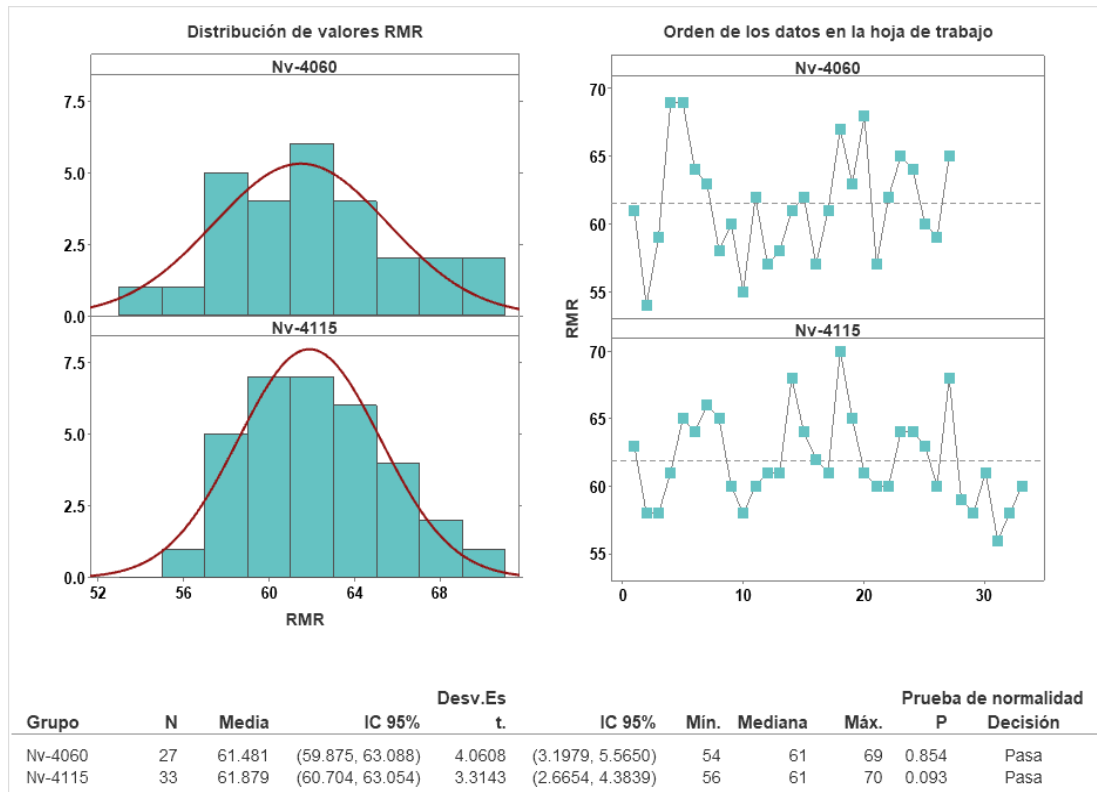
3.8.5.3. Clasificación RMR

Para la clasificación del macizo rocoso mediante el sistema RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Bieniawski (1989), se empleó el resumen de los datos recopilados en el Anexo 11 de las 60 estaciones de mapeo geomecánico realizadas en hastiales y partes accesible del tajo de la Veta Pilar, comprendida entre el Nivel principal 4060 y el Nivel de 4115; estos resultados se presentan en histograma de la Figura 42.

De los resultados obtenidos, se muestran en ambos histogramas con distribuciones normales y desviaciones de 3.99 y 3.16 lo que demuestra una baja variabilidad en el rango del RMR a lo largo de las galerías, además se determina que el promedio de las medias obtenidas resultantes es igual a 61.46 lo que se traduce como un macizo rocoso de calidad II-Buena según la Tabla 18.

Figura 41

Histograma de frecuencia del RMR en los Niveles 4060 y 4115



Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 19

Resultado de la Clasificación RMR

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad según RMR
I	81 - 100	Muy Buena
II	61 - 80	Buena
III	41 - 60	Media
IV	21 - 40	Mala
V	0 - 20	Muy Mala

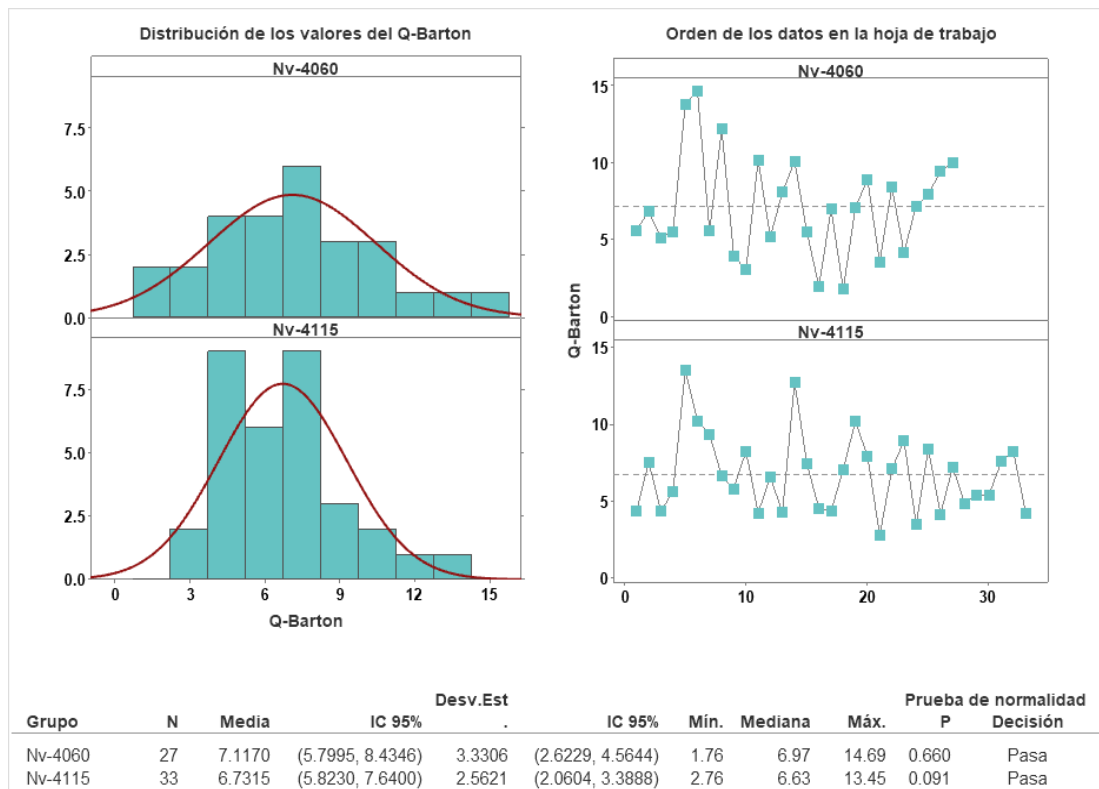
Adaptado de: (Bieniawski, 1989)

3.8.5.4. Clasificación Q-System

De la misma manera que en la clasificación anterior, se procede a hacer uso de los datos del valor Q obtenidos en las 60 estaciones mapeadas del Anexo 11, el análisis estadístico de los resultados consolidados se presenta en el histograma de la Figura 43.

Figura 42

Histograma de frecuencias Q-System en los Niveles 4060 y 4115



Fuente: Elaboración Propia.

En la Figura 43 ambos histogramas presentan una distribución normal con desviaciones estándar mínimas de 3.15 y 2.72, lo que sugiere que existe consistencia en la calidad del macizo entre ambos niveles de la zona en estudio, así también se determina que la media promedio del Q-System es de 6.92 lo que de acuerdo con la Tabla 19 se califica como un tipo de roca Buena.

Tabla 20

Resultado de la Clasificación Q-System

Tipo de Roca	Valores de Q
Excepcionalmente Mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente Mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy Mala	$10^{-1} - 1$
Mala	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy Buena	40 - 100
Extremadamente Buena	100 - 400
Excepcionalmente Buena	400 - 1000

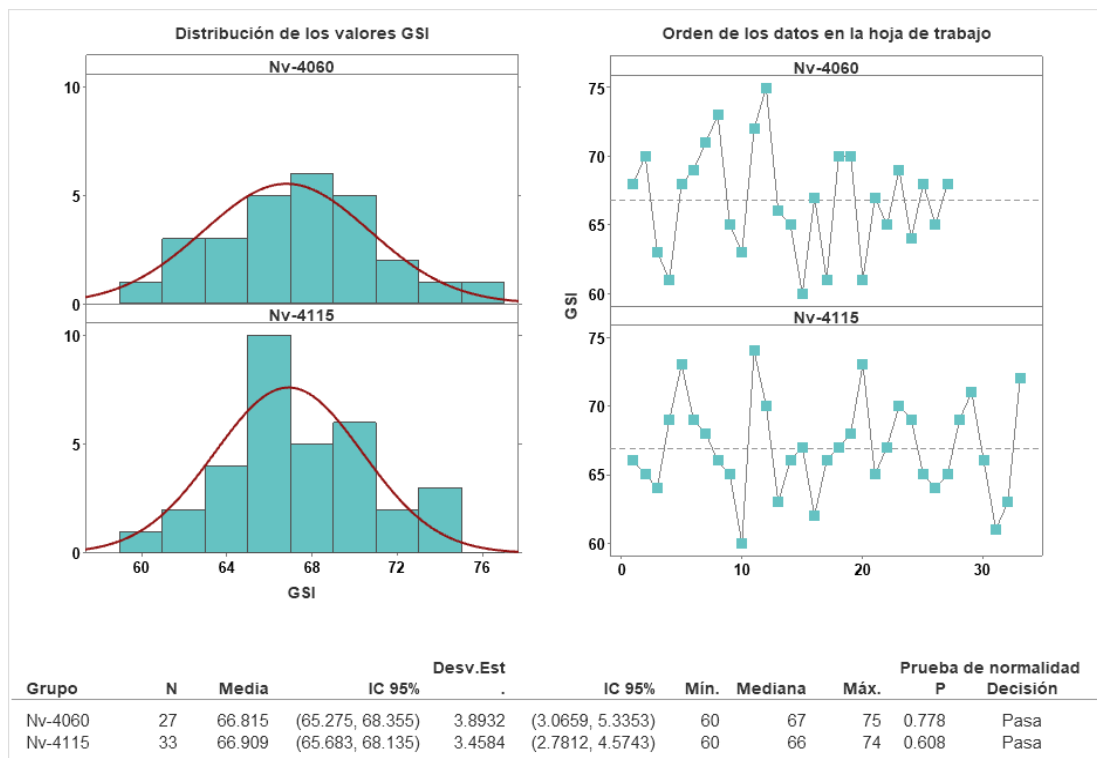
Adaptado de: (Barton, 2014)

3.8.5.5. Clasificación GSI

La clasificación GSI se realizó mediante la evaluación in situ, utilizando las cartillas GSI y la correlación con el RMR, siguiendo la recomendación de Hoek (2006), donde $GSI = RMR' - 5$, donde los valores resultantes de la correlación presentes en el anexo 2, se graficaron para analizar el estadístico en los histogramas de la Figura 44 que permitirán determinar la clasificación general del área en estudio.

Figura 43

Histograma de frecuencias GSI en los Niveles 4060 y 4115



Fuente: Elaboración Propia.

Los histogramas presentados en la Figura 44 muestran el análisis estadístico de los valores de GSI calculados a partir de la correlación GSI-RMR'-5 obteniendo una GSI promedio de 66.81 para el nivel 4060 y un GSI promedio de 66.90 para el nivel 4115 lo que da un promedio del GSI global de 66.84 para el macizo rocoso circundante. según la clasificación propuesta por Vallejo (2011) en la Figura 45, este valor corresponde a un macizo rocoso de calidad buena, caracterizado por una fracturación moderada y tamaños de bloque medio.

Figura 44

Resultado de la Clasificación GSI

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL																	
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (apertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>La relación del GSI con RMR, en condiciones secas y sin corrección por orientación es la siguiente: $GSI = RMR(seco) - 5$</p> <p>El RMR con el índice Q se relacionan mediante la siguiente relación: $RMR = 15 \log Q + 50$ (Barton, 95)</p> <p>Para relacionar el GSI con el RMI se toma en cuenta los parámetros Jc (condición de fracturas) y Vb (volumen de bloque).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CORRELACIÓN GSI modificado y RMR'</p>		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)													
ESTRUCTURA		SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)																	
		DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)																	
		DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)																	
		SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLIN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)																	
		SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA > 1 cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)																	
	<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</p> <p>TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 100cm.</p>	100cm 90	85	80	75	70	65	60	55	50	45	40	35	30	25	20	15	10	5
	<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F)</p> <p>TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 20cm</p>	50cm 80	75	70	65	60	55	50	45	40	35	30	25	20	15	10	5		
	<p>MUY FRACTURADA (MF)</p> <p>CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 10cm.</p>	20cm 75	60	55	50	45	40	35	30	25	20	15	10	5					
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)</p> <p>PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 5cm.</p>	15cm 65	50	45	40	35	30	25	20	15	10	5							
	<p>TRITURADA (T)</p> <p>MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)</p>	10cm 60	45	40	35	30	25	20	15	10	5								

Adaptado de: (Vallejo Cortes, 2002)

Por lo tanto, la uniformidad en los resultados obtenidos permite mencionar que el macizo rocoso en la zona de estudio presenta condiciones relativamente homogéneas, lo cual es consistente con la información litológica y estructural previamente analizada y verificada en campo.

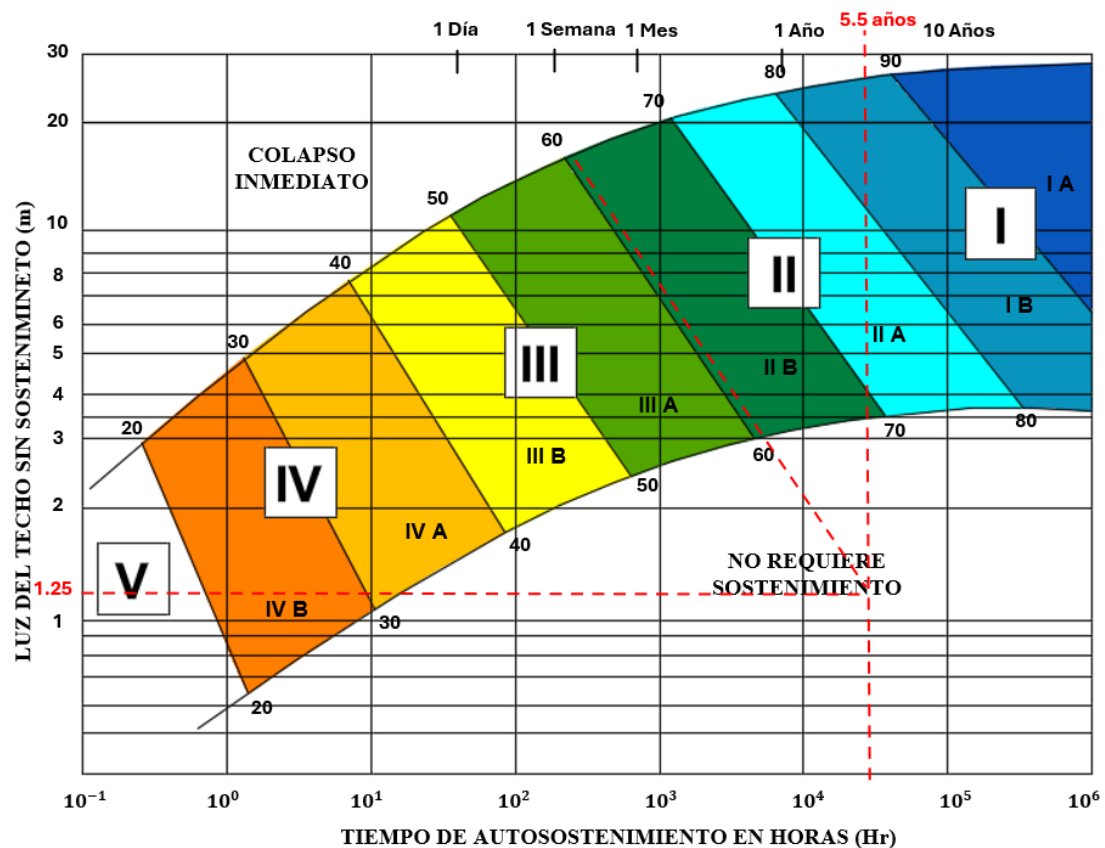
En conjunto, estos hallazgos constituyen la base para la delimitación del estudio geomecánico cuyo análisis resulta fundamental para generar y determinar las dimensiones del diseño que estén acorde a los resultados obtenidos y compararlos con el diseño actual.

3.8.6. Tiempo de autosostenimiento

Para la determinación del tiempo de exposición o autosostenimiento natural de las paredes del tajo se utiliza el siguiente abaco de la Figura 46, donde se determina que el tiempo de autosostenimiento será de 5.5 años, mayor al tiempo de vida de la mina determinado en la página 148 de la presente investigación.

Figura 45

Tiempo de Exposición o Autosostenimiento del tajo



Nota: en el abaco anterior se puede evidenciar que las paredes del tajo poseen aproximadamente un tiempo de autosostenimiento de 5.5 años, lo que supera el tiempo de vida de la mina (4 años) según el tiempo calculado en la pg 148 de la presente tesis. Fuente: Bieniaswki (1989).

3.8.7. Zonificación Geomecánica del Macizo Rocoso

El criterio para la zonificación geomecánica presentado en el Anexo 11 del área en estudio se determina a partir del mapeo geomecánico y la clasificación RMR obtenida de las estaciones geomecánicas de la galería y labores continuas a la zona en estudio, esto con el fin de identificar las zonas de dominios geomecánicos en los cuales se viene desarrollando el método, el cual como ya se determinó están ubicadas en las galerías de los niveles 4060 y 4115.

3.8.8. Resistencia de la masa rocosa

Seguidamente con el objetivo de realizar un posterior dimensionamiento del diseño actual del método que permita determinar la dimensión máxima según los valores geomecánicos obtenidos y los resultados de los ensayos triaxiales, se recurre a determinar las propiedades mecánicas de la resistencia de la masa rocosa como tracción, corte y constantes elásticas aplicando la metodología de Hoek-Brown con el software RockData V.4.0

Para la muestra M1-CT, los datos ingresados al software RockData V.4.0, se obtienen de los ensayos Triaxiales de laboratorio que se muestran en la siguiente Tabla 21:

Tabla 21

Datos de entrada de la muestra M1-CT

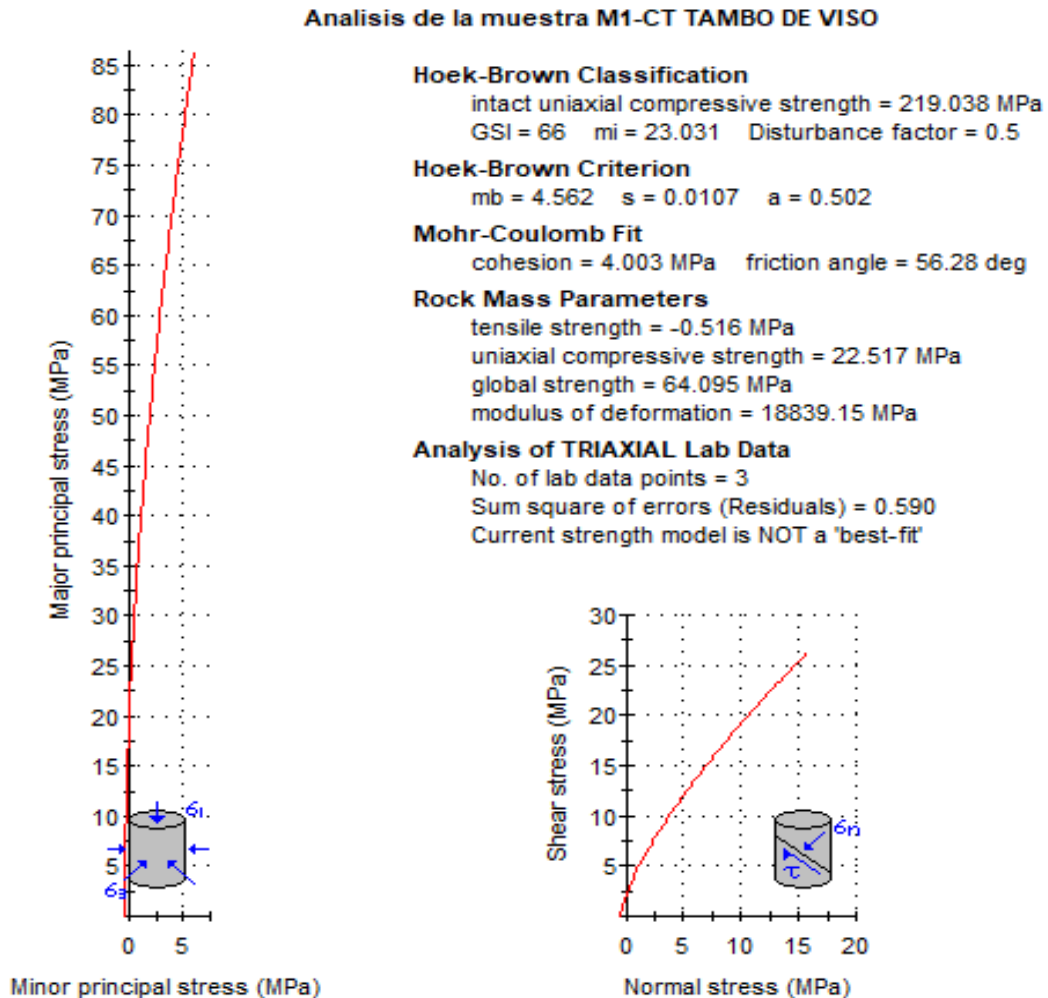
Muestra	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	R. Compresiva (MPa)	m_i	D	GSI
	2	243.26				
M1-CT	4	264.44	219.18	22.95	0.7	66
	6	286.06				

Fuente: Elaboración Propia.

Los Resultado calculados de la muestra M1-CT con el software RockData V.6.0 se presentan en la siguiente Figura 47:

Figura 46

Resultado del análisis de la muestra M1-CT-RockData



Fuente: Elaboración Propia.

La muestra M1-CT extraída de la caja techo, refleja que las condiciones del macizo rocoso encajonante evidencian un comportamiento resistente elevado, con un módulo de deformación E_{mr} superior a 21 GPa, calculo por el software para esta muestra, estos valores caracterizan a un macizo de alta competencia, con baja deformabilidad y un desempeño estructural favorable.

Para la muestra M2-EM, los datos de los ensayos triaxiales ingresados al software son los que se presentan a continuación en la Tabla 22:

Tabla 22

Parámetros de entrada de la muestra M2-EM

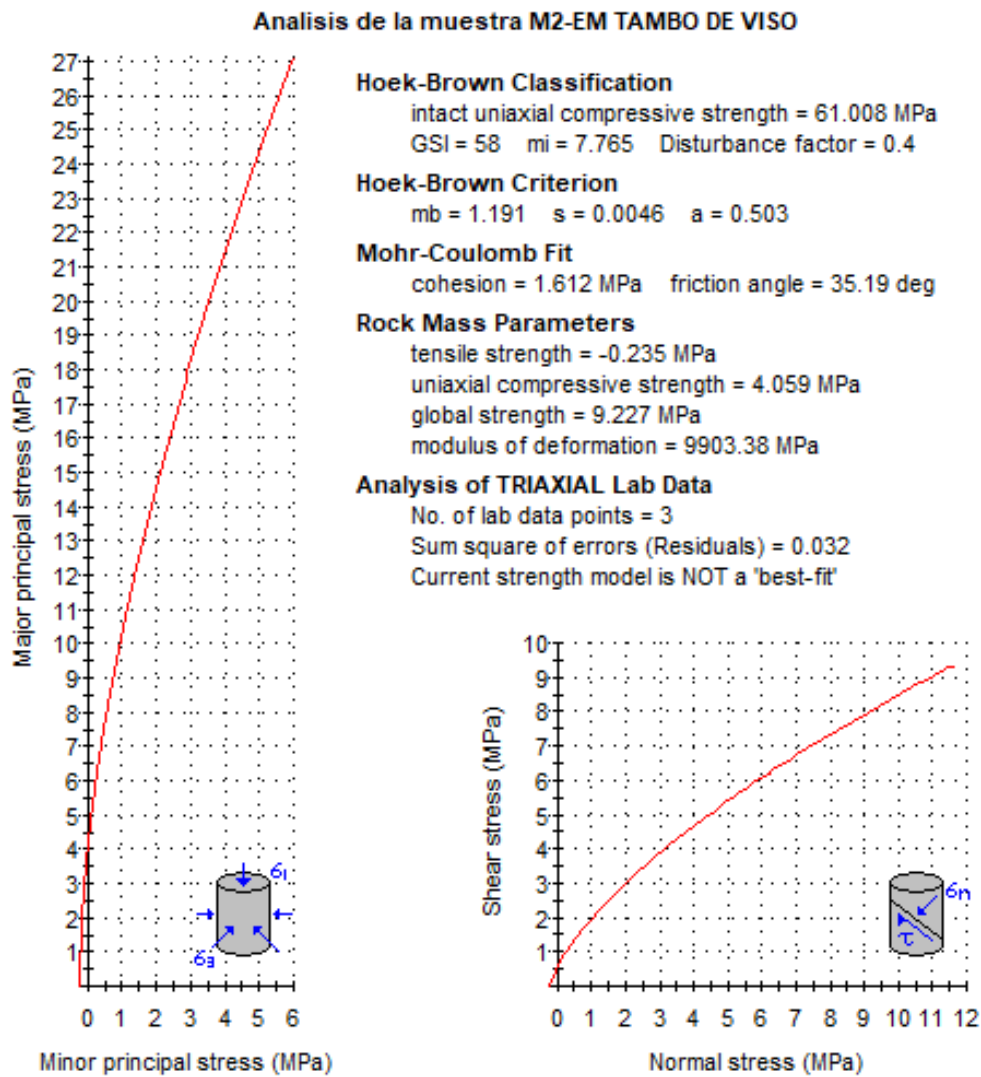
Muestra	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	R. Compresiva (MPa)	m_i	D	GSI
M2-EM	2	70.4	61	12.18	0.5	58
	4	78.8				
	6	87.1				

Fuente: Elaboración Propia.

Los resultado calculados para muestra M2-EM con el software RockData V.6.0 se presentan en la siguiente Figura 48:

Figura 47

Resultado del análisis de la muestra M2-EM-RockData



Fuente: Elaboración Propia.

En contraste con la muestra M2-EM correspondiente a la estructura mineralizada, esta resulta con parámetros considerablemente menores. Se obtuvo un módulo de deformación $E_{mr} = 5.9$ GPa, lo que indica una mayor deformabilidad y por lo tanto potencialmente susceptible a concentraciones de esfuerzos típico de estructuras mineralizadas.

Los valores principales calculados se resumen en la Tabla 23, donde se aprecia el contraste entre ambas muestras.

Tabla 23

Resultados del análisis RockData de las muestras evaluadas

Muestra	GSI'	σ_c Mpa	σ_t MPa	m_i	m_b	s	E_{mr} MPa	ν
M1-CT	66	218.7	-0.589	23.293	5.582	0.0150	21351.03	0.27
M2-EM	58	61	-0.126	7.765	0.787	0.0016	5917.15	0.25

Fuente: Resultados de Ensayo de Laboratorio.

Este análisis es clave para comprender la respuesta del macizo frente a la excavación, diferenciando zonas de mayor competencia de aquellas más vulnerables que podrían sufrir mayores deformaciones.

3.8.9. Esfuerzos in situ

Los esfuerzos in situ de la zona en estudio corresponden a una profundidad de 80 m. lo que indica que estos esfuerzos presenten magnitudes relativamente pequeñas en comparación con excavaciones a profundidades mayores (Hoek & Brown, 1980).

El esfuerzo vertical (σ_{v1}) se calcula a partir del peso específico del macizo rocoso y la profundidad donde se encuentra la excavación, aplicando la siguiente ecuación:

$$\sigma_{v1} = g \times g \times h = \gamma \times z$$

Donde:

σ_{v1} : Esfuerzo Vertical (MPa)

γ : Peso Específico (MN/m³)

Z : Profundidad del tajeo (m)

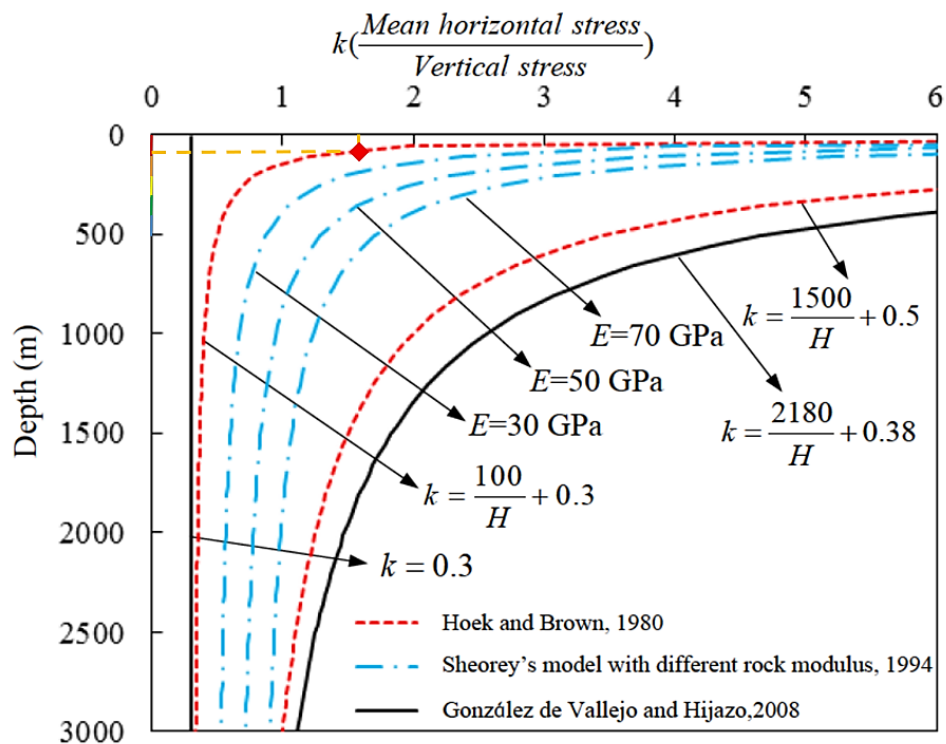
$$\sigma_{v1} = 28.65 \frac{N}{m^3} \times \frac{1}{1000} M \frac{N}{KN} \times 80m$$

$$\sigma_{v1} = 2.30 \text{ MPa}$$

Para el cálculo del esfuerzo horizontal (σ_h) se emplea la constante K, definida como la relación entre el esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical, Dado que la excavación se encuentra a una profundidad menor de 200 m, el valor K se estimará partir de la relación propuesta por Hoek & Brown (1980) presente en la Figura 49, la cual resulta más adecuada para profundidades someras como la del presente estudio.

Figura 48

Ratio del esfuerzo horizontal y vertical



Adaptado de: (Hoek & Brown, 1980; Sheorey, 1994).

De la Figura 38 se tiene que:

$$k = \frac{100}{H} + 0.3$$

Con $H = 80 \text{ m}$:

$$k = \frac{100}{80} + 0.3$$

$$k = 1.55$$

Así el esfuerzo horizontal se calcula como:

$$\sigma_h = k \times \sigma_{v1}$$

$$\sigma_h = 1.55 \times 2.30$$

$$\sigma_h = 3.56 \text{ MPa}$$

En resumen, se obtuvo un esfuerzo vertical promedio de $\sigma_v = 2.30 \text{ MPa}$ y un esfuerzo horizontal de $\sigma_h = 3.56 \text{ MPa}$ estos valores representan el estado tensional inicial del macizo rocoso y constituyen la base para el posterior dimensionamiento permitiendo establecer hasta qué punto el diseño actual se ajusta a las condiciones geomecánicas presentes del macizo o si las dimensiones en operación se encuentran dentro de los límites recomendados o si implican riesgos adicionales que requieran medidas de control como sostenimiento.

3.8.10. Dimensionamiento del Diseño actual

La determinación de los parámetros obtenidos en la evaluación geomecánica permite realizar un dimensionamiento acorde con las condiciones reales del macizo rocoso, con el objetivo de establecer la influencia directa que dichas condiciones ejercen sobre el diseño actual del método.

El comportamiento del macizo en su mayoría homogéneo y de buena calidad, determinado hasta el momento por las evaluaciones geomecánicas realizadas, permite realizar el dimensionamiento considerando principalmente la geometría del Hangingwall (pared colgante o pared de la caja techo) y el Crown (techo), ya que estas estructuras según Potvin & Hudyma (2000), son las que albergan mayor cantidad de esfuerzos tensionales y combinan la acción de la gravedad, haciéndolo más susceptibles a colapsos en comparación con la con la estabilidad que posee el Footwall (pared inferior) y Endwall (paredes laterales) que están sometidas únicamente a esfuerzos de compresión, haciendo que estas sean mayormente las más estables para condiciones donde la calidad del macizo rocoso sea de regular a Buena (Potvin, 1988). Adicional a esto se menciona que:

Los Stopes largos y angostos son más estables ya que la luz o claro transversal (Span) la parte más crítica respecto a la gravedad- es menor donde adicionalmente las paredes laterales contribuyen más al confinamiento y, por lo tanto, existe una mayor condición de la estabilidad siempre que el macizo rocoso sea competente (Potvin, 1988, p.219).

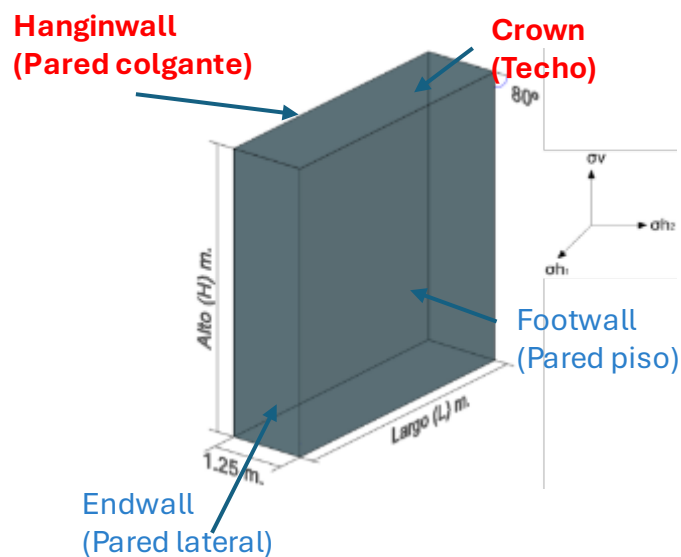
Lo que en resumen esto indicaría que los caserones o tajos angostos son más estables y dependen de la calidad del tipo de roca para lograrlo.

Partiendo de esta premisa, es que se emplea la metodología de Mathew (1981) modificada posteriormente por Potvin (1988) y Nickson (1992), la cual posibilita estimar las dimensiones máximas del caserón a partir de los parámetros geomecánicos obtenidos en las estaciones a lo largo de los hastiales que corresponden a la caja techo del tajo y de igual forma para el techo del tajo y donde las medidas reales del tajo son de 50 m. de largo por 47 m. de alto y 1.25 m. de ancho, se procede a determinar las nuevas dimensiones máximas técnicamente estables en que podría desarrollarse de manera segura el tajo.

En la Figura 50 se muestra el modelo geométrico del caserón del diseño de la Nueva Variante que se tendrá como referencia para dimensionar, conforme a los datos obtenidos previamente donde solo se tiene la longitud del ancho de la veta:

Figura 49

Parámetros geométricos del diseño del caserón



Fuente: Elaboración Propia.

Cálculo de parámetros del Crown

Para estimar las dimensiones del Crown se empieza calculando el valor del Número de estabilidad (N') haciendo uso de la siguiente ecuación:

$$N'_C = Q' \times A \times B \times C$$

El valor de Q' modificado es obtenido a partir del promedio de estaciones mapeadas dentro del tajo en cuatro frentes accesibles y representativos conforme se presenta en el Anexo 11.

Tabla 24

Valores Q' de las estaciones mapeadas sobre mineral dentro del tajo

Tajo	Q'
EGN - M01	28.97
EGN - M02	30.33
EGS - M01	32.93
EGS - M02	31.66
Promedio	30.97

Fuente: Elaboración Propia.

Se obtiene un promedio del Q' equivalente a 30.97 para las cuatro estaciones representativas.

El cálculo del Factor A del Crown resulta del análisis siguiente:

Los esfuerzos in situ que afectan a la estabilidad de la superficie del Crown de manera directa son los esfuerzos verticales calculados anteriormente e iguales a 2.30 MPa, mientras que los esfuerzos horizontales al no suponer una afectación directa a su inestabilidad, no se consideran para este cálculo.

La relación de aspecto (W/H) que para el caso del Crown deberá ser (L/W) para estimar las medidas entre el largo máximo y el ancho real, se considera que deberá ser lo más largo posible con el fin de que se permita evitar resultados conservadores con respecto a la dimensión finales del Crown.

Tabla 25

Condiciones iniciales de cálculo para estimar el Factor A del Crown

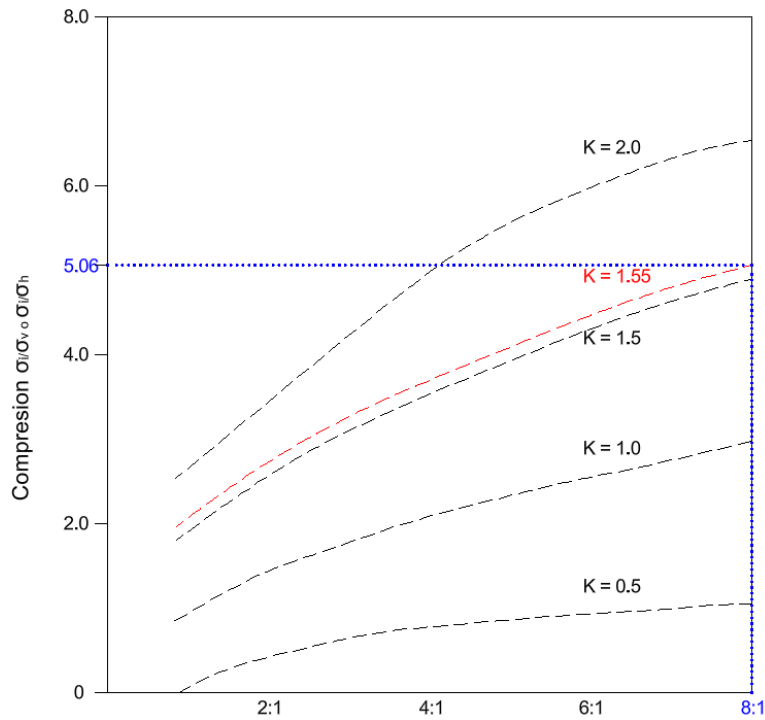
Condición 1	Valor 1
σ_v	2.3 MPa
σ_{h1}	3.56 MPa
$K = \frac{\sigma_{h1}}{\sigma_v}$	1.55
$L/W = \frac{Largo}{Ancho} = L/1.25$	L/W>8:1

Fuente: Elaboración Propia.

Según estas condiciones, se procede a graficar la curvas respectiva para un K=1.55 en la Figura 51 de Stewart & Forsyth (1995):

Figura 50

Estimación de la relación del esfuerzo inducidos para el Crown



Adaptado de: (Stewart & Forsyth, 1995).

La estimación de la relación del esfuerzo inducidos en el Crown, obtenidos de la Figura 51 resulta:

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_v} = 5.06$$

Por lo que se procede a despejar formando la siguiente ecuación que determina directamente el esfuerzo inducido en el Crown:

$$\sigma_1 = 5.06 * \sigma_v$$

$$\sigma_1 = 5.06 * 2.3 = 11.63 \text{ MPa}$$

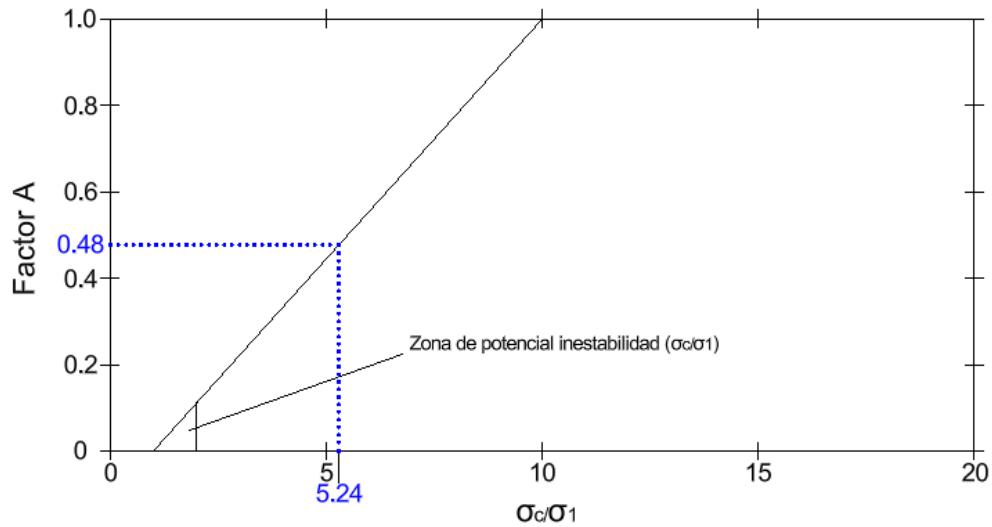
Este valor del esfuerzo inducido resultante se reemplaza en la siguiente relación (σ_c/σ_i):

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_i} = \frac{61}{11.63} = 5.24$$

Con este valor del producto de la relación obtenida, se determina que el Factor A en la gráfica de la Figura 52 es equivalente a 0.48.

Figura 51

Cálculo del Factor A del Crown

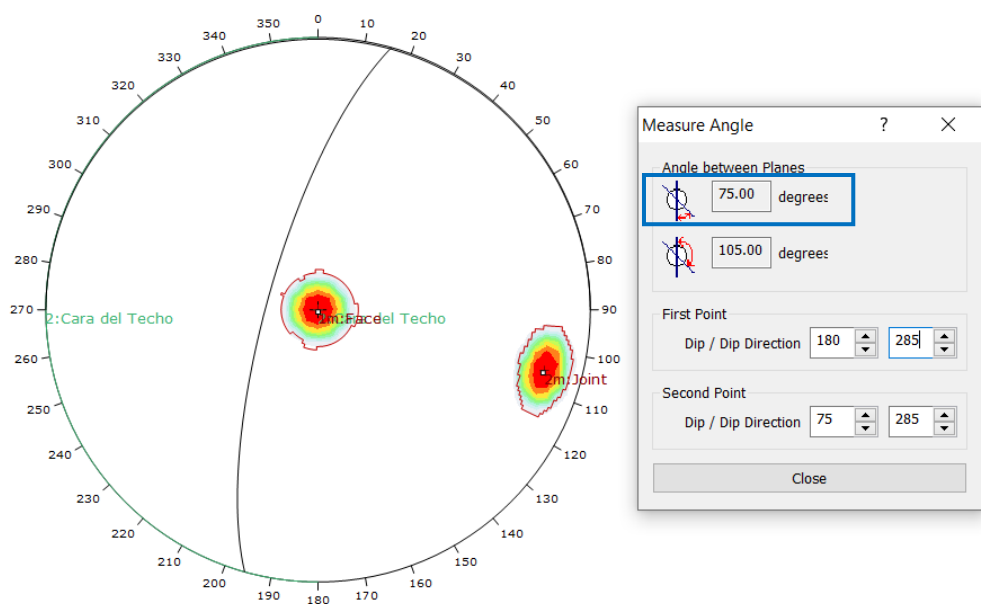


Adaptado de: (Stewart & Forsyth, 1995).

El cálculo del Factor B se determina a partir del Angulo formado entre la cara de la excavación y el plano de juntas que posean la orientación más desfavorable del Crown, esto se determina realizando la proyección estereográfica de sus orientaciones.

Figura 52

Determinación del ángulo verdadero entre la discontinuidad principal y la superficie del Crown.

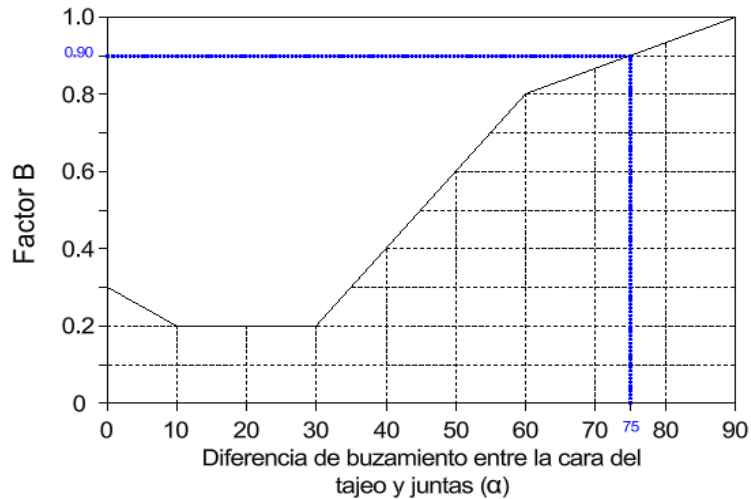


Fuente: Elaboración Propia.

La superficie del Crown posee una orientación de 180/285 y el plano de juntas una orientación de 75/285. Por lo que la orientación relativa de la discontinuidad principal con respecto a la superficie del Crown es de 75°; este valor según la Figura 54 se determina que el Factor B es igual a 0.90.

Figura 53

Cálculo del Factor B del Crown

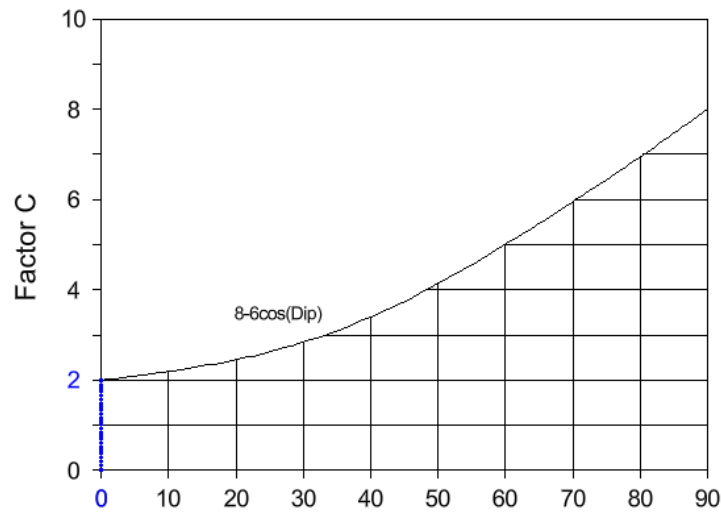


Adaptado de: (Potvin, 1988).

El Factor C de ajuste por gravedad es determinado a partir de la inclinación de la pared de Crown, que para este caso debido a que la superficie presenta una orientación Horizontal se considera una inclinación de 0°, resultando un Factor C igual a 2 según la Figura 55.

Figura 54

Cálculo del Factor C del Crown



Adaptado de: (Potvin, 1988).

Cálculo de parámetros de Hangingwall

Al igual que para el Crown se procede a realizar la misma metodología para estimar los parámetros de Cálculo en el Hangingwall

Número de Estabilidad N' del Hangingwall:

$$N'_H = Q' \times A \times B \times C$$

El valor de Q' modificado es obtenido a partir del promedio de las estaciones mapeadas en los hastiales correspondientes de las galerías del nivel 4060 y 4115 de la Veta Pilar de manera global ya que el comportamiento del macizo rocoso se comporta mayormente de manera homogénea en toda la sección mapeada, conforme se aprecia los resultados en el Anexo 11.

Tabla 26

Valor Q' del Hangingwall en las galerías del Nivel 4060 y 4115

Galería	Q'
Gal. Nv - 4060	17.22
Gal. Nv - 4115	16.3
Promedio	16.76

Fuente: Elaboración Propia.

El valor promedio obtenido del Q' para el cálculo del Hangingwall es igual 16.76.

Para el cálculo del Factor A, se considera que la superficie del hangingwall es afectada tanto por los esfuerzos verticales como por la presión de los esfuerzos horizontales del macizo rocoso.

Para la relación de aspecto (W/H) asume que las dimensiones del alto como el largo de la pared del hangingwall son lo más largo posibles para evitar valores conservadores en el dimensionamiento, ya que hasta el momento de ah venido determinando que el macizo roco es sumamente competente.

Tabla 27

Condiciones iniciales de cálculo para estimar el Factor A del Hangingwall

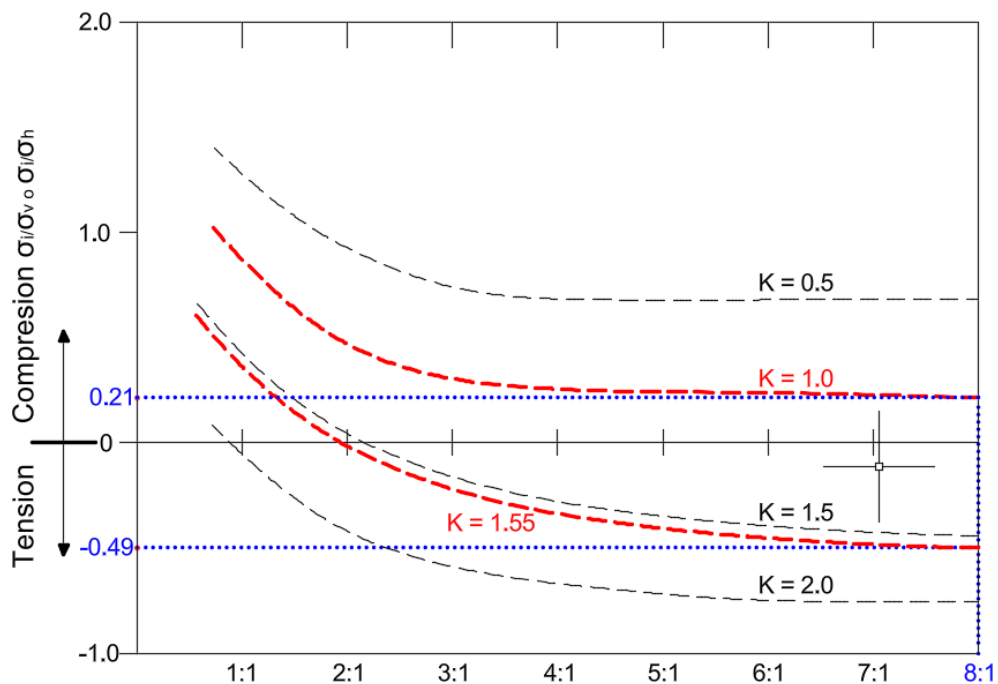
Condición 1	Valor 1	Condición 2	Valor 2
σ_v	2.3 MPa	σ_{h1}	3.56
σ_{h1}	3.56 MPa	σ_{h2}	3.56
$K = \frac{\sigma_{h1}}{\sigma_v}$	1.55	$K = \frac{\sigma_{h2}}{\sigma_{h1}}$	1
$W/H = \frac{Alto}{Ancho} = W/1.25$	W/H>8:1	$W/H = \frac{Largo}{Ancho} = L/1.25$	W/H>8:1

Fuente: Elaboración Propia.

Por lo que asumiendo estas condiciones en la Figura 56 se procede a graficar las curvas para un de K=1.55 y K=1.

Figura 55

Estimación de la relación de esfuerzos inducidos para el Hangingwall



Adaptado de: (Stewart & Forsyth, 1995).

Para la primera condición donde el valor de k es 1.55, se estima que (σ_1/σ_v) es igual a -0.49. como el valor es negativo, el (σ_1/σ_v) se establece en cero y por lo tanto σ_1 se vuelve cero.

$$-0.49 = \frac{\sigma_1}{\sigma_v} \rightarrow 0 = \frac{\sigma_1}{2.3} \rightarrow \sigma_1 = 0$$

Esto hace que σ_c/σ_1 sea mayor que 10, por lo tanto, el Factor A, es igual a 1

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = \frac{224.7}{0} = \text{es indefinido por lo que como limite se considera Infinito}$$

$$\text{entonces } \frac{\sigma_c}{\sigma_1} > 10 \rightarrow \text{Factor A} = 1$$

Para la segunda condición donde el valor de k es 1, se estima que (σ_i/σ_h) es igual a 0.21 no se considera otro valor y se procede a determinar el esfuerzo máximo inducido:

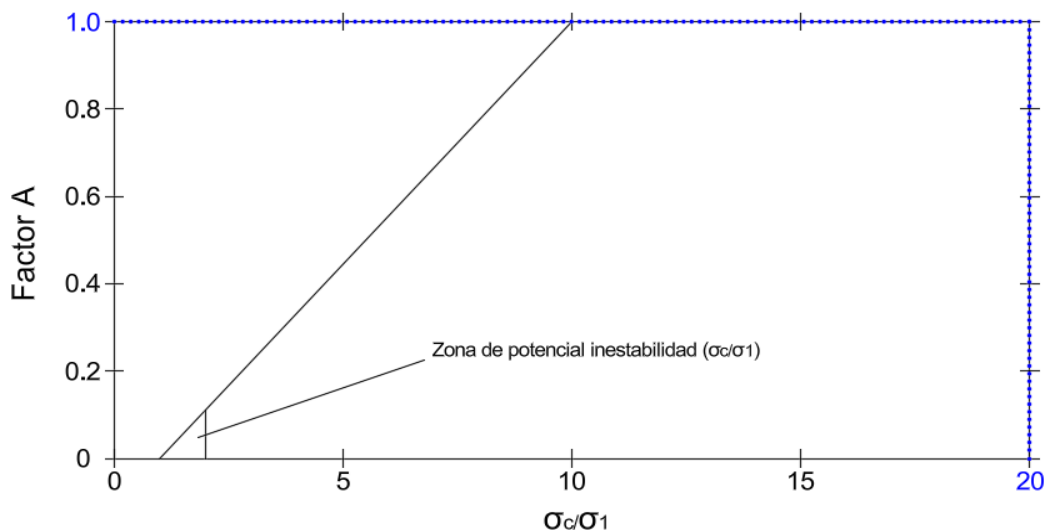
$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = \frac{224.7}{0.21} = 1070$$

$$\text{entonces } \frac{\sigma_c}{\sigma_1} > 10 \rightarrow \text{Factor A} = 1$$

Por lo tanto, el fator de esfuerzos A es igual a 1, indistintamente de cualquier valor que se tome conforme se demuestra en la Figura 57.

Figura 56

Cálculo del Factor A del Hangingwall

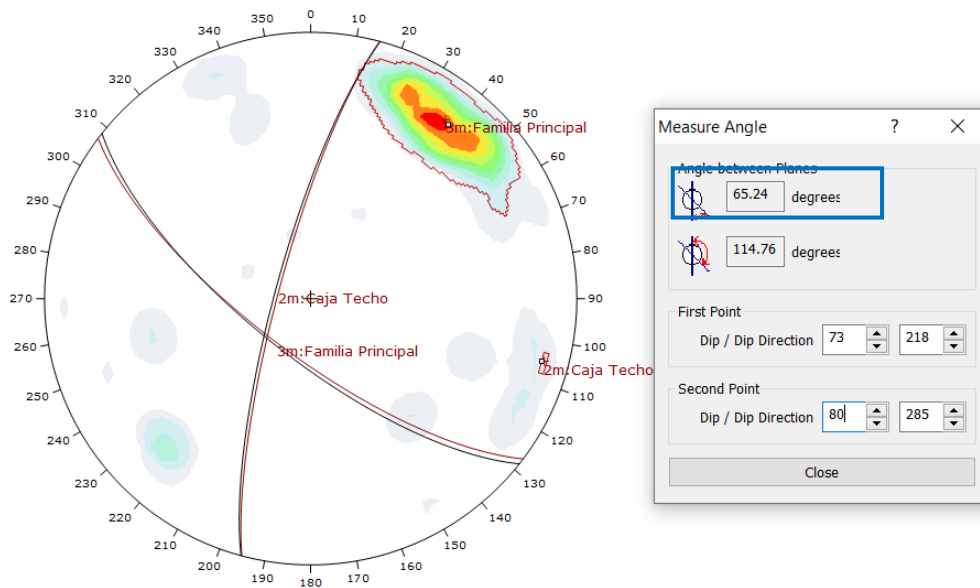


Adaptado de: (Stewart & Forsyth, 1995).

El cálculo del factor B, se determinará de la orientación principal de las discontinuidades predominantes del Hangingwall, así como también se considera la orientación de la superficie de este.

Figura 57

Cálculo del ángulo verdadero entre la discontinuidad principal y la superficie de la excavación

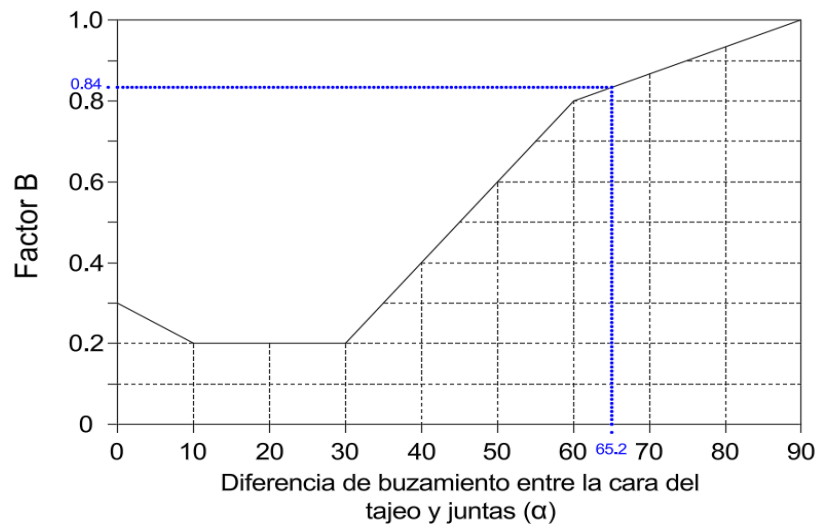


Fuente: Elaboración Propia.

La familia principal posee una orientación de 73/218 mientras que la superficie de la caja techo presenta una orientación de 80/285. Por lo que en el Hangingwall la orientación relativa de la discontinuidad principal con respecto a la orientación de su superficie es de 65.24°, resultado un Factor B igual a 0.84, según la gráfica en la Figura 58:

Figura 58

Cálculo del Factor B

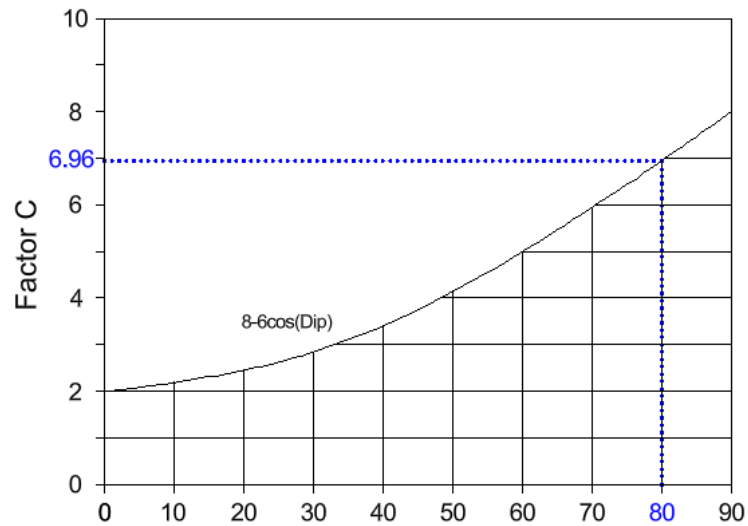


Adaptado de: (Potvin, 1988).

El factor C de ajuste por gravedad es determinado partir del buzamiento o inclinación del tajeo que para este caso es igual a 80° , resultando según la gráfica de la Figura 60 un valor de 6.96 para este Factor C.

Figura 59

Cálculo del Factor C



Adaptado de: (Potvin, 1988; Nickson, 1992).

Los valores obtenidos son:

Tabla 28*Valores del Número de Estabilidad del Corwn y Hangingwall*

Superficie	Q'	A	B	C	N'
Crown	30.97	0.48	0.90	2	26.75
Hangingwall	16.76	1	0.84	6.96	97.99

Fuente: Elaboración Propia.

Con los valores calculados del Número de Estabilidad N' , se procede a determinar las dimensiones máximas permisibles del Crown y el Hangingwall de la excavación. Este dimensionamiento se realiza mediante dos metodologías complementarias del grafico de estabilidad de Mathews-Potvin teniendo encuentra que:

Para el Crown debido a que se tiene una geometría fija $w = 1.25 \text{ m}$ solo se necesita determinar el largo máximo, por lo que la gráfica de Mathew-Potvin (1998) & Nikson (1992) posee limitaciones a esta aplicación para determinar el dimensionamiento mas no para determinar el $HR_{m\acute{a}x}$ dejando la estimación de la dimensión para un cálculo analítico posterior.

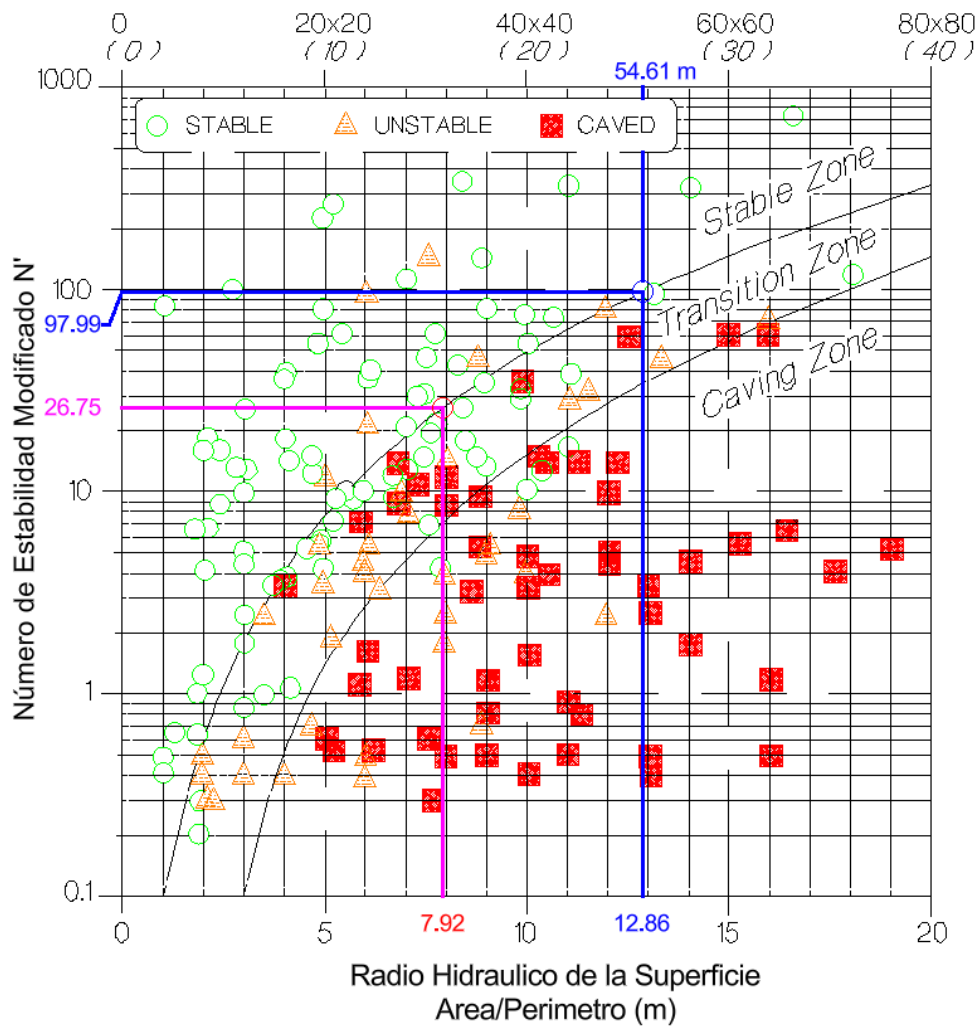
Para el Hanginwall se determina la dimensión máxima aplicando directamente la gráfica para el tamaño de abertura tipo $m \times m$ ya que las dimensiones deberán ser máximas para un $HR_{m\acute{a}x}$ cumpliendo con esta condición.

Dimensionamiento a partir del Método Gráfico

El procedimiento inicia ingresando el valor de N' en la curva de la frontera de estabilidad grafico de Mathew-Potvin (1998) & Nikson (1992). La intersección con esta curva define el Radio Hidráulico máximo quien, a su vez, determina en la misma grafica el valor de la dimensión máxima para el $HR_{m\acute{a}x}$ obtenido.

Figura 60

Gráfico de Estabilidad Mathew-Potvin (1988) & Nikson (1992),



Fuente: Potvin (1988) & Nikson (1992),

De la gráfica se obtienen para el Crown un $HR_{m\acute{a}x} = 7.92$ mientras que para el Hangingwall se obtiene el $HR_{m\acute{a}x} = 12.86$ y la dimension maxima 54.61 m por lado.

Dimensionamiento a partir del Radio Hidráulico

Para el Crown, una vez definido el $HR_{m\acute{a}x} = 7.92$, despejamos L de la formula del Radio Hidráulico:

$$HR_{m\acute{a}x} = \frac{W * L_{m\acute{a}x}}{2W + 2L}$$

Sustituyendo valores $HR_{m\acute{a}x} = 7.92 \text{ m}$ y $w = 1.25 \text{ m}$:

$$7.92 = \frac{1.25 * L_{m\acute{a}x}}{2(1.25) + 2L_{m\acute{a}x}}$$

$$7.92 * (2.50 + 2L_{m\acute{a}x}) = 1.25 * L_{m\acute{a}x}$$

$$19.8 + 15.84L_{m\acute{a}x} = 1.25 * L_{m\acute{a}x}$$

$$19.8 = -14.59 * L_{m\acute{a}x}$$

$$L_{m\acute{a}x} = -1.28 \text{ m ... inconsistente f\acute{isicamente}}$$

Por lo que se procede a evaluar la limitaci3n f\acute{isica impuesta por la geometr\acute{a} fija de la veta $w = 1.25 \text{ m}$, haciendo del Radio Hidraulico una funci3n que tiene un limite maximo cuando la longitud maxima tiende a infinito:

$$HR_{m\acute{a}x} = \lim_{L \rightarrow \infty} \frac{W * L}{2W + 2L}$$

Dividimos el numerador y denominador entre L:

$$HR_{m\acute{a}x} = \lim_{L \rightarrow \infty} \frac{\frac{W + L}{L}}{\frac{2W}{L} + \frac{2L}{L}} = \lim_{L \rightarrow \infty} \frac{W}{\frac{2W}{L} + 2}$$

Evaluando el l\acute{imite cuando $L \rightarrow \infty$, el termino $\frac{2W}{L} \rightarrow 0$:

$$\frac{W}{0 + 2} = \frac{W}{2}$$

Entonces el l\acute{imite f\acute{isico del $HR_{m\acute{a}x(F\acute{isico})}$ ser\acute{a}:

$$HR_{m\acute{a}x(F\acute{isico})} = \frac{W}{2} = \frac{1.25 \text{ m}}{2} = 0.625 \text{ m}$$

Por lo que el $HR_{m\acute{a}x-critico}(7.92 \text{ m}) \gg HR_{m\acute{a}x-fisico}(0.625 \text{ m})$ lo que significa que para un Crown de $w = 1.25 \text{ m}$ con $N' = 26.75$, la longitud maxima teorica sera infinita y solo seria finita si se tiene un $HR_{m\acute{a}x-critico}(7.92 \text{ m}) \ll HR_{m\acute{a}x-fisico}(0.625 \text{ m})$ lo que en la practica no es posible debido a que el valor del N' es alto, reflejando que la roca es sumamente competente para cualquier longitud con un Crown igual a $w = 1.25 \text{ m}$.

Para el dimensionamiento del Hangingwall se tiene $N' = 97.99$ y $HR_{m\acute{a}x} = 12.86$ obtenido de la Figura 61, se reemplazan estos valores en la ecuaci3n del radio hidr\acute{a}ulico donde antes se deber\acute{a} cumplir que $Alto(H)$ y $Largo(L)$ ser\acute{a}n iguales $H = L = x$, para que la dimensi3n resultante del Hangingwall sea m\acute{a}xima:

$$RH_{CT} = \frac{H * L}{2H + 2L}$$

$$12.86 = \frac{x * x}{2x + 2x}$$

$$12.86 = \frac{x^2}{4x}$$

Resolviendo la ecuación se obtiene que la dimensión máxima para el Hangingwall será:

$$x = H = L = 51.44 \text{ m}$$

3.8.11. Análisis de estabilidad

Con el objetivo de evaluar la estabilidad del diseño actual del método bajo las dimensiones reales en operación, se desarrolló un modelo para análisis numérico que permite simular el comportamiento del macizo rocoso frente a los esfuerzos in situ bajo el diseño de la Nueva variante por lo que se definieron tres etapas que representan el avance progresivo del minado del tajo, verificando la redistribución de esfuerzos principales σ_1 y σ_3 , desplazamientos totales y factor de seguridad.

El análisis se efectúa empleando el software Phase2 v.8.0 basado en el método de análisis bidimensional de elementos finitos (FEM).

Los valores de los esfuerzos in situ fueron calculados en subtemas anteriores considerando una profundidad de 80m, un coeficiente $K = 1.55$ y una densidad media de 2.92 t/m³ para la roca estéril. El esfuerzo vertical obtenido fue de 2.29MPa y el horizontal de 3.55MPa, aplicados como esfuerzos iniciales principales en el modelo

Los parámetros geomecánicos del macizo rocoso se incorporaron en función de los resultados obtenidos previamente de la evaluación geomecánica, estos parámetros servirán para el análisis empleando el criterios Generalizados de Hoek-Brown que emplea el software.

Tabla 29

Parámetros de entrada para el Software Phase2

Muestra	GSI'	σ_c Mpa	a	m_i	m_b	s	E_{mr} MPa	ν
M1-CT	66	218.7	0.502	23.293	5.582	0.0150	21351.03	0.27
M2-EM	58	100	0.507	7.765	0.787	0.0016	5917.15	0.25

Fuente: Resultados Analizados mediante Software *RockData V.3.0.*

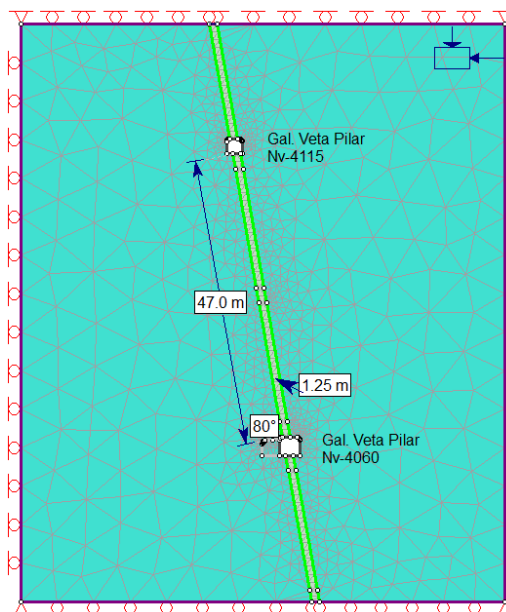
3.8.11.1. Geometría y condiciones de contorno

Para el modelamiento de las condiciones reales del diseño actual, se realizan aplicando los criterios de restricciones de frontera estándar que permitirán simular el comportamiento real de los desplazamientos que sufre el macizo luego de realizado la excavación, para este caso se emplean la restricción de los desplazamientos en el sentido vertical y restricciones laterales horizontales para evitar movimientos rígidos.

El mallado se realiza de manera no uniforme con un mayor refinamiento en los contornos del tajo para garantizar precisión en el cálculos de tensiones y deformaciones, mientras que en los bordes externos se mantuvo un mallado más amplio, esto permite obtener mejores resultados del comportamiento real de los esfuerzos en el macizo.

Figura 61

Geometría y condiciones de contorno



Fuente: Elaboración Propia.

3.8.11.2. Etapa 1: Desarrollo de Galerías Principales

Para este caso se simula las aberturas iniciales generadas por las galerías principales de los niveles 4060 y 4115.

Esfuerzos Principales (σ_1 y σ_3)

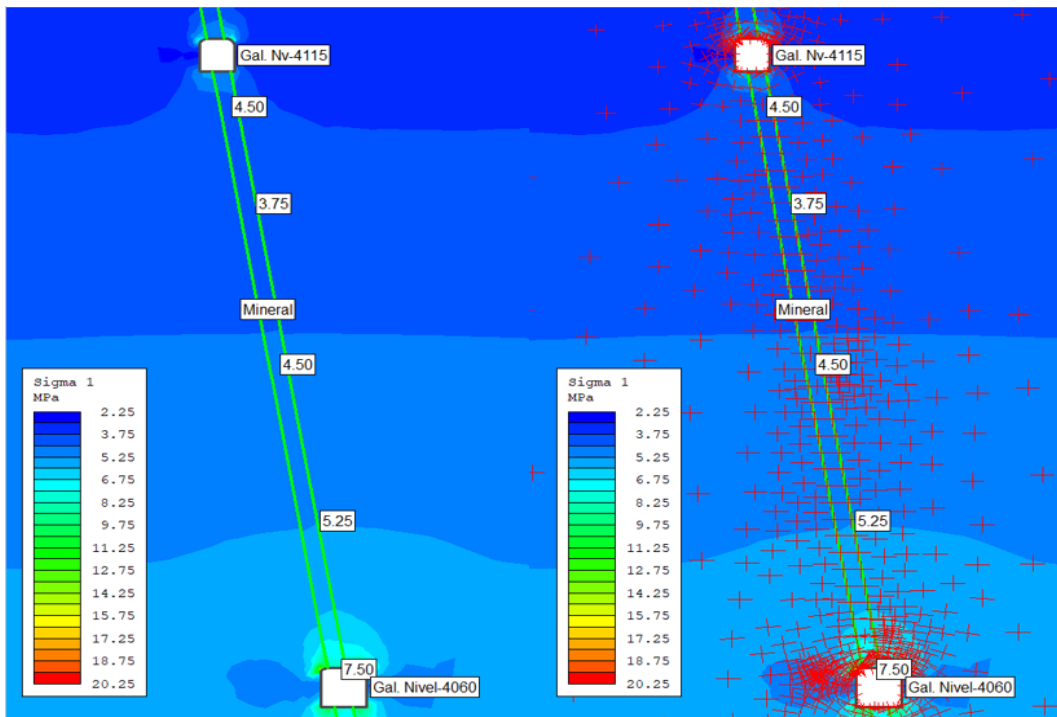
El análisis de los esfuerzos principales (σ_1 y σ_3) permiten identificar inicialmente como se redistribuyen estos esfuerzos alrededor de la excavación realizada.

En la Figura 63, se observa la distribución del esfuerzo principal máximo (σ_1), el cual se concentra en los contornos inmediatos de ambas galerías, alcanzando valores más altos en las esquinas y en el techo de la Galería del Nivel 4060.

Esta concentración se debe al alivio de confinamiento generado por la excavación, que provocó una redistribución vertical de esfuerzos hacia el contorno del macizo conforme se aprecia en la imagen derecha de la misma Figura 63, donde los vectores se agrupan en su mayoría en las esquinas de las coronas, con esfuerzos relativamente bajos de hasta 7.5MPa. lo que indica una zona de estabilidad relativa dentro de la excavación; sin que se desarrollen zonas críticas de inestabilidad.

Figura 62

Distribución del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) en la Etapa 1



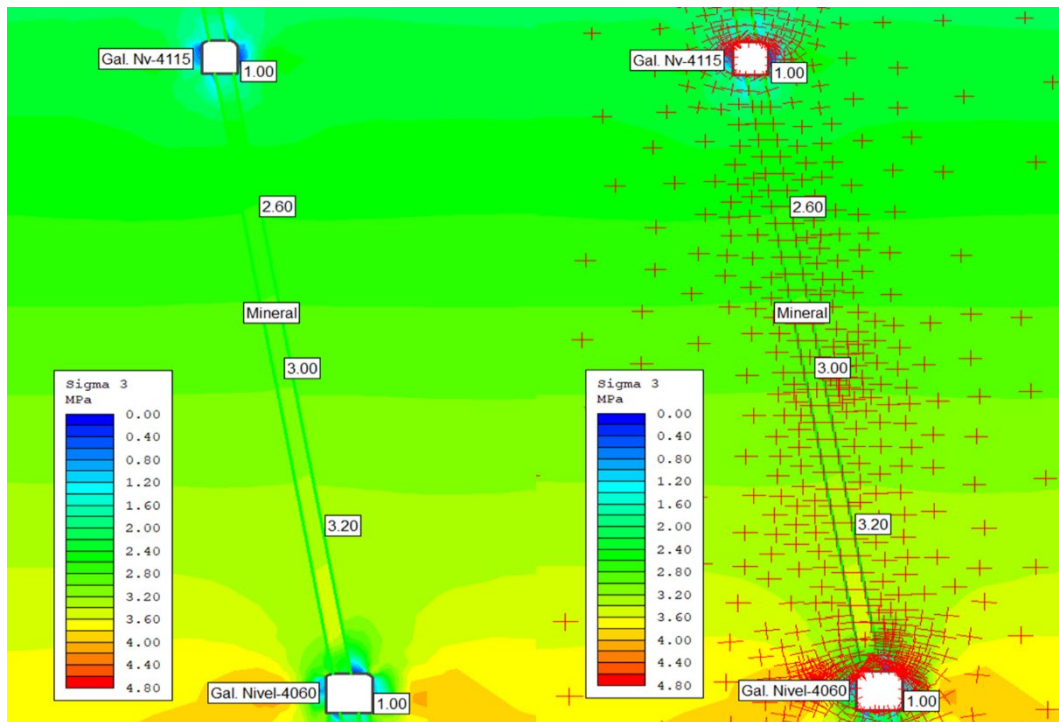
Fuente: Elaboración Propia.

En la Figura 64 correspondiente al esfuerzo principal mínimo (σ_3), se observa que las direcciones de los esfuerzos principales representadas mediante los vectores de orientación de esfuerzos tienen un tendencia predominantemente vertical y compresiva, con valores que se distribuyen de manera gradual entre ambas galerías debido a la proximidad con la superficie del nivel superior.

No se registran zonas con tensiones de tracción significativas, lo cual confirma que el macizo mantiene un comportamiento estable y confinado en esta fase inicial

Figura 63

Distribución del Esfuerzo Principal Menor (σ_3), en la Etapa 1



Fuente: Elaboración Propia.

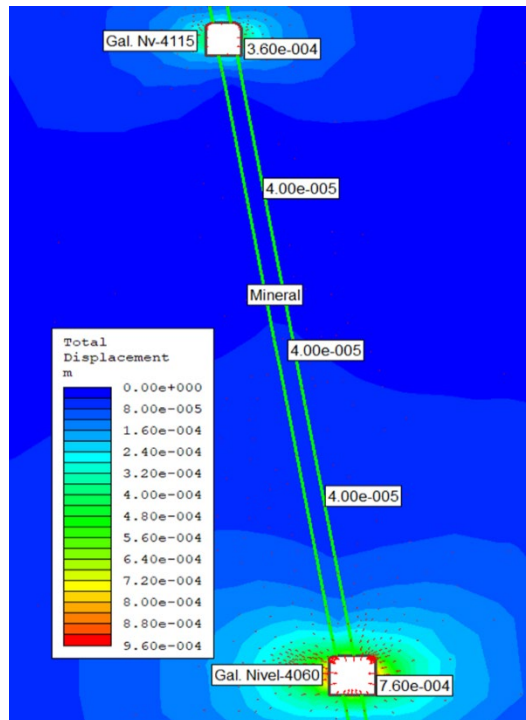
Desplazamientos Totales

En la Figura 65, se presenta el diagrama de los desplazamientos totales, los cuales alcanzan un máximo de 0.76 mm en las esquinas de la galería inferior del Nivel 4060 y un mínimo de 0.03 mm en la galería superior. Los mayores desplazamientos se concentran en los contornos de la galería inferior debido a su menor confinamiento de los esfuerzos menores (σ_3), donde las tensiones generan leves deformaciones hacia el interior de la excavación.

El comportamiento general de los desplazamientos presentados es simétrico y estable, sin evidencias de deformaciones plásticas o zonas de falla incipiente.

Figura 64

Desplazamientos Totales del Macizo Rocoso en la Etapa 1



Fuente: Elaboración Propia.

Factor de seguridad

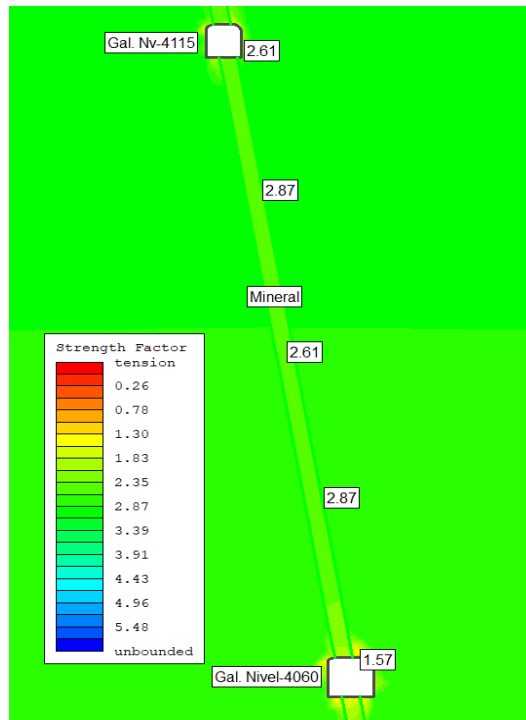
El análisis del factor de seguridad obtenido para esta etapa muestra valores superiores a 2.5 en la mayor parte del macizo, con ligeras reducciones localizadas alrededor de las galerías, donde los valores mínimos alcanzan 1.57 a 2.0.

Estos valores indican que el macizo se encuentra en un régimen de comportamiento elástico y no presenta condiciones de falla.

El factor de seguridad generalmente aceptado como indicativo de estabilidad en excavaciones subterráneas según (Osinergmin, 2017) para excavaciones de estabilidad a largo plazo deberán ser $FS > 1.5$, basándose en esta premisa, los resultados confirman para esta primera etapa que el terreno es altamente competente y que las galerías pueden mantenerse sin sostenimiento inmediato durante esta etapa de desarrollo.

Figura 65

Factor de Seguridad en la Etapa 1



Fuente: Elaboración Propia.

3.8.11.3. Etapa 2: Sección superior del tajo minado

En esta etapa se simula la extracción del mineral desde la Galería del Nivel 4115 hasta la altura media del tajo equivalente a 20 metros dejando un pilar intermedio de 2.5m de alto como referencia.

Esfuerzos Principales (σ_1 y σ_3)

En la Figura 67 se muestra una redistribución de esfuerzos significativa diferente a la etapa anterior, debido a la creación de una gran cavidad que obliga a los esfuerzos a desviarse alrededor del tajo, uno de los puntos pico evaluados en esta distribución de esfuerzos recae sobre el contacto entre Crown y las paredes laterales del tajo, donde se concentran esfuerzos (σ_1) máximos de 17MPa lo que podría ser un indicador para que se genere daños por compresión, fracturamiento y estallido de rocas de baja calidad.

Mientras que las paredes interiores del tajo muestran un (σ_1) igual a 0 MPa, lo que confirma una zona sin confinamiento o relajación total de la compresión dentro del tajo, existiendo zonas con valores negativos de hasta -0.85MPa lo cual se refiere a que en esta zona parte de las paredes pasaron de un estado de compresión a uno

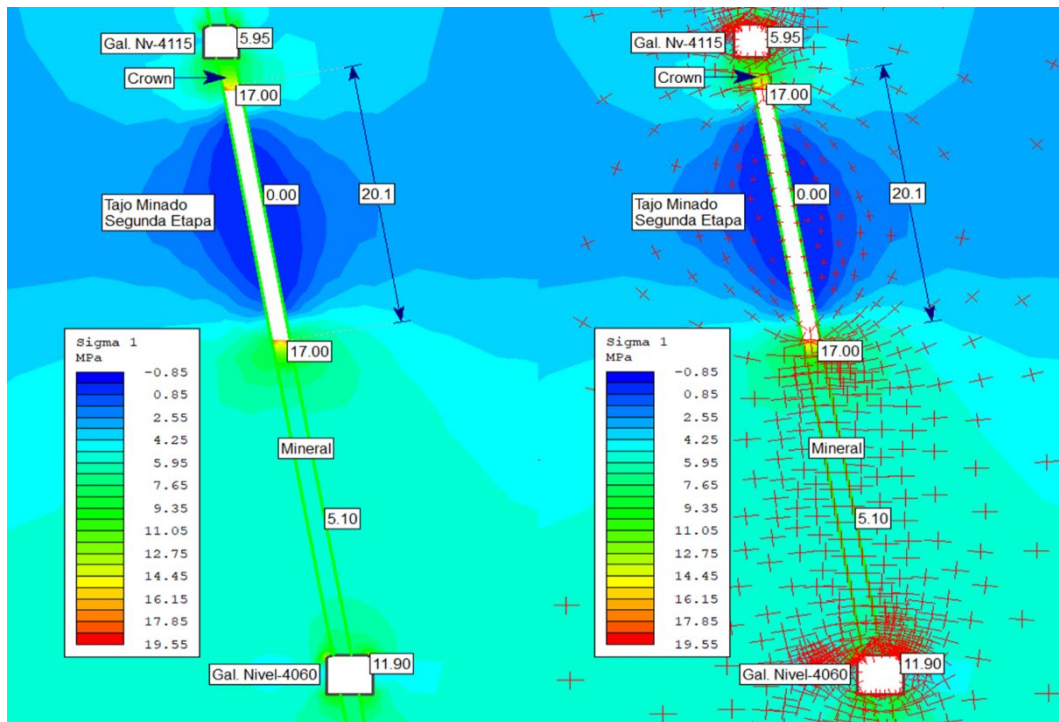
de tensión, aunque es todavía de valores no significativos para la calidad de la roca presente.

La desviación del flujo de los vectores de esfuerzos ya no sigue la trayectoria horizontal inicial, sino que se desvían marcadamente para fluir alrededor de la cavidad de la excavación. Lo cual este reordenamiento de la dirección en la que se está soportando las cargas pasan a definir un plano inicial de potencial de falla por aplastamiento en las paredes.

Aunque el valor máximo del (σ_1) sigue estando muy por debajo de la resistencia de la roca circundante, la alta concentración y reorientación de esfuerzos en los hastiales de la futura cavidad podría incrementar el riesgo de inestabilidad de tipo estructural afectando la persistencia de las discontinuidades y la estabilidad de las paredes.

Figura 66

Distribución del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) en la Etapa 2



Fuente: Elaboración Propia.

Las zonas de alto confinamiento (σ_3) en contraste con las zonas relajadas del área del futuro pilar y parte de la cara expuesta del Crown muestran un aumento del confinamiento en tonos más verdes y amarillos de hasta 5.0MPa. este aumento es

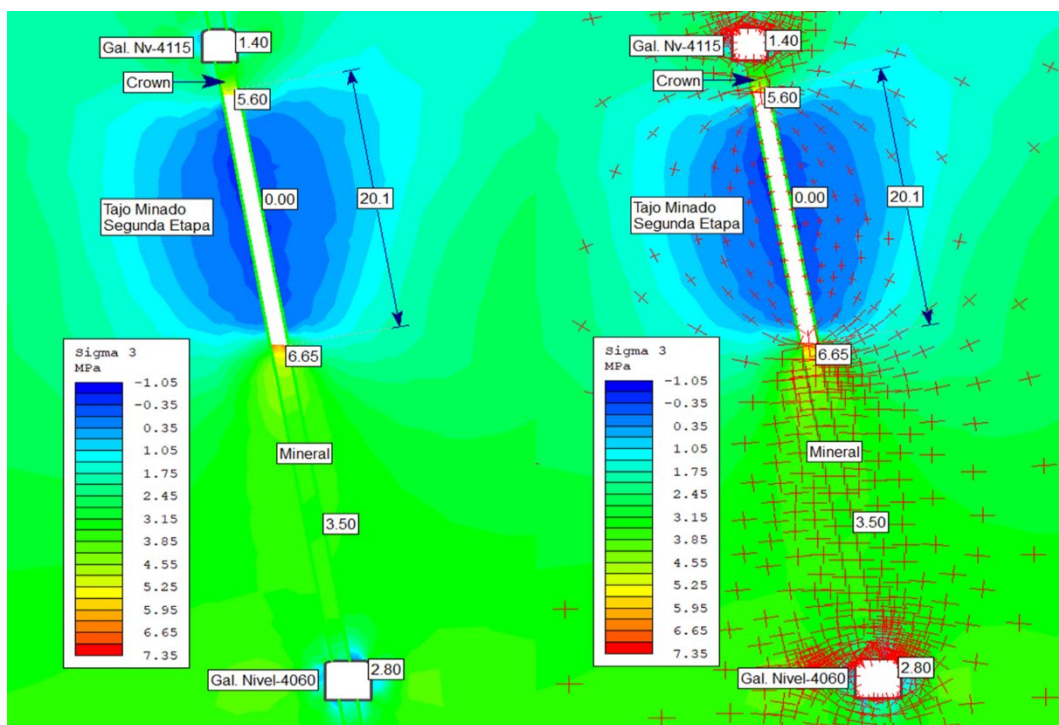
un efecto esperado donde el esfuerzo que antes confinaba la roca en la mitad superior del caserón ahora se transfiere hacia el fondo del pilar.

Mientras que con respecto a la orientación de los vectores de esfuerzos, estos tienden a orientarse perpendicularmente a la cavidad en las zonas de tracción. Esta orientación indicaría que la menor resistencia del material está dirigida hacia la excavación facilitando el posible desprendimiento de bloques en presencia de discontinuidades de orientación desfavorable.

Si bien la resistencia de la roca intacta puede proporcionar un alto valor, el bajo esfuerzo de tracción podría conducir a la apertura de juntas preexistentes y la liberación de bloques o cuñas.

Figura 67

Distribución del Esfuerzos Principal Menor (σ_3) en Etapa 2



Fuente: Elaboración Propia.

Desplazamientos Totales

La Figura 69 ilustra la magnitud de la deformación generada por el minado de la mitad superior del tajo. Los desplazamientos son una medida directa de la respuesta de deformación del macizo ante la redistribución de los esfuerzos analizados previamente.

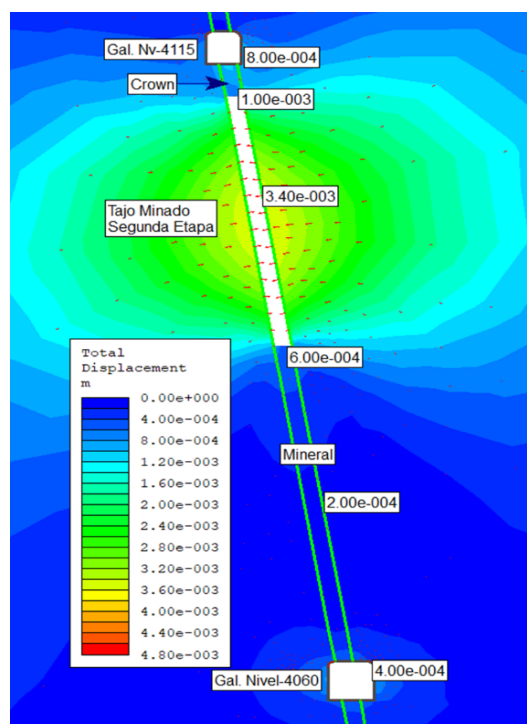
Los valores máximos totales alcanzan aproximadamente los 3.4mm en las paredes centrales de la excavación de coloración verde/amarillo, justo debajo del Crown. Esta ubicación coincide con la zona de bajo confinamiento, aunque la magnitud en milímetros sigue siendo baja en términos absolutos de la excavación.

En comparación con la Primera Etapa, los desplazamientos han aumentado significativamente en comparación con los valores máximo de 0.76 mm registrados en zonas de la galería del nivel 4060. Este incremento de más de cuatro veces, lo que es normal y esperado debido al aumento del tamaño de la excavación y el consecuente relajamiento del macizo.

Los vectores de desplazamiento en forma de flechas muestran claramente que la deformación está dirigida hacia el interior de la excavación, lo cual es un patrón normal de convergencia.

Figura 68

Desplazamientos Totales del macizo rocoso en la Etapa 2



Fuente: Elaboración Propia.

Mientras que en las galería del nivel principal 4060, los valores siguen siendo mínimos < 0.4mm, lo que indica que el proceso de minado aún no ha impactado significativamente la estabilidad de la galería en este nivel.

Si bien la magnitud máxima de 3.40mm es una deformación relativamente pequeña para una abertura de altura de casi poco más de 20.00m la concentración de este movimiento hacia el centro de la cavidad confirma que el macizo ha entrado en una fase de respuesta activa a la excavación. Lo que es compatible con un comportamiento elástico del macizo y no indica una falla inminente.

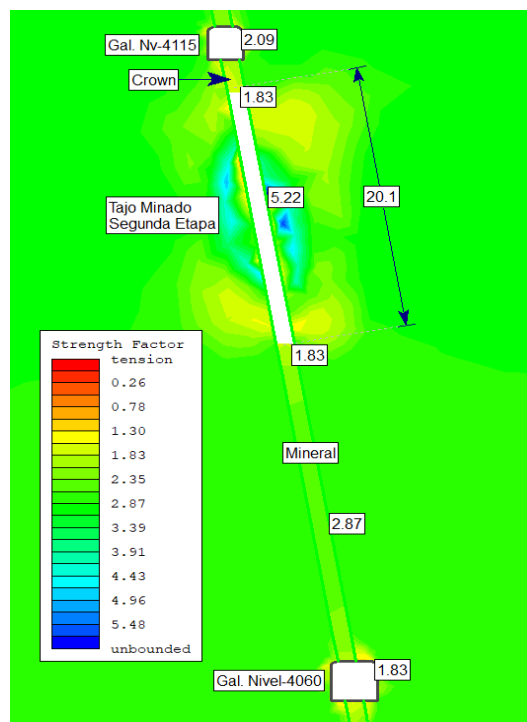
Factor de seguridad

El análisis del factor de seguridad en esta etapa presenta reducciones en los contornos de la excavación, el valor mínimo es de 1.83, localizado en el Crown de la excavación, intersección con la zona del próximo pilar y en el contorno del techo de la galería inferior.

La excavación del tajo en esta segunda etapa mantiene la estabilidad global del macizo roco. Un factor de seguridad tan alto confirma que el macizo opera en un régimen de comportamiento elástico, sin alcanzar su factor de estabilidad mínimo.

Figura 69

Factor de Seguridad en la Etapa 2



Fuente: Elaboración Propia.

3.8.11.4. Etapa 3: Sección completa del tajo minado

Esta etapa simula el diseño final del tajo luego del proceso de minado, para el caso donde la sección final esta sostenida por un pilar y para el caso donde la

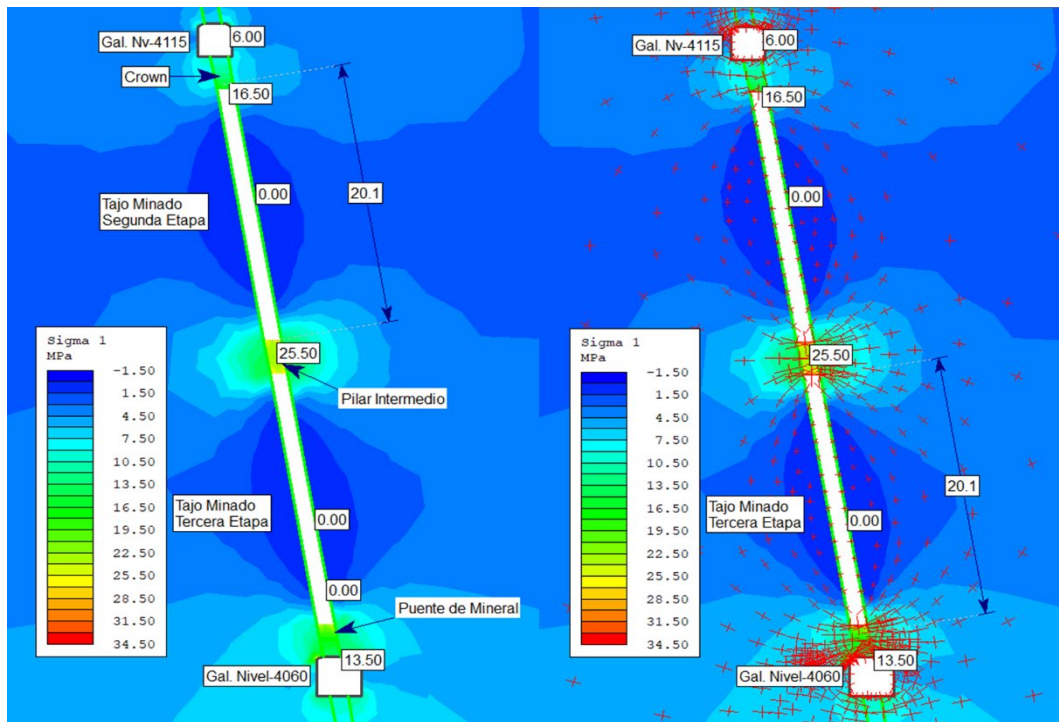
sección queda libre, ya que según se muestra en el Anexo 08 y Anexo 09, el diseño contempla una sección donde los pilares intermedios están distanciados cada 15 a 20 metros, por lo que se realizara el modelamiento y análisis para cada sección, verificando su estabilidad final del diseño de este método en estudio.

Esfuerzos Principales (σ_1 y σ_3)

En la Figura 71, el valor máximo del esfuerzo (σ_1) es localizado en las esquinas de los hastiales de ambas galerías y en igual medida entre el contacto del pilar intermedio con las paredes del tajo, este valor representa un incremento del 77% respecto al esfuerzo (σ_1) de la segunda etapa. La carga que antes era soportado por la roca en la mitad inferior del tajo ahora se transfiere directamente al pilar, el esfuerzo de compresión es de aproximadamente 9.7 veces el esfuerzo horizontal, lo que podría convertirlo en el elemento de mayor riesgo tensional hasta el momento para la explotación.

Figura 70

Distribución del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) en la Etapa 3, con Pilar Intermedio



Fuente: Elaboración Propia.

Mientras que, en las cavidades minadas del tajo, el esfuerzo (σ_1) presenta valores igual a cero, confirmando el total relajo de las cargas en los espacios vacíos.

Por otra parte, la orientación paralela de los esfuerzos (σ_1) a la superficie del pilar continúan evidenciando condiciones de falla por aplastamiento en los contornos del pilar y las galerías principales.

Para el caso de la sesión sin pilar intermedio, y donde que se ubica justo en la sección con presencia de la cámara de extracción en la galería del nivel principal 4060, el pico máximo del esfuerzo (σ_1) se dispara hasta los 20 MPa en áreas pequeñas, mientras que en zonas puntuales se alcanza hasta los 14 MPa en los bordes interiores de la excavación con mayor magnitud en la cámara de extracción y el puente de mineral que separa el tajo de la galería principal.

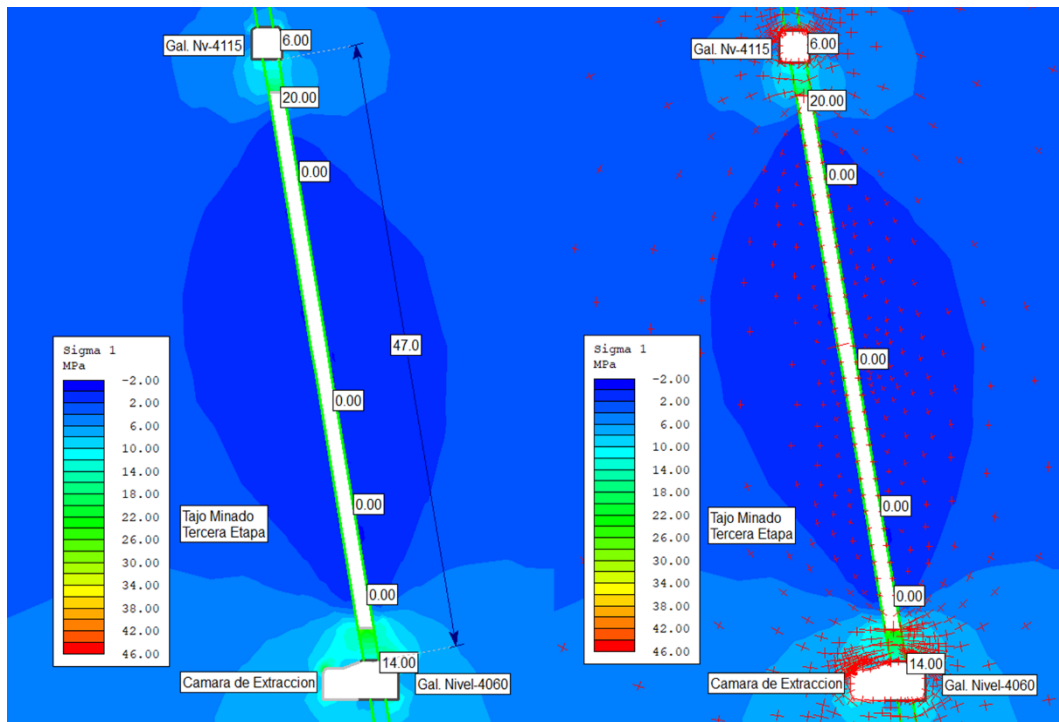
A pesar de este incremento en la concentración de esfuerzos (σ_1), aun es bajo en relación con el esfuerzo de compresión de la roca intacta.

El flujo vertical intensivo de los vectores de esfuerzos (σ_1), se concentran y fluyen verticalmente a través de los puentes que separan el tajo de las galerías principales, ya que las cargas se han transferido hacia estos puntos.

Una vez más se puede evidenciar que esta presión ejercida por el macizo rocoso circundante podría conducir a la falla por aplastamiento y cizallamiento en las esquinas de los puentes de mineral, cámaras y galerías conforme se muestran en la Figura 72 pero que debido a la buena calidad de la roca, estos valores aún se mantienen poco significantes para este caso.

Figura 71

Distribución del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) en la Etapa 3, sin Pilar Intermedio



Fuente: Elaboración Propia.

En el caso de los esfuerzos de confinamiento (σ_3), en la Figura 73, la imagen en la izquierda muestra que existe una fuerte concentración de estos esfuerzos de confinamiento en el pilar intermedio, alcanzando valores de 9.50 MPa lo cual incrementa la resistencia del mismo y ayuda a prevenir fallas por estallido de rocas, además se tiene que persiste el riesgo en los hastiales, debido a que el confinamiento es de 0 MPa en las paredes superiores del tajo, lo que confirma nuevamente una posible inestabilidad o fallas por desprendimiento o caída de rocas impulsado por la relajación tensional y no por aplastamiento masivo, ya que el esfuerzo de compresión de la roca es alto.

Lo que se confirma también con la orientación de los esfuerzos que están de manera más perpendicular a las cavidades indicando que la fuerza de liberación es hacia el espacio vacío.

En la imagen de la derecha presentada en la Figura 73, donde no se tiene el pilar intermedio como soporte, los esfuerzos (σ_3), presentan un perdida crítica de confinamiento, resultado de la excavación completa del tajo y la ampliación de la sección en cierto tramo de la galería para la construcción de las cámaras de extracción, lo cual genera valores totales que van de 0.5 a -1.10 MPa, donde estos

esfuerzos de tracción actuaran abriendo las discontinuidades preexistentes como juntas y fracturas que permitirán que el material se libere de su lugar hacia la cavidad vacía.

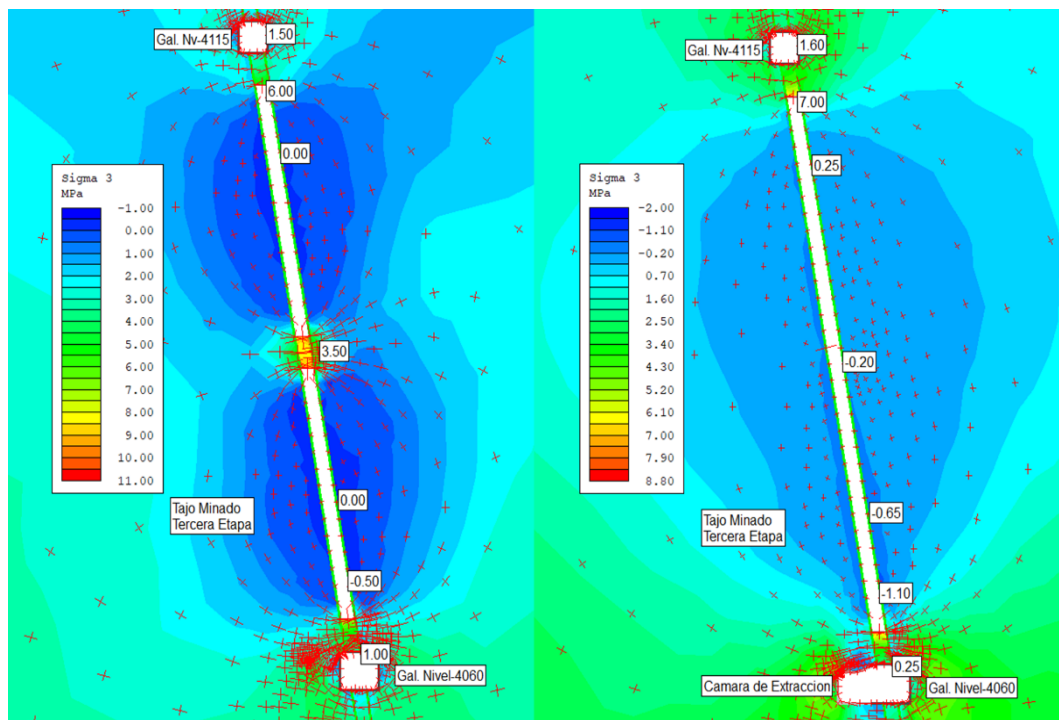
Si bien el bajo confinamiento en el área de las cámaras de extracción es extremadamente bajo, aunque no se registra tensión severa en la parte central, no indica que no pueda generarse desprendimientos en estas zonas.

La orientación perpendicular de los vectores confirma que la fuerza más débil es aquella que empuja hacia el vacío, lo que agrava el riesgo de desprendimiento de la roca.

Por lo que el (σ_3), revela que mientras la inestabilidad en la base se debe a la falla por aplastamiento impulsada por el alto esfuerzo (σ_1), la inestabilidad en la parte superior y hastiales del caserón se debe al desprendimiento por esfuerzos de tracción (σ_3) bajos. Ambos mecanismos de falla confirman que el diseño del caserón sin pilar central y con cámara de extracción presentan un riesgo mas elevado que el anterior, requiriendo posiblemente algún tipo de sostenimiento como relleno hasta cierto altura luego de minar el tajo según el modelo presente.

Figura 72

Distribución del Esfuerzo Principal Menor (σ_3) en la Etapa 3



Fuente: Elaboración Propia.

Desplazamientos Totales

En la Figura 74, la imagen de la izquierda muestra la deformación final del macizo una vez completado el minado con el pilar intermedio soportando la carga de las paredes. Esta condición genera que los desplazamiento máximos alcancen valores de aproximadamente de 4.75 mm por encima del puente de mineral inferior.

Este incremento de casi el 40% con respecto a la segunda etapa se debe a la gran cavidad total generada y a la flexión del macizo rocoso alrededor del pilar. Este pilar intermedio presenta un desplazamiento relativamente bajo de 0.75 mm, lo que indica que está actuando como un elemento rígido que resiste la deformación, aunque este sometido a un alto esfuerzo interno.

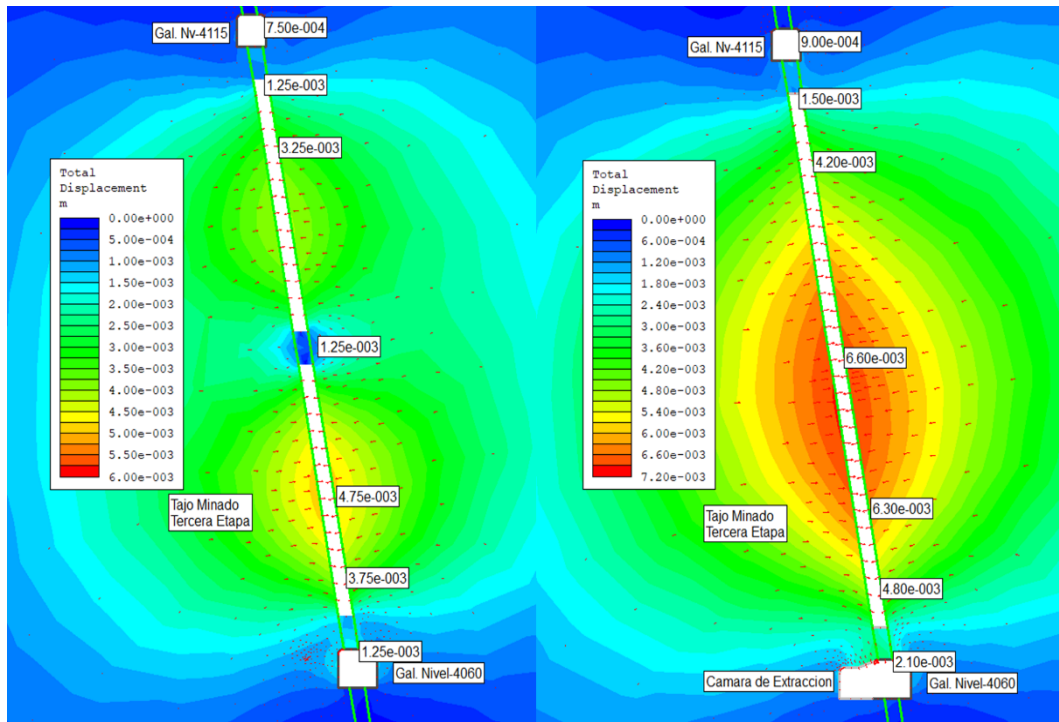
En el caso de las galerías, los desplazamiento en ambos niveles no representan condiciones de inestabilidad debido a que solo presentan desplazamiento que van de 0.75 mm a 1.25 mm confirmando su estabilidad local. La mayor deformación presentada en la galería del nivel 4060 se debe a su proximidad con el puente de mineral cargado.

Para el caso donde no hay presencia de pilar intermedio, los desplazamientos totales del caserón muestran valores máximos de 6.60 mm, en las paredes del tajo, lo cual es un aumento significativo en consecuencia de la ausencia de un soporte central, lo que permite una mayor flexión y convergencia de los hastiales.

En las galerías la deformación máxima es de 1.25 mm lo que indica que la galería está siendo comprimida por la deformación del macizo circundante. El principal riesgo asociado es que se aumentó la convergencia en la zona de las paredes inferiores del tajo.

Figura 73

Desplazamiento Total del macizo rocoso en la Etapa 3



Fuente: Elaboración Propia.

Factor de seguridad

En la Figura 75 se comparan los dos escenarios críticos del diseño del tajo minado de la tercera etapa de la sección con pilar a la izquierda y sin pilar con cámara de extracción a la derecha.

Para el primer escenario, el modelo representa las condiciones de minado total del tajo con la carga transferida a un pilar intermedio horizontal y dos puentes de mineral interior que delimitan el tajo de las galerías principales.

El punto donde los valores del factor de seguridad caen a 1.25 y 1.30 se ubican al pie del tajo y en el techo de la galería del Nivel 4060 respectivamente, muy próximo a las esquinas, indicando que el macizo rocoso circundante al puente inferior está en un estado de equilibrio y próximo a alcanzar su resistencia para estas condiciones de un estado elástico.

El pilar intermedio posee factores de seguridad que no están por debajo de 1.60, lo que indica que, aunque el pilar está sometido a la alta compresión del macizo, su núcleo sigue siendo estructuralmente estable, por lo que en su mayoría de las simulaciones realizadas se presentan variaciones mínimas en sus contornos.

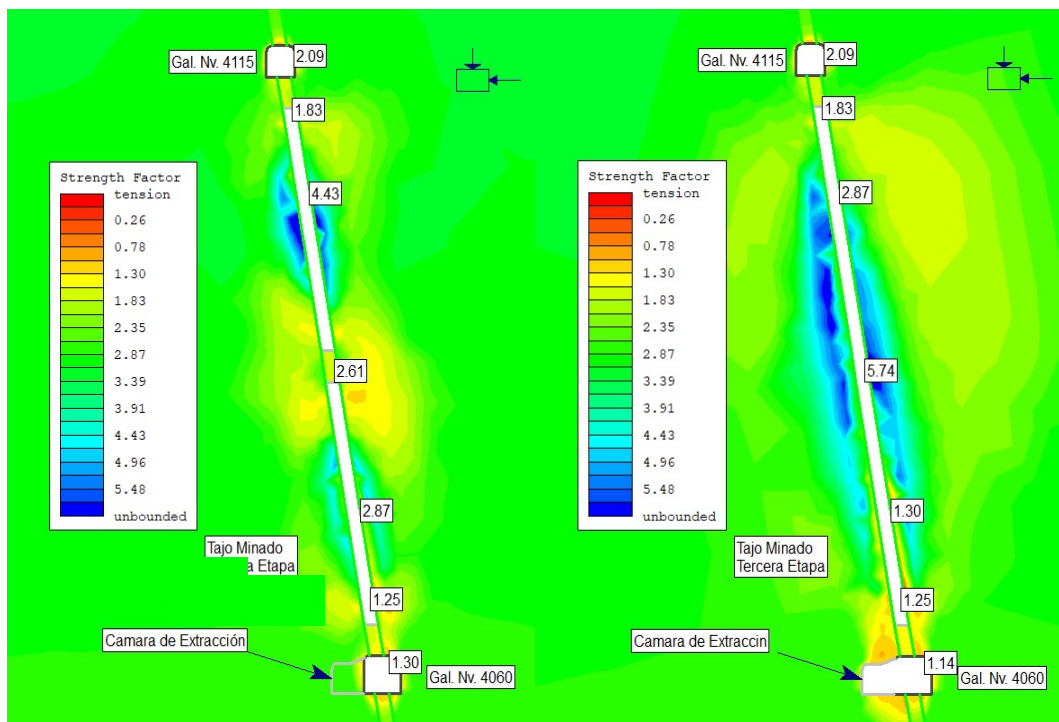
Para el caso general de las paredes del tajo el factor de seguridad de seguridad es aceptable con valores mínimos de 1.25 en la parte inferior del tajo máximos de 4.43 en las paredes altas.

Para el segundo escenario donde el tajo no presenta soporte intermedio y se incluye una cámara en el nivel principal inferior, el punto con menor valor del factor de seguridad dentro del tajo se ubica en la pared colgante muy próximo al puente de mineral de la galería inferior y la cámara de extracción, indicando que partes mínimas de estas paredes se encuentran próximos a superar la resistencia de la roca pero que no afectan significativamente sus estabilidad mientras que producto de la redistribución de esfuerzos hace que la mayor parte de las paredes del tajo tengan valores mayores a 2.87 lo que implica una excelente condiciones de seguridad dentro del tajo manteniéndose las paredes completamente estables, mientras que otro escenario similar se refleja en parte del techo y esquinas de la galería inferior donde el factor de seguridad en este punto es de 1.14, causado por la redistribución de esfuerzos generada por la alta concentración del esfuerzo (σ_1) lo que ah causado la caída de este factor en esta zona específica.

Con respecto a las cámaras de extracción el factor de seguridad alrededor de las paredes esta sobre 1.30, mostrando que la geometría adicional de esta sección no genera una inestabilidad moderada ni muy significativa en esta zona pero que podría requerir requeriría sostenimiento posterior para el tiempo que dure la extracción.

Figura 74

Factor de Seguridad en la Etapa 3 – Diseño Final del Tajo



Fuente: Elaboración Propia.

3.8.12. Costo de Minado de la Nueva Variante

El cálculo de costos constituye un elemento clave de cualquier método de explotación, en el caso de la Nueva Variante, el objetivo busca determinar si la aplicación de esta Nueva Variante genera una reducción significativa en el costo de minado, validando así la hipótesis planteada.

La reducción significativa será medida y comparada por el costo de minado generado del método anterior de corte y relleno ascendente.

Estos costos de minado son determinados a partir de los precios unitarios de cada labor de desarrollo, lo que requiere contar con los parámetros actuales de dichas labores.

3.8.12.1. Parámetros de Perforación y Voladura

Los parámetros de perforación y voladura se derivan de los estándares desarrollados in situ, basados en la experiencia y expertise de los perforistas y supervisores.

Los cálculos de eficiencia en perforación y voladura, así como la cantidad de explosivos requeridos, se realizaron utilizando el software Excel, aplicando las fórmulas que se presentan a continuación:

Cálculo de parámetros para perforación y voladura para rotura de mineral

- Eficiencia de perforación (%)

$$Eff. perf = \frac{Perforacion\ real}{longitud\ del\ barreno} \% = \frac{5.7\ pies}{6\ pies} = 95\%$$

- Eficiencia de voladura (%)

$$Eff. vol = \frac{avance\ real}{longitud\ del\ taladro} \% = \frac{5.18}{5.7} = 91\%$$

- Avance efectivo (m)

$$Avance\ efectivo = avance\ real \times 0.3048 = 5.18 \times 0.3048 = 1.58$$

- Volumen (m3)

$$Vol = Ancho \times Alto \times Avance\ efectivo = 1.25 \times 2.1 \times 1.58 = 4.15\ m^3$$

- Toneladas de Mineral

$$Tn - Mineral = Vol \times densidad = 4.15 \times 4.57 = 18.97Tn$$

- Kg-Anfo/Taladro

$$W. anfo = \pi \times \left(\frac{D\ broca}{2}\right)^2 \times \left(\frac{2L}{3}\right) \times Densidad\ Anfo$$

$$W. anfo = \pi \times \left(\frac{0.038}{2}\right)^2 \times \left(\frac{2 \times 5.7 \times 0.3048}{3}\right) \times 820 = 0.92\ kg/Tal$$

- Kg-AnfoTotal

$$W. t - anfo = W. anfo \times \#Tal = 0.92 \times 15 = 14.40\ kg$$

- Kg de dinamita

$$W. t - Dinamita = densidad\ dianmita \times \#taladros = 0.082 \times 15 = 1.23\ kg$$

- Factor de carga

$$FC = \frac{Wte}{Volumen\ roto} = \frac{14.40 + 1.23}{4.15} = 3.78\ kg/M3$$

- Factor de potencia

$$FC = \frac{Wte}{Tonelada\ rotas} = \frac{14.40 + 1.23}{18.97} = 0.83\ kg/TN$$

- Factor de carga lineal

$$FC = \frac{Wte}{Avance\ efectivo} = \frac{14.40 + 1.23}{1.58} = 9.91\ kg/ML$$

Los resultados obtenidos a partir de las ecuaciones anteriores se presentan de manera consolidada en la Tabla 30. La metodología del cálculo aplicada mantiene la coherencia con el procedimiento desarrollado para el método de la Nueva Variante en la Veta Pilar, asegurando la comparabilidad de los datos.

Tabla 30

Parámetros de Perforación y Voladura para Rotura de Mineral - Sección 1.25 x 2.10 m.

Ancho (m)	Alto (m)	Long. Barreno (ft)	Diamt. (mm)	Dens. Roca (gr/cm ³)	Dens. Mine (gr/cm ³)	Ms. Dinamita (gr)	Dens. Anfo (g/cm ³)
1.25	2.1	6	41	2.92	4.57	82	820
Eficiencia Perforación	Eficiencia Voladura	Avance Efectivo (m)	Volumen (m ³)	Ton-Roca	Ton-Mine	kg/Cartucho	kg/Taladro
95%	91%	1.58	4.15	0.00	18.97	0.082	0.96
5.7	5.187			18.97			
Distribución de Taladros	Tal. Perf.(UN)	Tal. Carg (UN)	kg/Tal	Anfo (kg)	Explosivos		
					Semexa 65	Fulminante #8	Mecha Lenta
Taladros de producción	15	15	0.96	14.44	15	15	34.4
Total	15	15	-	14.4	15	15	34.4
Carga total de Explosivos		18.0		14.4	1.23		
Factor de Avance		9.91	kg/ML				
Factor de Carga		3.78	kg/M3				
Factor de Potencia		0.83	kg/TN				

Nota. La Tabla 30 presenta los parámetros de perforación y voladura utilizados en la rotura de mineral cuya densidad es de 4.57 gr/cm³, empleando una malla de perforación tipo 2-3-2. que permiten obtener valores de avance efectivo que reflejan el 91% de eficiencia en la voladura, con resultado de factores de carga de 3.78kg/m³ y un factor de potencia de 0.83 kg/Tn, calculados bajo las condiciones reales del tajo en la Veta Pilar.

En los parámetros presentados de la Tabla 30, son estándares iniciales que pueden estar sujeto a mejoras de diseño en perforación y voladura. Estos parámetros servirán como base para estimar los costos por toneladas de la Nueva Variante.

Tabla 31

Parámetros de Perforación y Voladura en Galería - Sección 3.30 x 3.00 m.

Ancho (m)	Alto (m)	Long. Barreno (ft)	Diamt. (mm)	Dens. Roca (gr/cm ³)	Dens. Mine (gr/cm ³)	Ms. Dinamita (gr)	Dens. Anfo (g/cm ³)
3.3	3	6	41	2.92	4.57	82	820
Eficiencia Perforación	Eficiencia Voladura	Avance Efectivo (m)	Volumen (m ³)	Ton-Roca	Ton-Mine	kg/Cartucho	kg/Taladro
95%	90%	1.56	15.48	28.08	26.80	0.082	1.12
5.7	5.13			54.88			
Distribución de Taladros	Tal. Perf.(UN)	Tal. Carg (UN)	Explosivos				
			kg/Tal	Anfo (kg)	Semexa 65	Fulminante #8	Mecha Lenta
Alivio	2	-	-	-	-		
Arranque	4	4	1.12	4.48	4		
1ra Ayuda	4	4	1.12	4.48	4		
2da Ayuda	4	4	1.12	4.48	4		
Cuadradores	4	4	1.12	4.48	4		
Corona	2	2	1.12	2.24	2	40	91.6
Ayuda Corona	1	1	1.12	1.12	1		
Arrastres	2	2	1.12	2.24	2		
Ayuda Arrastre	1	1	1.12	1.12	1		
Desquinche	18	18	1.12	20.17	18		
Total	42	40	-	44.8	40	40	91.6
Carga total de Explosivos		48.1		44.8	3.28		
Factor de Avance		30.76	kg/ML				
Factor de Carga		3.11	kg/M3				
Factor de Potencia		0.88	kg/TN				

Nota. Los parámetros de la Tabla 31, son adecuados para un avance efectivo de 1.56 m, tanto para el uso en galerías y cruceros de la misma sección para un tipo de roca dura de RMR > 55 optimizado para 2 taladros de alivio.

Tabla 32

Parámetros de Perforación y Voladura en Cámaras de Extracción - sección 3.30 x 2.50 m.

Ancho (m)	Alto (m)	Long. Barreno (ft)	Diamt. (mm)	Dens. Roca (gr/cm ³)	Dens. Mine (gr/cm ³)	Ms. Dinamita (gr)	Dens. Anfo (g/cm ³)
2.8	2.5	6	41	2.92	0	82	820
Eficiencia Perforación	Eficiencia Voladura	Avance Efectivo (m)	Volumen (m ³)	Ton-Roca	Ton-Mine	kg/Cartucho	kg/Taladro
94%	88%	1.51	10.59	30.92	0.00	0.082	1.12
5.64	4.96			30.92			
Distribución de Taladros	Tal. Perf.(UN)	Tal. Carg (UN)	Explosivos				
			kg/Tal	Anfo (kg)	Semexa 65	Fulminante #8	Mecha Lenta
Alivio	2	-	-	-	-		
Arranque	4	4	1.12	4.48	4		
1ra Ayuda	4	4	1.12	4.48	4		
2da Ayuda	4	4	1.12	4.48	4		
Cuadradores	4	4	1.12	4.48	4	34	77.9
Corona	5	5	1.12	5.60	5		
Ayuda Corona	4	4	1.12	4.48	4		
Arrastres	5	5	1.12	5.60	5		
Ayuda Arrastre	4	4	1.12	4.48	4		
Total	36	34	-	38.1	34	34	77.9
Carga total de Explosivos		40.9		38.1	2.79		
Factor de Avance		27.03	kg/ML				
Factor de Carga		3.86	kg/M3				
Factor de Potencia		1.32	kg/TN				

Nota. Los parámetros muestran una eficiencia a de voladura del 88% y un avance efectivo de 1.51 m, lo que indica una adaptación razonable a las condiciones de la cámara, aunque ligeramente inferior al de la galería, el factor de carga obtenido sugiere un uso intensivo de explosivo.

Tabla 33

Parámetros de Perforación y Voladura en Ventanas de Acceso - sección 1.00 x 1.60 m.

Ancho (m)	Alto (m)	Long. Barreno (ft)	Diamt. (mm)	Dens. Roca (gr/cm ³)	Dens. Mine (gr/cm ³)	Ms. Dinamita (gr)	Dens. Anfo (g/cm ³)
1	1.6	4	38	2.92	0	82	820
Eficiencia Perforación	Eficiencia Voladura	Avance Efectivo (m)	Volumen (m ³)	Ton-Roca	Ton-Mine	kg/Cartucho	kg/Taladro
94%	88%	1.01	1.82	5.30	0.00	0.082	0.64
3.76	3.30			5.30			
Distribución de Taladros	Tal. Perf.(UN)	Tal. Carg (UN)	Explosivos				
			kg/Tal	Anfo (kg)	Semexa 65	Fulminante #8	Mecha Lenta
Alivio	1	-	-	-	-	-	-
Arranque	4	4	0.64	2.57	4		
1ra Ayuda	4	4	0.64	2.57	4		
Cuadradores	2	2	0.64	1.28	2		
Corona	2	2	0.64	1.28	2	17	28.7
Ayuda Corona	1	1	0.64	0.64	1		
Arrastres	2	2	0.64	1.28	2		
Ayuda Arrastre	2	2	0.64	1.28	2		
Total	18	17	-	10.9	17	17	28.7
Carga total de Explosivos		12.3		10.9	1.39		
Factor de Avance		12.20	kg/ML				
Factor de Carga		6.78	kg/M3				
Factor de Potencia		2.32	kg/TN				

Nota. La Tabla 33 presenta los parámetros tomados para el desarrollo de Ventanas inclinadas de acceso al tajo, de secciones reducidas solo para ingreso de personal y evacuación del material minado, estos parámetros ofrecen una eficiencia de avance efectivo de 1.00 metro para perforaciones con barrenos de 4 pies donde también se evidencia la necesidad de optimizar los altos consumos de explosivos debido a que estos generan un incremento del costo por metro lineal para una labor de dimensiones reducidas.

Tabla 34

Parámetros de Perforación y voladura Para Chimeneas Inclinadas sobre Mineral - sección 1.25 x 2.10 m.

Chimenea Inclinada Sobre Mineral 1.25 X 2.10 m							
Ancho (m)	Alto (m)	Long. Barreno (ft)	Diamt. (mm)	Dens. Roca (gr/cm3)	Dens. Mine (gr/cm3)	Ms. Dinamita (gr)	Dens. Anfo (g/cm3)
1.25	2.1	4	41	2.92	4.57	82	820
Eficiencia Perforación	Eficiencia Voladura	Avance Efectivo (m)	Volumen (m3)	Ton-Roca	Ton-Mine	kg/Cartucho	kg/Taladro
92%	90%	1.01	2.65	0.00	12.11	0.082	0.75
3.68	3.312			12.11			
Distribución de Taladros	Tal. Perf.(UN)	Tal. Carg (UN)	Explosivos				
			kg/Tal	Anfo (kg)	Semexa 65	Fulminante #8	Mecha Lenta
Alivio	1	-	-	-	-	-	-
Arranque	4	4	1.12	4.48	4		
1ra Ayuda	4	4	1.12	4.48	4		
Cuadradores	4	4	1.12	4.48	4		
Corona	2	2	1.12	2.24	2	18	30.3
Ayuda Corona	1	1	1.12	1.12	1		
Arrastres	2	2	1.12	2.24	2		
Ayuda Arrastre	1	1	1.12	1.12	1		
Total	19	18	-	20.2	18	18	30.3
Carga total de Explosivos		21.6		20.2	1.476		
Factor de Avance		21.44	kg/ML				
Factor de Carga		8.17	kg/M3				
Factor de Potencia		1.79	kg/TN				

Nota. Estos parámetros reflejan una eficiencia de voladura del 90% y un avance efectivo de 1.0 m, reflejando un rendimiento acotado a las restricciones geométricas de la chimenea. Los factores de carga y potencia obtenidos confirman un consumo moderado de explosivos.

3.8.12.2.Costo horario de equipos

El cálculo del costo horario de los equipos se emplea para determinar el precio unitario de las labores de desarrollo en las que estos intervienen, mediante la siguiente metodología.

Cálculo de parámetros para determinar el costo horario en Scooptram

Para el cálculo del costo horario de operación de los equipos es fundamental contar con los siguientes parámetros operativos: el costo de adquisición de la máquina, obtenido de registros financieros de la mina; las horas efectivas de trabajo mensual; los porcentajes de mantenimiento recomendados por el fabricante. Adicionalmente, se considera un seguro mensual que cubre eventuales riesgos operativos. Cabe precisar que este costo horario no incluye la remuneración del operador, ya que dichas funciones son asumidas por supervisores y capataces con competencias en el manejo de equipos dentro de la mina.

Tabla 35

Parámetros iniciales de cálculo del costo horario

Descripción	Cantidad
Costo de adquisición de equipo (US\$)	150,00,00
Costo de compra de llantas (US\$)	10,000.00
Horas programadas por mes (Hr)	350
Vida económica (Años)	5
Mantenimiento (%)	70
Valor de rescate (%)	20
Tasa de interés (%)	0

Fuente: Cotizaciones del Fabricante (2024).

- Valor del equipo

$$Vm = Cm + Pn = 150,000 + 10,000 = US\$ 160,000$$

- Horas efectivas al año

$$Hea = 12 \times Hm = 12 \times 350 \frac{Hr}{mes} = 4,200 Hr$$

- Valor de rescate

$$Vr = Vm \times r = 160,000 \times 15\% = US\$ 24,000$$

- Vida económica

$$Ve = V \times Hea = 5 \times 4,200 = 21,000 \text{ Hr}$$

- Depreciación

$$D = \frac{Vm - Vr}{Hea} = \frac{160,000 - 24,000}{4,200} = 32.38 \text{ US\$/Hr}$$

- Inversión

$$Im = \frac{(Vm + Vr) \times i}{2 \times Hea} = 0 \text{ US\$/Hr (Pago al contado)}$$

- Seguros

$$Sm = \frac{(Vm + Vr) \times s}{2 \times Hea} = \frac{(160,000 + 24,000) \times 3\%}{2 \times 4,200} = 0.66 \text{ US\$/Hr}$$

- Costo de posesión

$$CP = D + Im + Sm = 32.38 + 0 + 0.66 = 33.04 \text{ US\$/Hr}$$

- Consumo de aceites

$$Ka = Q \times v = 0.07 \frac{\text{gl}}{\text{hr}} \times 28 \frac{\text{US\$}}{\text{gl}} = 1.96 \text{ US\$/Hr}$$

- Consumo de combustibles

$$Kc = Q \times v = 0.07 \frac{\text{gl}}{\text{hr}} \times 28 \frac{\text{US\$}}{\text{gl}} = 1.96 \text{ US\$/Hr}$$

- Consumo de llanta

$$Vll = \frac{Pn}{4 \times Vell} = \frac{10,000}{4 \times 3000} = 0.83 \text{ US\$/Hr}$$

- Mantenimiento

$$Mn = \frac{Vm \times ko}{Ve} = \frac{160,000 \times 70\%}{11,000} = 5.53 \text{ US\$/Hr}$$

- Costo horario de Operación

$$CO = CP + (Ka + Kc + Vll + Mn) = 53.52 \text{ US\$/Hr}$$

Los resultados obtenidos a partir de las ecuaciones anteriores se presentan de manera consolidada en la Tabla 36. De igual forma, la metodología empleada es

la misma que se presenta en cada tabla para el cálculo del costo horario de los equipos que actúan directamente en el desarrollo de las labores de la Nueva Variante.

Scooptram 2.5Yd3

Tabla 36

Costo Horario de Scooptram 2.5Yd3

Descripción	Unidad	Valor
Costo de adquisición del equipo (Cm)	US\$	150,000.00
Valor de llantas (Pn)	US\$	10,000.00
Valor de las piezas especiales (Pa)	US\$	-
Valor del equipo (Vm)	US\$	160,000.00
Horas efectivas al año (Hea)	Hr	4,200.00
Vida económica (V)	años	5.00
Tasa de seguro (s)	%	3.00
% de Mantenimiento (Ko)	%	70.00
% de Rescate (r)	%	15.00
Tasa de interés (i)	%	-
Valor de Rescate	$Vr=Vm*r$	US\$ 24,000.00
Vida económica	$Ve=V*Hea$	Hr 11,000.00
Vida económica Llanta	Hr	3,000.00
<i>Costos Fijos</i>		
Depreciación (D)	US\$/Hr	32.38
Inversión (Im)	US\$/Hr	-
Seguros (Sm)	US\$/Hr	0.66
<i>Costos Variables</i>		
Aceites	US\$/Hr	1.96
Combustible	US\$/Hr	12.35
Llantas	US\$/Hr	0.83
Mantenimiento	US\$/Hr	5.33
Costo de Posesión	$D+Im+Sm$	US\$/Hr 33.04
Costo de Operación	$CP+CV$	US\$/Hr 53.52

Nota. La Tabla 36 presenta el costo horario de operación del Scooptram 2.5yd3, calculado previamente a partir de costos fijos (depreciación de US\$ 32.38/Hr, seguros de US\$ 0.66/Hr), dando un costo de posesión de US\$ 33.04/Hr. A esto se suman los costos variables de consumo que ascienden a, US\$ 20.48/Hr, para un costo total de operación de US\$ 53.52/Hr. Los valores se basan en una vida económica de 11,000 horas, un valor del equipo de US\$ 160,000 y un porcentaje de mantenimiento del 70% según el fabricante, sin considerar el costo del operador.

Este costo horario de US\$ 53.52/Hr para el Scooptram indica que los costos fijos de US\$ 33.04/Hr representan aproximadamente el 62% del total, mientras que los costos variables de consumo aportan el 38% restante. Estos datos serán

fundamentales para calcular el costo unitario de las labores de desarrollo donde participe el Scooptram 2.5Yd3, integrándose con los costos de otros equipos en el análisis posterior.

Compresor de aire para 2 Martillos

Tabla 37

Costo Horario de Compresor de Aire

Descripción	Unidad	Valor
Costo de equipo (Cm)	US\$	22,000.00
Valor de llantas (Pn)	US\$	-
Valor de las piezas especiales (Pa)	US\$	-
Valor de la maquina (Vm)	US\$	22,000.00
Horas efectivas al año (Hea)	Hr	4,320.00
Vida económica (V)	años	2.50
Tasa de seguro (s)	%	3.00
% de Mantenimiento (Ko)	%	40.00
% de Rescate (r)	%	15.00
Tasa de interés (i)	%	-
Valor de Rescate	$Vr=Vm*r$	US\$ 3,300.00
Vida económica	$Ve=V*Hea$	Hr 10,800.00
Vida económica Llanta	Hr	-
Costos fijos		
Depreciación	US\$/Hr	4.33
Inversión	US\$/Hr	-
Seguros	US\$/Hr	0.09
Costos variables		
Aceites	US\$/Hr	2.28
Combustible	US\$/Hr	10.81
Llantas	US\$/Hr	-
Mantenimiento	US\$/Hr	0.81
Costo de Posesión	$D+Im+Sm$	US\$/Hr 4.42
Costo Operación	$CP+CV$	US\$/Hr 18.31

Nota. La Tabla 37 detalla el costo horario de operación del compresor de aire de capacidad para dos martillos, con un consumo de aceite de 0.07gal/Hr a un costo de US\$ 32.5 por galón y un consumo de combustible de 4.8 gal/Hr a un costo de US\$ 3.86 por galón, operando a una presión de 115 PSI. El costo de posesión se establece en US\$ 4.42/Hr y de operación de US\$ 18.31/Hr.

El cálculo del costo horario realizado es para un compresor de la marca Sullair 375, para la que se ha estimado un mínimo 360 horas mensuales y una vida útil de 2.5 años para un equipo repotenciado y un coeficiente para el costo de

mantenimiento del 40%, este coeficiente incluye los costos de mantenimiento mayor y menor que el fabricante recomienda cada 250 horas.

Pulmón de aire de 1500 Lt

Tabla 38

Costo Horario del Pulmón de Aire de 1500Lt

Descripción		Unidad	Valor
costo del equipo (Cm)		US\$	7,500.00
valor de llantas (Pn)		US\$	-
Valor de las piezas especiales (Pa)		US\$	-
Valor de la maquina (Vm)		US\$	7,500.00
Horas efectivas al año (Hea)		Hr	4,320.00
Vida económica (V)		años	5.00
Tasa de seguro (s)		%	-
% de Mantenimiento (Ko)		%	6.00
% de Rescate (r)		%	15.00
Tasa de interés (i)		%	-
Valor de Rescate	$Vr=Vm*r$	US\$	1,125.00
Vida económica	$Ve=V*Hea$	Hr	21,600.00
Vida económica Llanta		Hr	-
Costo fijos			
Depreciación		US\$/Hr	1.48
Inversión		US\$/Hr	-
Seguros		US\$/Hr	-
Costo variable			
Aceites	-	US\$/Hr	-
Combustible	-	US\$/Hr	-
Llantas	-	US\$/Hr	-
Mantenimiento		US\$/Hr	0.02
Costo de Posesión	$D+Im+Sm$	US\$/Hr	1.48
Costo de Operación	$CP+CV$	US\$/Hr	1.50

Nota. La Table 38 se ofrece los valores calculados para un pulmón de capacidad de 1500Lt, considerando costos de mantenimiento equivalente al 6% del valor del mismo, donde el costo de posesión fijado en US\$ 1.48/Hr, se deriva de la depreciación basada en un valor inicial de US\$ 7,500 y una durabilidad de 21,600 horas.

El costo horario para este equipo pone de relieve su eficiencia económica, con la depreciación como el factor predominante y un mantenimiento casi insignificante que refleja su diseño pasivo.

Ventilador 12000CFM

Tabla 39

Costo Horario de Ventilador de 12000CFM

Descripción		Unidad	Valor
costo del equipo (Cm)		US\$	8,000.00
valor de llantas (Pn)		US\$	-
Valor de las piezas especiales (Pa)		US\$	-
Valor de la maquina (Vm)		US\$	8,000.00
Horas efectivas al año (Hea)		Hr	2,880.00
Vida económica (V)		años	5.00
Tasa de seguro (s)		%	3.00
% de Mantenimiento (Ko)		%	10.00
% de Rescate (r)		%	15.00
Tasa de interés (i)		%	-
Valor de Rescate	$Vr=Vm*r$	US\$	1,200.00
Vida económica	$Ve=V*Hea$	Hr	14,400.00
Vida económica Llanta		Hr	-
<i>Costos fijos</i>			
Depreciación		US\$/Hr	2.36
Inversión		US\$/Hr	-
Seguros		US\$/Hr	0.02
<i>Costo variables</i>			
Descripción	HP	Fx	Unidad
Potencia	25	0.746	-
Costo/kw (q)		0.44	-
Energía Kw/h		$kw/h=(HP*Fx*q)$	US\$/Hr
Mantenimiento			US\$/Hr
Costo de Posesión		$D+Im+Sm$	US\$/Hr
Costo Operación		$CP+CV$	US\$/Hr
			2.38
			10.87

Nota. La estimación del costo horario para el ventilador de 12,000 CFM con potencia de 25HP es realizado en función de los parámetros técnicos del mismo considerando una vida útil de 5 años y 14,000 horas efectivas a un régimen de operación de 240 horas mensuales.

El ventilados representa un componente critico en la fase de inicial del desarrollo de las labores, trabajando juntamente con los equipos de limpieza para mantener una adecuada ventilación de estas labores; como se aprecia la Tabla 38, estos valores fueron determinados para un consumo energético de US\$ 8.43/Hr, a US\$ 0.44 el kilowatt considerando un factor de mantenimiento del 10% del valor del equipo cada 1000 horas trabajadas según el fabricante.

Generador de 40Kw

Tabla 40

Costo Horario de Generador 40kw

Descripción	Unidad	Valor (US\$)
Costo del equipo (Cm)	US\$	15,000.00
Valor de llantas (Pn)	US\$	-
Valor de las piezas especiales (Pa)	US\$	-
Valor de la maquina (Vm)	US\$	15,000.00
Horas efectivas al año (Hea)	Hr	2,880.00
Vida económica (V)	años	5.00
Tasa de seguro (s)	%	3.00
% de Mantenimiento (Ko)	%	20.00
% de Rescate (r)	%	20.00
Tasa de interés (i)	%	-
Valor de Rescate	$Vr=Vm*r$	US\$ 3,000.00
Vida económica	$Ve=V*Hea$	Hr 14,400.00
Vida económica Llanta	Hr	-
<i>Costo fijos</i>		
Depreciación	US\$/Hr	4.17
Inversión	US\$/Hr	-
Seguros	US\$/Hr	0.09
<i>Costo variable</i>		
Aceites	US\$/Hr	2.28
Combustible	US\$/Hr	7.72
Llantas	US\$/Hr	-
Mantenimiento	US\$/Hr	0.59
Costo de Posesión	$D+Im+Sm$	US\$/Hr 4.26
Costo Operación	$CP+CV$	US\$/Hr 13.94

Nota. El costo horario del generador de 40 kw se estimó considerando una vida económica de 5 años y 14,400 horas efectivas de operación, equivalentes a un régimen anual de 2.880 horas, lo que resulta en un costo de operación de US\$ 13.94/Hr.

Tras evaluar los costos horarios de operación de todos los equipos incluido el generados donde el combustible (2.5gal/Hr a US\$ 3.86) y el aceite (0.07gal/Hr a US\$ 32.5), se establece una base para analizar los costos por materiales, Epp's, aceros de perforación, salarios que determinaran los costos unitarios del método, tema a desarrollar en la siguiente sección.

3.8.12.3.Costos Aceros de perforación

Los costos unitarios de aceros de perforación se muestran en Tabla 41:

Tabla 41

Costo Aceros de Perforación

ítem	Descripción	Unidad	Rend. Prom.	US\$/Unida	(US\$/pp)
1	Barrenos Cónico 8'	p.p	1150	120	0.11
2	Barrenos Cónico 6'	p.p	1150	110	0.10
3	Barrenos Cónico 4'	p.p	1200	95	0.07
4	Barrenos Cónico 2'	p.p	1000	30	0.03
5	Broca Cónica 41 mm	UN	250	30	0.12
6	Broca Cónica 38 mm	UN	250	29.5	0.11

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.12.4.Costos de Explosivos y accesorios de Voladura

La Tabla 42 presenta los precios unitarios de los principales insumos de voladura empleados en la mina tambo de viso.

Tabla 42

Costo de Explosivos y Accesorios de Voladura

ítem	Descripción	Unidad	Contenido	US\$/Unidad
1	Dinamita Semexa 65 7/8" x 7"	CJ	308	1.54
2	Emulsión Senatel 1" x 7"	CJ	242	0.82
3	Fulminante #8	CJ	100	0.2
4	Mecha Lenta	RLL	1000	0.22
5	Examon P	Bolsa	25	1.74

Fuente: Oficina Administrativa.

3.8.12.5.Costos de Mano de Obra

Para determinar el costo de mano de obra se determina en principio el porcentaje de beneficios sociales que perciben los trabajadores al año 2024.

Tabla 43

Relación Beneficios Sociales

Descripción Beneficios Social.	Meses	Essalud (9%)	S.C.T.R. (9.38%)	AFP (2%)	Total, Aportes	Total, Anual
Meses Laborales	12.00	1.08	1.13	0.24	2.45	14.45
Vacaciones	1.00	0.09	0.09	0.02	0.20	1.20
Gratificaciones	2.00	0.18	0.19	0.04	0.41	2.41
Días x enfermedad	0.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01
C.T.S.	1.17				0.00	1.17
Total/ Año						19.24

Nota. La relación de beneficios sociales indica que por cada año el empleador paga el valor de 19.24 sueldos por cada trabajador.

El costo asignado por beneficios sociales se calcula con la siguiente ecuación:

$$\text{Costo mensual} = \frac{\text{Total Anual}}{\text{Meses Contabilizados}}$$

$$\text{Costo mensual} = \frac{19.24}{12} = 1.60$$

Por lo que el costo por beneficios sociales es:

$$\text{Costo BB.SS} = \text{Costo mensual} - \text{Sueldo mensual} = 0.60$$

El porcentaje de beneficios sociales que perciben los empleados es de 60% sobre la remuneración mensual básica.

Adicionalmente, el valor de la asignación familiar corresponde al 10% de la remuneración mínima vital equivalente a s/. 1130.00 nuevos soles.

$$\text{Asig Fam.} = \frac{\text{RMV}}{30} \times 10\%$$

$$\text{Asig Fam.} = \frac{1,130}{30} \times 10\%$$

$$\text{Asig Fam.} = \text{s/}. 3.76$$

Tabla 44

Remuneración salarial de trabajadores

Descripción	Básico Jornal (s/.)	Asig. Fam (s/.)	Jornal (s/.)	% BB. SS
Residente	120	3.76	123.76	60.33%
Supervisor	95	3.76	98.76	60.33%
Capataz	90	3.76	93.76	60.33%
Maestro Perforista	70	3.76	73.76	60.33%
Ayudante Perforista	50	3.76	53.76	60.33%
Bodeguero	50	3.76	53.76	60.33%

Fuente: Oficina de Administración (2024).

Como se observa en la Tabla 44 la incidencia de los beneficios sociales en el costos laboral de mano de obra incrementa el costo en un 60.3% adicional al salario nominal o básico jornal pagado por la empresa, reflejándose en costos más reales de operación.

3.8.12.6.Costo de Elementos de protección personal EPP

A continuación, se presenta la Tabla 45 con la relación de los costos de elementos de protección personal en general.

Tabla 45

Costo de Elementos de protección personal

ítem	Descripción	Unid.	Cant.	(US\$/Unid.)	Vida útil/día	(US\$/día)
1	Casco Protector	Pza	1	18.5	600	0.03
2	Tafilete	Pza	1	6.36	300	0.02
3	Barbiquejo	Pza	1	0.52	150	0.00
4	Tapón De Oídos	Pza	1	0.86	40	0.02
5	Lentes De Seguridad	Pza	1	5.8	40	0.15
6	Respirador	Pza	1	20.18	160	0.13
7	Filtros De Respirador	Pza	1	12.88	15	0.86
8	Mameluco	Pza	1	20	160	0.13
9	Guantes De Badana	Par	1	4.5	30	0.15
10	Saco De Jebe	Pza	1	12.62	100	0.13
11	Pantalón De Jebe	Pza	1	11.3	100	0.11
12	Correa De Seguridad	Pza	1	5.6	300	0.02
13	Botas De Jebe	Par	1	21.71	120	0.18
14	Arnés Talla L	Pza	1	57.8	45	1.28
15	Línea De Vida	Pza	1	48.67	300	0.16
16	Guantes De Neopreno	Par	1	7.8	20	0.39
17	Lampara Minera	Pza	1	50	300	0.17

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.12.7.Costo de Epp por trabajo asignado

De los costos totales de los EPP, se determina el costo para cada función que va realizar el personal como se presenta en la Tabla 46.

Tabla 46

Costo de Elementos de protección personal por trabajo asignado

ítem	Descripción	(US\$/día)
1	Residente	1.85
2	Supervisor	3.68
3	Capataz	3.76
4	Maestro Perforista	3.92
5	Ayudante Perforista	2.17
6	Bodeguero	2.24

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.12.8.Costo de Herramientas y Materiales

En la Tabla 47 se presentan los costos de materiales usados en Mina.

Tabla 47

Costo de Herramientas y Materiales

ítem	Descripción	Unid.	Cant.	(US\$/Un.)	vida útil/día	(US\$/Tarea)
1	Barretilla De 8'	Pza	1	25.16	45	0.56
2	Barretilla De 6'	Pza	1	22.15	45	0.49
3	Barretilla De 4'	Pza	1	11.98	45	0.27
4	Lampa	Pza	1	10.84	45	0.24
5	Pico	Pza	1	10.12	45	0.22
6	Comba 6lb	Pza	1	10.01	180	0.06
7	Comba 8Lb	Pza	1	11.11	180	0.06
8	Llave Francesa 12"	Pza	1	19.89	180	0.11
9	Llave Francesa #10	Pza	1	17.2	180	0.10
10	Llave Stilson #14	Pza	1	18.85	180	0.10
11	Flexómetro	Pza	1	4.36	30	0.15
12	Atacador	Pza	1	2.7	30	0.09
13	Cucharilla	Pza	1	3.5	90	0.04
14	Punzón De Cobre	Pza	1	5.12	300	0.02
15	Manguera Antiestática	Pza	1	7.5	150	0.05
16	Pintura En Aerosol	Pza	1	2.95	3	0.98
17	Escalera	Pza	1	42.19	30	1.41
18	Soga	Pza	1	18.67	30	0.62
19	Saca Broca	Pza	1	8	200	0.04
20	válvulas De 1"	Pza	1	3.81	110	0.03
21	Niple De 1/2" X 5	Pza	1	2.78	110	0.03
22	Niple De 1"X5	Pza	1	2.59	110	0.02
23	Niple De 2"	Pza	1	3.11	110	0.03
24	Acople De 1"	Pza	1	4.1	180	0.02
25	Acople De 2"	Pza	1	9.85	180	0.05
26	Sierra Corvina	Pza	1	35	180	0.19
27	Azuela	Pza	1	12	90	0.13
28	Alambre #6	Und	1	3.2	2	1.60
29	Alambre #8	m	1	0.35		0.35
30	Mangas De Ventilación	m	1	4.83		4.83
31	Tubería De 1"	m	1	1.15	360	0.00
32	Tubería De 2"	m	1	2.12	360	0.01
33	Tubería De 4"	m	1	6.42	540	0.01
34	Manguera De 1"	m	1	0.94	11000	0.00
35	Manguera De 2"	m	1	1.82	11000	0.00
36	Cargadora De Anfo	Pza	1	15.31	150	0.10
37	Clavo	kg	1	2.1	60	0.04
38	Aceite De Perf. T-150	Gal	1	12	3.5	3.43

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.12.9.Costo de Materiales y Herramientas por Labor

De la Tabla 46 se puede agrupar los precios de los materiales recurrentes empleados en cada actividad y obtener el precio de materiales y herramientas por labor como se muestra a continuación:

Tabla 48

Costo de Materiales y Herramientas por labor

Labores	(US\$/Tarea)
Galería	8.55
Cámara	7.86
Ventana	12.46
Chimenea	12.46
Minado	12.46

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.12.10.Costo de Madera

Para las actividades de acondicionamiento y sostenimiento de labores se requiere el uso de madera cuyos precios se presentan en la Tabla 49.

Tabla 49

Costo de Madera

ítem	Descripción	Unidad	cantidad	US\$/Unidad	piezas	(US\$/Pieza)
1	Redondo 6x9 pies	Und	1	14.15	2	7.08
2	Redondo 4x9 pies	Und	1	10.24	2	5.12
3	Redondo 2x10 pies	Und	1	6.5	12	0.54

Nota. El concepto de “pieza” refiere a la cantidad de elementos resultantes por unidad empleada, por ejemplo: de 1 pieza de redondo de 6 x 9 pies se obtienen 2 piezas de 6 x 4.5 pies.

Determinado los precios de materiales, herramientas, mano de obra, explosivos se pueden determinar los precios unitarios en cada una de las labores realizadas que están relacionadas al costo de minado de cada método.

3.8.12.11.Precios Unitarios del Método de la Nueva Variante

Las siguientes tablas muestran ah detalle la aplicación de los precios antes calculados para determinar el precio unitario por metro lineal de las labores desarrolladas que intervienen en el Método de la Nueva Variante comprendida por galerías, cruceros, cámaras de extracción, ventanas inclinadas, chimeneas inclinadas y el precio unitario por tonelada de rotura de mineral.

Tabla 50

Precio Unitario por Metro Lineal para Galería

Precio Unitario por Metro Lineal – Galería Sección 3.30 x 3.00 m.								
Ancho de labor	3.3 m	Densidad Esteril						2.92 Tn/m3
Alto de labor	3 m	Densidad Mineral						4.57 Tn/m3
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril						28.08 Tn
Taldros perforados	42 Und	Ton Rotas de Mineral						26.80 Tn
Taladros de alivio	2 Und	Pies perforados						239.4 PP
Barra de perforacion	6 ft	Rendimiento Equipo/150m						59.54 Tn/Hr
Eficiencia de perforacion	95%	Factor de carga						3.11 kg/m3
Longitud efectiva de perforacion	1.74 m	Factor de potencia						0.88 kg/Tn
Eficiencia de voladura	90%	Factor de avance						30.76 kg/ML
Longitud efectiva de avance	1.56 m							
Volumen removido	15.48 m3	T.C						3.75
Mano de Obra								
	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML	
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1	31.54	20.17	
Ayudante perforista	2	53.77	0.60	118.64	1	31.64	20.23	
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	4.41	
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.6	24.05	15.38	
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	8.10	
Subtotal						106.79	68.30	
EPP								
	Cantidad	Costo/Dia				Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Maestro perforista	1	3.92				1	3.92	2.51
Ayudante perforista	2	3.92				1	7.85	5.02
Bodeguero	1	2.24				0.3	0.67	0.43
Capataz	1	3.76				0.6	2.26	1.44
Supervisor	1	3.68				0.3	1.11	0.71
Subtotal						15.81	10.11	
Herramientas y Materiales								
	Cantidad	Costo/Dia				Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Herramientas de uso en galería	Glb	10.01				1	10.01	6.40
Subtotal						10.01	6.40	
Aceros de perforacion								
	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disp.	US\$/ML	
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	239.4	10.77	6.89	
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	79.8	6.66	4.26	
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	159.6	8.51	5.44	
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	159.6	13.41	8.57	
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	79.8	6.38	4.08	
Aceite de Perforacion T 150		12.00	600	0.020	239.4	4.79	3.06	
Subtotal						50.52	32.31	
Explosivos								
	Cantidad	Unidad	P.U.				US\$/Disp.	US\$/ML
Semexa 65	40.00	Unid.	1.54				61.6	39.40
Fulminante #8	40.00	Unid.	0.2				8.0	5.12
Mecha lenta	91.59	Unid.	0.22				20.2	12.89
Examon P	44.82	kg	1.74				78.0	49.88
Subtotal						167.7	107.28	
Equipos								
	Cantidad	P.U.	US\$/Hr	Rend Tn/Hr	Hr Trabajad.	US\$/Disp.	US\$/ML	
Scooptram 2.5 Yd3	1	53.52	59.54	0.92		49.3	31.54	
Compresora	1	18.31		3.5		64.1	40.99	
Ventilador	1	10.87		0.78		8.5	5.42	
Generador	1	14.46		0.78		11.3	7.22	
Pulmon	1	1.50		3.5		5.2	3.35	
Subtotal						138.4	88.52	
COSTO TOTAL DIRECTO							312.93	
Gastos generales	0.1	%					31.29	
COSTO POR METRO LINEAL							US\$ / ML	344.22

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 51

Precio Unitario por Metro Lineal de Crucero

Precio Unitario por Metro Lineal – Crucero sección 3.30 x 3.00 m.							
Ancho de labor	3.3 m	Densidad Esteril				2.92 Tn/m3	
Alto de labor	3 m	Densidad Mineral				0 Tn/m3	
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril				45.20 Tn	
Taldros perforados	42 Und	Ton Rotas de Mineral				0.00 Tn	
Taladros de alivio	2 Und	Pies perforados				239.4 PP	
Barra de perforacion	6 ft	Rendimiento Equipo/150m				59.54 Tn/Hr	
Eficiencia de perforacion	95%	Factor de carga				3.11 kg/m3	
Longitud efectiva de perforacion	1.74 m	Factor de potencia				0.88 kg/Tn	
Eficiencia de voladura	90%	Factor de avance				30.76 kg/ML	
Longitud efectiva de avance	1.56 m						
Volumen removido	15.48 m3	T.C				3.75	
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1	31.54	20.17
Ayudante perforista	2	53.77	0.60	118.64	1	31.64	20.23
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	4.41
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.6	24.05	15.38
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	8.10
Subtotal						106.79	68.30
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Maestro perforista	1	3.92			1	3.92	2.51
Ayudante perforista	2	3.92			1	7.85	5.02
Bodeguero	1	2.24			0.3	0.67	0.43
Capataz	1	3.76			0.6	2.26	1.44
Supervisor	1	3.68			0.3	1.11	0.71
Subtotal						15.81	10.11
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Herramientas de uso en galeria	Glb	10.01			1	10.01	6.40
Subtotal						10.01	6.40
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disp.	US\$/ML
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	239.4	10.77	6.89
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	79.8	6.66	4.26
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	159.6	8.51	5.44
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	159.6	13.41	8.57
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	79.8	6.38	4.08
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	239.4	4.79	3.06
Subtotal						50.52	32.31
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disp.	US\$/ML
Semexa 65	40.00	Unid.	1.54			61.6	39.40
Fulminante #8	40.00	Unid.	0.2			8.0	5.12
Mecha lenta	91.59	Unid.	0.22			20.2	12.89
Examon P	44.82	kg	1.74			78.0	49.88
Subtotal						167.7	107.28
Equipos	Cantidad	P.U.	US\$/Hr Rend Tn/Hr	Hr Trabajad.		US\$/Disp.	US\$/ML
Scooptram 2.5 Yd3	1	53.52	59.54	0.76		40.6	25.98
Compresora	1	18.31		3.5		64.1	40.99
Ventilador	1	10.87		0.78		8.5	5.42
Generador	1	14.46		0.78		11.3	7.22
Pulmon	1	1.50		3.5		5.2	3.35
Subtotal						129.7	82.96
COSTO TOTAL DIRECTO							307.37
Gastos generales	0.1	%					30.74
COSTO POR METRO LINEAL							US\$ /ML 338.10

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 52

Precio Unitario por Metro Lineal para Cámaras de Extracción

Precio Unitario por Metro Lineal – Cámara Sección 2.80 x 2.50 m.								
Ancho de labor	2.8 m	Densidad Esteril		2.92 Tn/m3				
Alto de labor	2.5 m	Densidad Mineral		0 Tn/m3				
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril		40.20 Tn				
Taldros perforados	36 Und	Ton Rotas de Mineral		0.00 Tn				
Taladros de alivio	2 Und	Pies perforados		203.04 PP				
Barra de perforacion	6 ft	Rendimiento Equipo/150m		59.54 Tn/Hr				
Eficiencia de perforacion	94%	Factor de carga		3.86 kg/m3				
Longitud efectiva de perforacion	1.72 m	Factor de potencia		1.32 kg/Tn				
Eficiencia de voladura	88%	Factor de avance		27.03 kg/ML				
Longitud efectiva de avance	1.51 m							
Volumen removido	10.59 m3	T.C		3.75				
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML	
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1	31.54	20.85	
Ayudante perforista	2	53.77	0.60	118.64	1	31.64	20.91	
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	4.56	
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	13.25	
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	8.37	
Subtotal						102.79	67.94	
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML	
Maestro perforista	1	3.92			1	3.92	2.59	
Ayudante perforista	2	3.92			1	7.85	5.19	
Bodeguero	1	2.24			0.3	0.67	0.44	
Capataz	1	3.76			0.5	1.88	1.24	
Supervisor	1	3.68			0.3	1.11	0.73	
Subtotal						15.43	10.20	
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML	
Herramientas de uso en camara	Glb	4.46			1	4.46	2.95	
Subtotal						4.46	2.95	
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disp.	US\$/ML	
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	203.04	9.14	6.04	
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	67.68	5.65	3.73	
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	135.36	7.22	4.77	
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	135.36	11.37	7.52	
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	37.68	3.01	1.99	
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	203.04	4.06	2.68	
Subtotal						40.45	26.74	
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disp.	US\$/ML	
Semexa 65	34.00	Unid.	1.54			52.4	34.61	
Fulminante #8	34.00	Unid.	0.2			6.8	4.50	
Mecha lenta	77.88	Unid.	0.22			17.1	11.33	
Examon P	38.10	kg	1.74			66.3	43.82	
Subtotal						142.6	94.26	
Equipos	Cantidad	P.U.	US\$/Hr	Rend m3/Hr	Hr Trabajad.	US\$/Disp.	US\$/ML	
Scooptram 2.5 Yd3	1	53.52	59.54	0.68		36.1	23.88	
Compresora	1	18.31		3.1		56.8	37.53	
Ventilador	1	10.87		0.49		5.3	3.52	
Generador	1	14.46		0.49		7.1	4.68	
Pulmon	1	1.50		3.1		4.6	3.07	
Subtotal						110.0	72.68	
COSTO TOTAL DIRECTO							274.78	
Gastos generales	0.1	%					27.48	
COSTO POR METRO LINEAL							US\$ /ML	302.25

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 53

Precio Unitario por Metro Lineal para Ventanas Inclinadas de Acceso

Precio Unitario por Metro Lineal – Ventana Sección 3.30 x 2.50 m.							
Ancho de labor	1 m	Densidad Esteril				2.92 Tn/m3	
Alto de labor	1.6 m	Densidad Mineral				0 Tn/m3	
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril				6.13 Tn	
Taladros perforados	17 Und	Ton Rotas de Mineral				0.00 Tn	
Taladros de alivio	1 Und	Pies perforados				63.92 PP	
Barra de perforacion	4 ft	Rendimiento Equipo/150m				59.54 Tn/Hr	
Eficiencia de perforacion	94%	Factor de carga				3.86 kg/m3	
Longitud efectiva de perforacion	1.15 m	Factor de potencia				1.32 kg/Tn	
Eficiencia de voladura	88%	Factor de avance				27.03 kg/ML	
Longitud efectiva de avance	1.01 m						
Volumen removido	1.61 m3	T.C				3.75	
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1	31.54	31.27
Ayudante perforista	1	53.77	0.60	86.20	1	22.99	22.79
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	6.84
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	19.88
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	12.56
				Subtotal		94.14	93.34
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Maestro perforista	1	3.92			1	3.92	3.89
Ayudante perforista	1	3.92			1	3.92	3.89
Bodeguero	1	2.24			0.3	0.67	0.67
Capataz	1	3.76			0.5	1.88	1.86
Supervisor	1	3.68			0.3	1.11	1.10
				Subtotal		11.51	11.41
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Herramientas de uso en ventana	Glb	9.10			1	9.10	9.03
				Subtotal		9.10	9.03
Madera	Cantidad	Costo/Pza			Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Redonde de 4 x 6 pies	1	10.24			0.33	3.38	3.35
				Subtotal		3.38	3.35
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disp.	US\$/ML
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	63.92	2.88	2.85
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	0	0.00	0.00
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	63.92	3.41	3.38
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	0	0.00	0.00
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	63.92	5.11	5.07
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	63.92	1.28	1.27
				Subtotal		12.68	12.57
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disp.	US\$/ML
Semexa 65	16.00	Unid.	1.54			24.6	24.43
Fulminante #8	16.00	Unid.	0.2			3.2	3.17
Mecha lenta	26.97	Unid.	0.22			5.9	5.88
Examon P	10.27	kg	1.74			17.9	17.72
				Subtotal		51.6	51.20
Equipos	Cantidad	P.U.	US\$/HrRend m3/HrHr Trabajad.			US\$/Disp.	US\$/ML
Scooptram 2.5 Yd3	1	53.52	59.54	0.10		5.5	5.46
Compresora	1	18.31		2.25		41.2	40.86
Ventilador	1	10.87		0		0.0	0.00
Generador	1	14.46		0		0.0	0.00
Pulmon	1	1.50		2.25		3.4	3.34
				Subtotal		50.1	49.66
COSTO TOTAL DIRECTO							230.56
Gastos generales	0.1	%					23.06
COSTO POR METRO LINEAL						US\$ /ML	253.61

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 54

Precio Unitario por Metro Lineal de Chimeneas Inclinadas

Precio Unitario por Metro Lineal – Chimenea Inclinada Sección 1.25 x 2.10 m.

Ancho de labor	1.25 m	Densidad Esteril	0 Tn/m3
Alto de labor	2.1 m	Densidad Mineral	4.57 Tn/m3
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril	0.00 Tn
Taldros perforados	19 Und	Ton Rotas de Mineral	24.51 Tn
Taladros de alivio	1 Und	Pies perforados	104.88 PP
Barra de perforacion	6 ft	Rendimiento Equipo/150m	59.54 Tn/Hr
Eficiencia de perforacion	92%	Factor de carga	5.77 kg/m3
Longitud efectiva de perforacion	1.68 m	Factor de potencia	1.26 kg/Tn
Eficiencia de voladura	85%	Factor de avance	15.14 kg/ML
Longitud efectiva de avance	1.43 m		
Volumen removido	3.75 m3	T.C	3.75

Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1	31.54	22.05
Ayudante perforista	1	53.77	0.60	86.20	1	22.99	16.07
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	4.82
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	14.02
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	8.86
Subtotal						94.14	65.82

EPP	Cantidad	Costo/Dia	Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Maestro perforista	1	3.92	1	3.92	2.74
Ayudante perforista	1	3.92	1	3.92	2.74
Bodeguero	1	2.24	0.3	0.67	0.47
Capataz	1	3.76	0.5	1.88	1.32
Supervisor	1	3.68	0.3	1.11	0.77
Subtotal				11.51	8.05

Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia	Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Herramientas de uso en Chimena	Glb	9.10	1	9.10	6.37
Subtotal				9.10	6.37

Madera	Cantidad	Costo/Dia	Incidencia	US\$/Disp.	US\$/ML
Redondo 6 x 9 pies	1	14.15	0.1	1.415	0.99
Redondo 4 x 9 pies	1	10.24	0.5	5.12	3.58
Subtotal				6.54	4.57

Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disp.	US\$/ML
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	104.88	4.72	3.30
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	34.96	2.92	2.04
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	69.92	3.73	2.61
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	34.96	2.94	2.05
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	69.92	5.59	3.91
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	104.88	2.10	1.47
Subtotal						21.99	15.38

Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.	US\$/Disp.	US\$/ML
Semexa 65	18.00	Unid.	1.54	27.7	6.07
Fulminante #8	18.00	Unid.	0.2	3.6	2.52
Mecha lenta	41.30	Unid.	0.22	9.1	6.35
Examon P	20.17	kg	1.74	35.1	24.54
Subtotal				75.5	39.48

Equipos	Cantidad	P.U.	US\$/HrRend m3/HrHr Trabajad.	US\$/Disp.	US\$/ML
Scooptram 2.5 Yd3 (Limp. en Gal.)	1	53.52	59.54	0.41	15.40
Compresora	1	18.31	3	54.9	38.42
Ventilador	1	10.87	0	0.0	0.00
Generador	1	14.46	0	0.0	0.00
Pulmon	1	1.50	3	4.5	3.14
Subtotal				81.5	56.96

COSTO TOTAL DIRECTO			196.62
Gastos generales	0.1	%	19.66
COSTO POR METRO LINEAL			US\$ /ML 216.29

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 55

Precio Unitario por Tonelada de Rotura de Mineral

Precio Unitario por Tonelada – Rotura de Mineral Sección 1.25 x 2.10 m.							
Ancho de labor	1.25 m	Densidad Esteril		0 Tn/m3			
Alto de labor	2.1 m	Densidad Mineral		4.57 Tn/m3			
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril		0.00 Tn			
Taldros perforados	15 Und	Ton Rotas de Mineral		27.09 Tn			
Taladros de alivio	0 Und	Pies perforados		85.5 PP			
Barra de perforacion	6 ft	Rendimiento Equipo/150m		59.54 Tn/Hr			
Eficiencia de perforacion	95%	Factor de carga		3.78 kg/m3			
Longitud efectiva de perforacion	1.74 m	Factor de potencia		0.83 kg/Tn			
Eficiencia de voladura	91%	Factor de avance		9.91 kg/ML			
Longitud efectiva de avance	1.58 m						
Volumen removido	4.15 m3	T.C		3.75			
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disp,	US\$/TN
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1	31.54	1.16
Ayudante perforista	1	53.77	0.60	86.20	1	22.99	0.85
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	0.25
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	0.74
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	0.47
				Subtotal		94.14	3.47
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp,	US\$/TN
Maestro perforista	1	3.92			1	3.92	0.14
Ayudante perforista	1	3.92			1	3.92	0.14
Bodeguero	1	2.24			0.3	0.67	0.02
Capataz	1	3.76			0.5	1.88	0.07
Supervisor	1	3.68			0.3	1.11	0.04
				Subtotal		11.51	0.42
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp,	US\$/TN
Herramientas de uso en Chimena	Glb	9.10			1	9.10	0.34
				Subtotal		9.10	0.34
Madera	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disp,	US\$/TN
Redondo 6 x 9 pies	1	14.15			0.1	1.415	0.05
Redondo 4 x 9 pies	1	10.24			1	10.24	0.38
				Subtotal		11.66	0.43
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disp,	US\$/TN
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	85.5	3.85	0.14
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	85.5	7.14	0.26
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	0	0.00	0.00
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	0	0.00	0.00
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	85.5	6.84	0.25
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	85.5	1.71	0.06
				Subtotal		19.53	0.72
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disp,	US\$/TN
Semexa 65	15.00	Unid.	1.54			23.1	0.85
Fulminante #8	15.00	Unid.	0.2			3.0	0.11
Mecha lenta	34.44	Unid.	0.22			7.6	0.28
Examon P	14.44	kg	1.74			25.1	0.93
				Subtotal		58.8	2.17
Equipos	Cantidad	P.U.	US\$/HrRend m3/HrHr Trabajad.			US\$/Disp,	US\$/TN
Scooptram 2.5 Yd3	1	53.52	59.54	0.46		24.4	0.90
Compresora	1	18.31		2		36.6	1.35
Ventilador	1	10.87		0		0.0	0.00
Generador	1	14.46		0		0.0	0.00
Pulmon	1	1.50		2		3.0	0.11
				Subtotal		64.0	2.36
COSTO TOTAL DIRECTO							9.92
Gastos generales	0.1	%					0.99
COSTO POR TONELADA						US\$ /TN	10.91

Fuente: Elaboración Propia.

En la Tabla 50 presenta el precio unitario para el desarrollo de galerías, estimado en US\$ 370.58 por metro lineal. Este valor considera un factor de incidencia de 1.5 aplicado a la mano de obra de los maestros perforistas y ayudantes, lo cual refleja la complejidad de la secuencia operativa. Dicha secuencia consiste en el disparo inicial del mineral a modo de circado, seguido de la voladura de los taladros de desquinche los cuales permanecen perforados y son cargados o rectificadas una vez removido el material inicial.

Para el desarrollo de cruceros, la Tabla 51 detalla un precio unitario de US\$ 338.10 por metro lineal, lo que representa una reducción del 10% en comparación con el costo de la galería. Esta disminución se atribuye a que si bien se emplea una cantidad similar de taladros en secciones de igual dimensión, el proceso se simplifica a una única voladura, permitiendo el retiro del material fragmentado con equipos como el scooptram, sin requerir fases intermedias.

Por su parte, la Tabla 52 muestra el valor unitario para el desarrollo de cámaras de extracción en la caja piso, calculado en US\$ 302.25 por metro lineal. Este monto es un 10% menor al correspondiente a los cruceros, diferencia justificada por la reducción en el número de taladros requeridos para una sección de menores dimensiones.

En cuanto a las ventanas inclinadas, la Tabla 53 presenta un precio unitario de US\$ 253.61 por metro lineal que equivale a un 17% menos que el precio para cámaras de extracción desarrolladas en material estéril. La reducción responde a la significativa disminución del 77% en el tamaño de la sección, con la consecuente baja en los requerimientos de mano de obra que se emplean y en la cantidad de taladros de perforación y voladura.

En la Tabla 54 especifica el precio unitario por chimeneas inclinadas, establecido US\$ 216.29 por metro lineal. Este valor es un 15% menor que el precio generado por el desarrollo de ventanas inclinadas a pesar de registrarse un incremento del 64% en el tamaño de la sección conservando la misma cantidad de mano de obra requerida y con un incremento del 40% de avance, gracias al uso de barrenos de mayor longitud y a una menor cantidad de explosivos.

Mientras que en la Tabla 55, el precio de rotura de mineral calculado es de US\$ 10.91/TN, donde entra a tallar la importancia del uso de madera para realizar el acondicionamiento de la labor antes de iniciar con la perforación y donde se

considera el precio unitario del Scooptram para el retiro de material de la cámara de extracción del material roto producto de cada voladura.

3.8.12.12. Costos total de preparaciones aplicando la Nueva Variante

De los precios unitarios calculados para la preparación de labores se procede a determinar el precio total requerido para la preparación de labores necesarias para aplicar el método de la Nueva Variante.

Tabla 56

Costo de Preparación de Labores por el Método de la Nueva Variante

Medidas del Block	Largo	Alto	Pot.	D-Mineral	Volumen	Tonelada
Estimado	50	50	1.25	4.57	3,125.00	14,281.3
Real	50	45	1.25	4.57	2,812.50	12,853.13
Labores	Cant.	M	Total, m	PU US\$	Total, US\$	(US\$/TN)
Chimeneas Incl.	2	50.00	100.00	216.29	21,628.51	1.68
Galería	1	50.00	50.00	370.58	18,529.23	1.44
Crucero	1	100.00	100.00	338.10	33,810.41	2.63
Cámara de Extrac.	2	3.50	7.00	302.25	2,115.77	0.16
Ventana Inclinada	2	7.50	15.00	253.61	3,804.19	0.30
Sostenimiento	1	50.00	50.00	80.00	4,000.00	0.31
Total, US\$					83,388.1	6.53

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.12.13. Costo de minado del Método de la Nueva Variante

Obtenido el precio total por tonelada para aplicar la nueva variante se procede a determinar el costo de minado de este método.

Tabla 57

Costo de Minado del Método de la Nueva Variante

Costos Involucrados	Valor (US\$/TN)
Costo de Rotura de mineral	10.91
Costo de Preparaciones	6.53
costo de Ventilación	0.77
Costo de carguío a Volquetes	0.9
Costo de Relleno	0.00
Costo de Transporte a punto de acopio	10.5
Total	29.61

Fuente: Elaboración Propia.

Se determina que el costo de minado por la nueva variante es US\$ 29.61 por tonelada, incluyendo los precios de ventilación, carguío y transporte que son datos que brindados por la empresa minera.

Seguidamente se determinará el costo de minado por el método corte y relleno ascendente convencional, calculando previamente los precios unitarios que conllevaría su aplicación en el tajo de la veta pilar.

3.8.12.14.Precios Unitarios por el Método de Corte y Relleno Ascendente

Tabla 58

Precio Unitario por Metro Lineal de Chimenea Vertical

Precio Unitario por Metro Lineal – Chimenea Vertical 1.50 x 1.50 m.							
Ancho de labor	1.5 m	Densidad Esteril				2.92 Tn/m3	
Alto de labor	1.5 m	Densidad Mineral				0 Tn/m3	
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril				8.00 Tn	
Taldros perforados	18 Und	Ton Rotas de Mineral				0.00 Tn	
taladros de alivio	2 Und	Pies perforados				84.6 PP	
Barra de perforacion	5 ft	Rendimiento Equipo/150m				59.54 Tn/Hr	
Eficiencia de perforacion	94%	Factor de carga				3.39 kg/m3	
Longitud efectiva de perforacion	1.43 m	Factor de potencia				1.29 kg/Tn	
Eficiencia de voladura	85%	Factor de avance				15.02 kg/ML	
Longitud efectiva de avance	1.22 m						
Volumen removido	2.74 m3	T.C				3.75	
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1.5	47.31	38.85
Ayudante perforista	1	53.77	0.60	86.20	1.5	34.48	28.32
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	5.66
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	16.46
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	10.40
						Subtotal	121.40 99.70
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Maestro perforista	1	3.92			1.5	5.89	4.83
Ayudante perforista	1	3.92			1.5	5.89	4.83
Bodeguero	1	2.24			0.3	0.67	0.55
Capataz	1	3.76			0.5	1.88	1.54
Supervisor	1	3.68			0.3	1.11	0.91
						Subtotal	15.43 12.67
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Herramientas de uso en Chimena	Gib	9.10			1	9.10	7.48
						Subtotal	9.10 7.48
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disparo	US\$/ML
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	84.6	3.81	3.13
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	33.84	2.82	2.32
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	50.76	2.71	2.22
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	50.76	4.26	3.50
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	33.84	2.71	2.22
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	84.6	1.69	1.39
						Subtotal	18.00 14.78
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disparo	US\$/ML
Semexa 65	18.00	Unid.	1.54			27.7	22.76
Fulminante #8	18.00	Unid.	0.2			3.6	2.96
Mecha lenta	35.81	Unid.	0.22			7.9	6.47
Examon P	16.81	kg	1.74			29.2	24.02
						Subtotal	68.4 56.21
Equipos	Cantidad	P.U. US\$/Hr	Rend m3/Hr	Hr Trabajad.		US\$/Disparo	US\$/ML
Scooptram 2.5 Yd3	1	53.52	59.54	0.13		7.2	5.91
Compresora	1	18.31		3		54.9	45.12
Ventilador	1	10.87		0.5		5.4	4.46
Generador	1	14.46		0.5		7.2	5.94
Pulmon	1	1.50		3		4.5	3.69
						Subtotal	79.3 65.11
COSTO TOTAL DIRECTO							255.95
Gastos generales	0.1	%					25.60
COSTO POR METRO LINEAL						US\$ /ML	281.55

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 59

Precio Unitario por Metro Lineal de Subnivel

Precio Unitario por Metro Lineal – Subnivel 1.50 x 1.50 m.							
Ancho de labor	1.25 m	Densidad Esteril				2.92 Tn/m3	
Alto de labor	2.5 m	Densidad Mineral				4.57 Tn/m3	
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril				13.80 Tn	
Taldros perforados	24 Und	Ton Rotas de Mineral				21.60 Tn	
Taladros de alivio	2 Und	Pies perforados				135.36 PP	
Barra de perforacion	6 ft	Rendimiento Equipo/150m				59.54 m3/Hr	
Eficiencia de perforacion	94%	Factor de carga				3.11 kg/m3	
Longitud efectiva de perforacion	1.72 m	Factor de potencia				0.82 kg/Tn	
Eficiencia de voladura	88%	Factor de avance				19.08 kg/ML	
Longitud efectiva de avance	1.51 m						
Volumen removido	4.73 m3	T.C				3.75	
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	0.5	15.77	10.42
Ayudante perforista	1	53.77	0.60	86.20	0.5	11.49	7.60
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.5	11.49	7.60
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	13.25
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	8.37
Subtotal						71.47	47.24
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Maestro perforista	1	3.92			0.5	1.96	1.30
Ayudante perforista	1	3.92			0.5	1.96	1.30
Bodeguero	1	2.24			0.5	1.12	0.74
Capataz	1	3.76			0.5	1.88	1.24
Supervisor	1	3.68			0.3	1.11	0.73
Subtotal						8.03	5.31
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Herramientas de uso en Subnivel	Glb	14.26			1	14.26	9.43
Subtotal						14.26	9.43
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disparo	US\$/ML
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	135.36	6.09	4.03
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	45.12	3.77	2.49
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	60.24	3.21	2.12
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	90.24	7.58	5.01
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	45.12	3.61	2.39
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	135.36	2.71	1.79
Subtotal						26.97	17.83
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disparo	US\$/ML
Semexa 65	24.00	Unid.	1.54			37.0	24.43
Fulminante #8	24.00	Unid.	0.2			4.8	3.17
Mecha lenta	55.02	Unid.	0.22			12.1	8.00
Examon P	26.89	kg	1.74			46.8	30.93
Subtotal						100.7	66.54
Equipos	Cantidad	P.U. US\$/Hr	Rend m3/Hr	Hr Trabajad.		US\$/Disparo	US\$/ML
Scooptram 2.5 Yd3	1	53.52	59.54	0.59		31.8	21.04
Compresora	1	18.31		2.5		45.8	30.27
Ventilador	1	10.87		0.5		5.4	3.59
Generador	1	14.46		0.5		7.2	4.78
Pulmon	1	1.50		2.5		3.7	2.47
Subtotal						94.0	62.15
COSTO TOTAL DIRECTO							208.49
Gastos generales	0.1	%					20.85
COSTO POR METRO LINEAL						US\$ /ML	229.34

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 60

Precio Unitario por Metro Lineal de Box Hole

Precio Unitario por Metro Lineal – Box Hole 0.80 x 1.00 m.							
Ancho de labor	0.8 m	Densidad Esteril					2.92 Tn/m3
Alto de labor	1 m	Densidad Mineral					0 Tn/m3
Equipo de limpieza	scoop-2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril					3.53 Tn
Taldros perforados	11 Und	Ton Rotas de Mineral					0.00 Tn
Taladros de alivio	1 Und	Pies perforados					62.04 PP
Barra de perforacion	6 ft	Rendimiento Equipo/150m					59.54 m3/Hr
Eficiencia de perforacion	94%	Factor de carga					2.49 kg/m3
Longitud efectiva de perforacion	1.72 m	Factor de potencia					0.97 kg/Tn
Eficiencia de voladura	88%	Factor de avance					7.60 kg/ML
Longitud efectiva de avance	1.51 m						
Volumen removido	1.21 m3	T.C					3.75
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	0.5	15.77	10.42
Ayudante perforista	1	53.77	0.60	86.20	0.5	11.49	7.60
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.5	11.49	7.60
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	13.25
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.3	12.67	8.37
						Subtotal	71.47 47.24
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Maestro perforista	1	3.92			0.5	1.96	1.30
Ayudante perforista	1	3.92			0.5	1.96	1.30
Bodeguero	1	2.24			0.5	1.12	0.74
Capataz	1	3.76			0.5	1.88	1.24
Supervisor	1	3.68			0.3	1.11	0.73
						Subtotal	8.03 5.31
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Herramientas de uso en Galeria	Glb	10.01			3	3.34	2.21
						Subtotal	3.34 2.21
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disparo	US\$/ML
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	62.04	2.79	1.85
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	20.68	1.73	1.14
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	41.36	2.21	1.46
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	41.36	3.47	2.30
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	20.68	1.65	1.09
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	62.04	1.24	0.82
						Subtotal	13.09 8.66
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disparo	US\$/ML
Semexa 65	11.00	Unid.	1.54			16.9	11.20
Fulminante #8	11.00	Unid.	0.2			2.2	1.45
Mecha lenta	25.30	Unid.	0.22			5.6	3.68
Examon P	10.59	kg	1.74			18.4	12.18
						Subtotal	43.1 28.51
Equipos	Cantidad	P.U. US\$/Hr	Rend m3/Hr	Hr Trabajad.		US\$/Disparo	US\$/ML
Scooptram 2.5 Yd3	1	53.52	59.54	0.06		3.2	2.10
Compresora	1	18.31		1		18.3	12.11
Ventilador	1	10.87		0.5		5.4	3.59
Generador	1	14.46		0.5		7.2	4.78
Pulmon	1	1.50		1		1.5	0.99
						Subtotal	35.7 23.57
COSTO TOTAL DIRECTO							115.49
Gastos generales	0.1	%					11.55
COSTO POR METRO LINEAL						US\$ /ML	127.04

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 61

Precio Unitario por Tonelada de Rotura de Estéril

Precio Unitario por Tonelada – Rotura de Estéril CRA							
Ancho de labor	2 m	Densidad Esteril			2.92 Tn/m3		
Burden	0.5 m	Densidad Mineral			0 Tn/m3		
Equipo de limpieza	S/E yd3	Ton Rotas de Esteril			53.01 Tn		
Taldros perforados	35 Und	Ton Rotas de Mineral			0.00 Tn		
Taladros de alivio	0 Und	Pies perforados			197.4 PP		
Barra de perforacion	6 ft	Longitud disparada			6 m		
Eficiencia de perforacion	94%	Factor de carga			2.92 kg/m3		
Longitud efectiva de perforacion	1.72 m	Factor de potencia			0.85 kg/Tn		
Eficiencia de voladura	88%						
Longitud efectiva de avance	1.51 m						
Volumen removido	18.15 m3	T.C			3.75		
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disparo	US\$/TN
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1.5	47.31	0.89
Ayudante perforista	1	53.77	0.60	86.20	1.5	34.48	0.65
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	0.13
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	0.38
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.5	21.11	0.40
Subtotal						129.84	2.45
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/TN
Maestro perforista	1	3.92			1.5	5.89	0.11
Ayudante perforista	1	3.92			1.5	5.89	0.11
Bodeguero	1	2.24			0.3	0.67	0.01
Capataz	1	3.76			0.5	1.88	0.04
Supervisor	1	3.68			0.5	1.84	0.03
Subtotal						16.17	0.30
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/TN
Herramientas de uso en Galeria	Glb	10.01			1	10.01	0.19
Subtotal						10.01	0.19
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disparo	US\$/TN
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	197.4	8.88	0.17
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	65.8	5.49	0.10
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	131.6	7.02	0.13
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	131.6	11.05	0.21
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	65.8	5.26	0.10
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	197.4	3.95	0.07
Subtotal						41.66	0.79
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disparo	US\$/TN
Semexa 65	35.00	Unid.	1.54			53.9	1.02
Fulminante #8	35.00	Unid.	0.2			7.0	0.13
Mecha lenta	80.16	Unid.	0.22			17.6	0.33
Examon P	39.22	kg	1.74			68.2	1.29
Subtotal						146.8	2.77
Equipos	Cantidad	P.U.	US\$/Hr	Rend TN/Hr	Hr Trabajad.	US\$/Disparo	US\$/TN
Compresora	1	18.31			4	73.3	1.38
Rastrillo	1	6.70		12	3.00	20.1	0.38
Generador	1	14.46			2	28.9	0.55
Pulmon	1	1.50			4	6.0	0.11
Subtotal						128.3	2.42
COSTO TOTAL DIRECTO							8.92
Gastos generales	0.1	%					0.89
COSTO POR METRO LINEAL						US\$ /TN	9.81

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 62

Precio Unitario por Tonelada de Rotura de Mineral

Precio Unitario por Tonelada – Rotura de Mineral CRA							
Ancho de labor	1.25 m	Densidad Esteril	0 Tn/m3				
Burden	0.5 m	Densidad Mineral	4.57 Tn/m3				
Equipo de Acarreo	Scoop 2.5 yd3	Ton Rotas de Esteril	0.00 Tn				
Taldros perforados	55 Und	Ton Rotas de Mineral	64.81 Tn				
Taladros de alivio	0 Und	Pies perforados	258.5 PP				
Barra de perforacion	5 ft	Longitud disparada	9 m				
Eficiencia de perforacion	94%	Factor de carga	2.92 kg/m3				
Longitud efectiva de perforacion	1.43 m	Factor de potencia	0.97 kg/Tn				
Eficiencia de voladura	88%						
Longitud efectiva de avance	1.26 m						
Volumen removido	14.18 m3	T.C	3.75				
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disparo	US\$/TN
Maestro perforista	1	73.77	0.60	118.27	1.5	47.31	0.73
Ayudante perforista	1	53.77	0.60	86.20	1.5	34.48	0.53
Bodeguero	1	53.77	0.60	86.20	0.3	6.90	0.11
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.5	20.04	0.31
Supervisor	1	98.77	0.60	158.35	0.5	21.11	0.33
Subtotal						129.84	2.00
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/TN
Maestro perforista	1	3.92			1.5	5.89	0.09
Ayudante perforista	1	3.92			1.5	5.89	0.09
Bodeguero	1	2.24			0.3	0.67	0.01
Capataz	1	3.76			0.5	1.88	0.03
Supervisor	1	3.68			0.5	1.84	0.03
Subtotal						16.17	0.25
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/TN
Herramientas de uso en Galeria	Glb	10.01			1	10.01	0.15
Subtotal						10.01	0.15
Aceros de perforacion	Cantidad	Precio Unit.	Vida Util	Costo/pp	PP/disparo	US\$/Disparo	US\$/TN
Maquina Jackleg S250	1	4500	100000	0.045	258.5	11.63	0.18
Barreno conico 6'	1	96	1150	0.083	50.76	4.24	0.07
Barreno conico 4'	1	64	1200	0.053	101.52	5.41	0.08
Broca conica 41 mm	1	21	250	0.084	101.52	8.53	0.13
Broca conica 38 mm	1	20	250	0.080	50.76	4.06	0.06
Aceite de Perforacion T150		12.00	600	0.020	258.5	5.17	0.08
Subtotal						39.04	0.60
Explosivos	Cantidad	Unidad	P.U.			US\$/Disparo	US\$/TN
Semexa 65	55.00	Unid.	1.54			84.7	1.31
Fulminante #8	55.00	Unid.	0.2			11.0	0.17
Mecha lenta	109.12	Unid.	0.22			24.0	0.37
Examon P	51.36	kg	1.74			89.4	1.38
Subtotal						209.1	3.23
Equipos	Cantidad	P.U. US\$/Hr	Rend TN/Hr	Hr Trabajad.		US\$/Disparo	US\$/TN
Scooptram 2.5 Yd3-(Extraccion)	1	53.52	59.54	1.09		64.8	1.13
Compresora	1	18.31		4		73.3	1.13
Rastrillo	1	6.70		4		26.8	0.41
Generador	1	14.46		3		43.4	0.67
Pulmon	1	1.50		4		6.0	0.42
Subtotal						214.2	3.77
COSTO TOTAL DIRECTO							10.00
Gastos generales	0.1	%					1.00
COSTO POR METRO LINEAL						US\$ /TN	11.00

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 63**Precio Unitario por Metro Lineal de Habilitación de Chimeneas**

Precio Unitario por Metro Lineal – Habilitación de Chimeneas							
Seccion	1.5 x 1.5	m	Densidad Esteril				2.92 Tn/m3
Escaleras		3 m	Densidad Mineral				4.57 Tn/m3
Tablas de 1 x 8 x 10 pies		1 pulg					
Redondos		6 pulg					
Eficiencia de avance		3 Und					
T.C							3.75
<hr/>							
Mano de Obra	Cantidad	Salario	BB.SS	Subtotal	Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Maestro Enmaredador	2	73.77	0.60	162.77	1.5	65.11	21.70
Ayudante Enmaderador	2	53.77	0.60	118.64	1.5	47.46	15.82
Capataz	1	93.77	0.60	150.34	0.3	12.03	4.01
Subtotal						124.59	41.53
<hr/>							
EPP	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Maestro perforista	2	3.92			1.5	11.77	3.92
Ayudante perforista	2	3.92			1.5	11.77	3.92
Capataz	1	3.76			0.3	1.13	0.38
Supervisor	1	3.68			0.3	1.11	0.37
Subtotal						25.78	8.59
<hr/>							
Herramientas y Materiales	Cantidad	Costo/Dia			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Herramientas de uso en Galeria	Glb	9.10			1	9.10	3.03
Subtotal						9.10	3.03
<hr/>							
Aceros de perforacion	Cantidad	PU US\$/U-M			Incidencia	US\$/Disparo	US\$/ML
Redondos 6" x 9" x 10 pies	3	9.21			1	27.63	9.21
Tablas 2" x 8" x 10 pies	9	6.6			1	59.40	19.80
Escalera 3m	3	12.12			1	36.36	12.12
Clavos 4"	1	2.1			1	2.10	0.70
Subtotal						125.49	41.83
<hr/>							
COSTO TOTAL DIRECTO							94.99
Gastos generales	0.1	%					9.50
COSTO POR METRO LINEAL						US\$ /ML	104.49

Fuente: Elaboración Propia.

De la Tabla 58 se obtuvo un costo de US\$ 281.55 por metro lineal para el desarrollo de chimeneas verticales y ore pass con una sección cuadrada de 1.5 m de lado en material estéril. Este valor representa un 30% superior al correspondiente para chimeneas inclinadas del método de la nueva variante, debido principalmente a la aplicación de un factor de incidencia de 1.5 para maestros perforistas y ayudantes, lo cual incrementa el costo de mano de obra para este método.

En la Tabla 59 se estable un costo de US\$ 253.89 por metro lineal para el desarrollo de subniveles, calculado para una sección de 1.25 m x 2.4 m, utilizando 24 taladros y barrenos de 6 pies. Este valor resulta similar al costo de desarrollo de ventanas del método anterior con una diferencia mínima de US\$ 0.28.

La Tabla 60 presenta el costo unitarios para la preparación de Box Hole, estimado en US\$ 127.04 por metro lineal. Este monto se considera proporcional a la

reducida sección de 0.8 m x 1.0 m, que requiere solo 11 taladros de 6 pies, lo que lo convierte en uno de los costos más bajos del método. Adicionalmente este costo viene siendo aplicado por un factor de incidencia de 0.5 tanto para el maestro perforista como para el ayudante.

En la Tabla 61 se calcula el precio de rotura de mineral para el método de corte y relleno ascendente de US\$ 11.00 por tonelada. Este valor considera perforaciones en realce para tramos de 9m de longitud, el uso de winche para el arrastre del mineral hacia los echaderos y el precio del scooptram para recoger el mineral y llevarlo superficie, lo que también se considera es un factor de incidencia de 1.5 para ayudantes y maestros, produciendo un promedio de 64.81 toneladas de mineral en cada disparo.

La Tabla 62 determina el precio por rotura de desmonte necesario para el relleno proveniente de las cajas del tajo, con un valor de US\$ 9.81 por tonelada. Este concepto que no estaba presente en el método de la nueva variante incluye un factor de incidencia de 1.5 para maestros y ayudantes, representando un costo adicional específico para este método.

Adicionalmente la Tabla 63 detalla el costo de habilitación de chimeneas con instalación de descansos y escaleras, estimado en US\$ 104.49 por metro lineal.

Cabe destacar que los precios unitarios para galerías y cruceros se mantiene constantes con los calculados previamente en la Tablas 50 y Tabla 51 del método de la Nueva Variante ya que corresponden a labores con las mismas secciones y características de diseño de ambos métodos.

3.8.12.15. Costo de Preparación de labores por el Método Corte y Relleno

Ascendente

A partir de los precios unitarios calculados para este método, es posible cuantificar el costo asociado a la preparación de las labores mineras. Este cálculo permite determinar el costo de desarrollo por tonelada para cada tipo de labor, estableciendo así el valor total de preparación por este método.

Tabla 64

Costo de Preparación de Labores por el Método de Corte y Relleno Ascendente

Medidas del Block	Larg	Alto	Pot.	D-Min.	Volumen	Tonelada
Estimado	50	50	1.25	4.57	3,125.00	14,281.3
Real	50	45	1.25	4.57	2,812.50	12,853.1
Labores	Cant.	Metros	Total, m	PU US\$	Total, US\$	(US\$/TN)
Chimeneas Vertic.	1	50.00	50.00	281.55	14,077.47	1.10
Galería	1	50.00	50.00	370.58	18,529.23	1.44
Crucero	1	100.00	100.00	338.12	33,810.41	2.63
Subnivel	1	48.00	48.00	253.89	12,186.64	0.95
Chimenea Echadero	1	25.00	25.00	127.04	3,175.97	0.25
Sostenimiento	1	50.00	50.00	80.00	4,000.00	0.31
Escaleras y Descansos	21	0.00	21.00	104.49	2,194.22	0.17
Ore Pass	1	50.00	50.00	281.55	14,077.47	1.10
Tolvas	1	1.00	1.00	400.00	400.00	0.03
Total					102,451.4	7.97

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.12.16. Costo de minado del Método corte y Relleno Ascendente

El costo de minado para este método se compone de los siguientes conceptos presentes en la Tabla 65.

Tabla 65

Costo de Minado del Método Corte y Relleno Ascendente

Costo Involucrados	Valor (US\$/TN)
Costo de Rotura de mineral	11.00
Costo de Preparaciones	7.97
costo de Ventilación	0.77
Costo de carguío a Volquetes	0.9
Costo de Relleno	9.81
Costo de Transporte a punto de Acopio	10.5
Total	40.95

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.13. Evaluación de la Rentabilidad Financiera

3.8.13.1. Precio del Mineral

Tabla 66

Cotizaciones del Precio del Mineral

Mineral	Valor (US\$)	Unidad
Plata	34.51	US\$/OZ
Plomo	1.22	US\$/Lb
Cobre	4.61	US\$/Lb
Zinc	1.45	US\$/Lb

Nota. Precios actualizados ah octubre del 2024. Fuente: LME.

3.8.13.2. Valorización del concentrado de Pb-Ag-Cu

Se tiene un peso producido de 11.65 TMS de concentrado por cada 100 TMS de mineral con las siguientes leyes:

Tabla 67

Leyes del Concentrado de Pb-Ag-Cu

Parámetro	Leyes	Unidad
Plata (Ag)	49.85	Oz/TM
Plomo (Pb)	65	%
Cobre (Cu)	7	%

Nota. Valores obtenidos del balance metalúrgico (2024).

Cálculo de pagos

Plata

$$Ag = (49.85 - 1) \times 95\% = 46.41 \text{ Oz pagables}$$

$$Valor = 46.41 \times \$ 34.51 = \$ 1,601.61/TM$$

Plomo

$$Pb = 65\% \times 95\% = 61.75 \% \text{ pagable}$$

$$Libras: 47.35 \% \times 2,204.6 = 1,361.34 \text{ lb}$$

$$Valor: 1,361.34 \times \$ 1.22 = \$ 1,524.70/TM$$

Cobre

$$Pb = 7\% \times 90\% = 6.30 \% \text{ pagable}$$

$$Libras: 6.30 \% \times 2,204.6 = 1,38.89 \text{ lb}$$

$$\text{Valor} = 138.89 \times \$ 4.61 = \$ 640.28/\text{TM}$$

$$\text{Valor Bruto (TMNS)}: \$ 1,601.61 + \$ 1,524.70 + \$ 640.28 = \$ 3,766.59/\text{TM pagable}$$

Deducciones y Penalidades

$$\text{Maquila (5.5\%)}: \$ 3,766.59 \times 5.5\% = \$ 207.16$$

$$\text{Merma (4.0\%)}: \$ 3,766.59 \times 4.0\% = \$ 150.66$$

$$\text{Flete (3.4\%)}: \$ 3,766.59 \times 3.4\% = \$ 128.06$$

$$\text{Valor Neto}: \$ 3,766.59 - \$ 485.88 = \$ 3,280.71/\text{TM de concentrado}$$

$$\text{Valor por TM de mineral}: \$ 3,280.71 / 8.58 = \$ 382.39$$

3.8.13.3. Valorización del concentrado de Zn

Se tiene un peso producido de 8.72 TMS de concentrado por cada 100 TMS de mineral con las siguiente ley:

Tabla 68

Leyes del Concentrado de Zn

Parámetro	Leyes	Unidad
Zinc (Zn)	56	%

Nota. Valores obtenidos del balance metalúrgico (2024).

Cálculo de pagos

Zinc

$$\text{Zn} = 56.00\% \times 85\% = 47.60\% \text{ pagable}$$

$$\text{Libras}: 47.60\% \times 2,204.6 = 1,049.39 \text{ lb}$$

$$\text{Valor Bruto (TMNS)} = 1,049.39 \times \$ 1.45 = \$ 1,521.62/\text{TM pagables}$$

Deducciones y Penalidades

$$\text{Maquila (4.00\%)}: \$ 1,521.62 \times 4.00\% = \$ 60.86$$

$$\text{Merma (2.0\%)}: \$ 1,521.62 \times 2.0\% = \$ 30.43$$

$$\text{Flete (3.3\%)}: \$ 1,521.62 \times 3.3\% = \$ 50.21$$

$$\text{Valor Neto}: \$ 1,521.62 - \$ 141.50 = \$ 1,380.12/\text{TM de concentrado}$$

$$\text{Valor por TM de mineral}: \$ 1,380.12 / 11.47 = \$ 120.32$$

Valor total del mineral de cabeza = \$ 382.39 + \$ 120.32 = \$ 502.71/TM

Producción

Produccion diaria: 50 TM

Produccion mensual: 1500 TM

Produccion Anual: 1,500 TM/mes x 12 meses = 18,000 TM/año

3.8.13.4.Vida de la mina

Las reservas cubicadas de la Veta Pilar al 31 de diciembre del 2024 son de 71,463.37 TM entre reservas probadas y probables, por lo que la vida de la mina se determina:

$$Vida\ Mina = \frac{71,463.37}{18,000} = 3.97\ años \cong 4.0\ años$$

3.8.13.5.Inversiones

Activos Fijos TANGIBLES

Tabla 69

Activos Fijos Tangibles

Concepto	Valor (US\$)
Equipos Mineros	
Scooptram 2.5Yd3	320,000
Perforadoras Neumáticas Jackleg	18,000
Minicargador	28,500
Compresora	44,000
Volquete	70,000
Ventilador Axial	16,000
Infraestructura	
Planta Concentradora	1,400,000
Construcción campamento	222,850
Obras civiles	85,000
vehículos y Otros	
Camioneta	35,000
Generador	15,000
Total	2,254,350

Fuente: Elaboración Propia.

Activos fijos Intangibles

Tabla 70*Activos Fijos Intangibles*

Concepto	Valor (US\$)
Permisos	52,500
Preparaciones Nv 4070	83,182
Trabajos de Superficie	15,000
Total	150,682

Fuente: Oficina de Administrativa.

3.8.13.6.Capital de trabajo**Tabla 71***Capital de Trabajo*

Concepto	Valor (US\$)
Suministros Mineros	150,000
Inventarios	25,000
Efectivo y Equivalente	250,000
Total	425,000

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.13.7.Costos de Operación y Producción**Tabla 72***Costos de Operación y Producción*

Concepto	Valor (US\$/TN)
Desarrollo y Exploración	6.47
Explotación	23.08
Transporte Mina-Planta	14.50
Gastos generales y Administrativos	15.50
Gasto de ventas	12.65
Total	107.20

Fuente: Elaboración Propia.

3.8.13.8.Depreciación y Amortizaciones

Se realiza el cálculo de la depreciación mediante el método en línea recta que distribuye de manera uniforme el valor inicial del activo aplicando un porcentaje de depreciación anual, el valor del porcentaje aplicado constantemente cada año deja un valor residual

Tabla 73*Calculo de la Depreciación y Amortización de Activos*

Depreciación Activos Tangibles						
Activo	Valor Inicial	Dep.%	1	2	3	4
Equipos	546,500	20	109,300	109,300	109,300	109,300
Planta	1,140,000	10	114,000	114,000	114,000	114,000
Campamento	307,850	10	30,785	30,785	30,785	30,785
Amortización de Activos Intangibles						
Activo	Valor Inicial	Period	1	2	3	4
AFI	151,388	4	37,847	37,847	37,847	37,847
Total			291,932	291,932	291,932	291,932

Nota. Los valores están expresados en dólares estadounidenses (U\$S). Fuente: Elaboración Propia.

Al final de los 4 años los activos fijos tangibles eh intangibles dejan un valor residual de US\$ 978,010.00 que serán consignados en el Flujo de Caja.

3.8.13.9.Gastos financieros

Los gastos financieros se calculan considerando el pago de la anualidad con un interés financiero del 16.70% como se calcula a continuación:

$$Anualidad = P * \frac{(i((1 + i)^t))}{(1 + i)^t - 1}$$

$$Anualidad = 2,830,738 * \frac{(0.167(1 + 0.167)^4)}{(1 + 0.167)^4 - 1} = US\$ 1,001,555$$

Tabla 74*Calculo de la Amortización de la deuda*

Año	Monto	Interés	Amortización	Anualidad	Saldo Final
0					2,830,738
1	2,830,738	438,764	562,791	1.001,555	2,267,947
2	2,267,947	351,532	650,023	1.001,555	1,617,924
3	1,617,924	250,778	750,777	1.001,555	867,147
4	867,147	134,408	867,147	1.001,555	-

Nota: Los valores están expresados en dólares estadounidenses (U\$S), sujetos a un interés financiero del 16.70% anual. Fuente: Elaboración Propia.

3.8.13.10.Fujo de caja

Tabla 75

Flujo de Caja de Fondos

Actividad/Año	0	1	2	3	4
Inversión	2,830,738				
Valor residual					978,010
Valor de Producción		9,048,780	9,048,780	9,048,780	9,048,780
Costo de Producción		1,930,609	1,930,609	1,930,609	1,930,609
Margen de Operación		7,118,171	7,118,171	7,118,171	8,096,181
Depreciac y Amortiz AFI		291,932	291,932	291,932	291,932
Intereses (16.7%)		438,764	351,532	250,778	134,408
U. antes de Imp.		6,387,475	6,474,707	6,575,461	7,669,841
Reinversión 30%		1,916,242	1,942,412	1,972,638	2,300,952
Utilidad gravable		4,471,232	4,532,295	4,602,823	5,368,889
Imp. a la Renta 40%		1,788,493	1,812,918	1,841,129	2,147,556
U. después de Imp		2,682,739	2,719,377	2,761,694	3,221,333
Amortiz. Financiera.		562,791	650,023	750,777	867,147
Capital de Trabajo					425,000
Flujo de Fondos Netos	- 2,830,738	2,119,949	2,069,354	2,010,917	2,779,186

Nota. Los valores presentes en la tabla están expresados en dólares estadounidenses (U\$S). Fuente: Elaboración Propia.

3.8.13.11.Indicadores de Rentabilidad Financiera

El cálculo de los indicadores de rentabilidad se realiza teniendo como datos los flujos de caja netos generados por la aplicación del método.

Para determinar los indicadores de rentabilidad financiera se considera que el costo de oportunidad (k) es de 20%.

Periodo de Recuperación de la Inversión (Payback)

Para el cálculo de este indicado se utiliza el método del Payback Descontado ya que considera el valor temporal del dinero, la fórmula es:

$$Payback_D = \frac{Flujo\ Neto}{(1 + k)^t}$$

Tabla 76

Cálculo del Payback Descontado

Año	Flujo Neto	Payback_D (20%)	Acumulado
0	-2,830,738	-2,830,738	-2,830,738
1	2,119,949	1,766,624	-1,064,114
2	2,069,354	1,437,051	372,937

Nota. Los valores presentados están expresados en dólares estadounidenses (U\$S).

Fuente: Elaboración Propia.

Se obtiene:

$$Payback_D = 1 + \frac{1,064,114}{1,437,051}$$

$$Payback_D = 1.74 \text{ años}$$

El valor del Payback resultante es equivalente a 1 año y 9 meses.

Cálculo del Valor Actual Neto (VAN)

La fórmula es:

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{FC_t}{(1+k)^t}$$

Donde:

- **FC:** por cada año
- **t:** para 4 años
- **k:** 0.20
- **I₀:** U\$S 2,830,738

Reemplazando en la fórmula para cada año:

$$VAN = -2,830,738 + \frac{2,119,949}{(1+0.2)^1} + \frac{2,069,354}{(1+0.2)^2} + \frac{2,010,917}{(1+0.2)^3} + \frac{2,779,186}{(1+0.2)^4}$$

$$VAN = -2,830,738 + 1,766,624 + 1,437,603 + 1,164,162 + 1,340,404$$

$$VAN = U\$S 2,877,758.36$$

Cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR)

La fórmula es:

$$0 = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{FC_t}{(1+TIR)^t}$$

Por lo que de manera iterativa se busca una Tasa de descuento que haga el valor del VAN=0 por lo que de manera iterativa se obtienen los siguientes valores más próximos:

- **VAN 1 (66%) = U\$S 2,912**
- **VAN 2 (66.1%) = U\$S -618**

Aplicando interpolación se obtiene:

$$TIR = 66 + \frac{2,912}{2,912 + 618} * (66.1 - 66)$$

$$\mathbf{TIR = 66.08 \%}$$

Relación Beneficio/ Costo (B/C)

La fórmula es:

$$B/C = \frac{\text{Valor Actual de Flujos Positivos}}{\text{Inversion Inicial}}$$

El valor actual de flujos positivos del año 1 al 4 con una tasa de oportunidad del 20% es igual a US\$ 5,707,181.34:

$$B/C = \frac{5,707,181.34}{2,830,738}$$

$$\mathbf{B/C = 2.016}$$

CAPÍTULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Evaluación geomecánica

La evaluación geomecánica permitió determinar los parámetros y condiciones adecuadas para definir el dimensionamiento máximo que puede alcanzar el diseño actual el tajo donde se viene aplicando el método de la Nueva Variante entre las galerías de los Nv. 4115 y 4060 de la Veta Pilar, para ello se detalla los resultados:

4.1.1. Caracterización Geomecánica del macizo rocoso

La caracterización en la zona de investigación presenta que el macizo rocoso posee 4 sistemas de discontinuidades en todo el trayecto mapeado de la zona en estudio.

Donde el sistema F1 concentra poco más del 45% de discontinuidades siendo el más favorable con orientadas perpendicularmente al eje de la veta, mientras el sistema F3 con un 15% de discontinuidades representa un riesgo potencial debido a su orientación sub-paralelas al rumbo de la galería, mientras que los sistemas F2 y F4 con un 40% en conjunto, presentan orientación diagonal la cual presenta riesgos mínimamente potenciales para la excavación conforme se aprecia en la siguiente tabla:

Tabla 77

Resultado de los principales sistemas de discontinuidades

Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
N42°W/74°SW 222°/74°	N20°W/81NE 290°/80°	N33°E/73°SE 57°/73°	N64°E/64°SW 155°/64°

Fuente: Elaboración Propia.

Los ensayos de laboratorio de compresión simple y triaxiales confirmaron que la roca encajonante de la caja techo (M1-CT) es una Andesita de características físicas muy competente, mientras que la estructura mineralizada (M2-EM) conformada por una muestra de la veta presenta una resistencia significativamente menor pero que le permite absorber más energía antes de romperse, lo cual la hace una roca que tiene un comportamiento más plástico que rígido, según los resultados siguientes que lo caracterizan:

Tabla 78

Resultado de las Propiedades Físicas de la Roca Intacta

Muestra	Densidad Húmeda (g/cm ³)	USC (MPa)	E_{mr} (GPa)	m_i (H-B)	Cohesión c (MPa)	ϕ (°)
MI-CT	2.92	224.7	21.35	22.95	33.90	56.23
M2-EM	4.57	61.0	5.92	12.18	20.18	31.58

Fuente: Elaboración Propia.

La caracterización del macizo rocoso concluye que el área en estudio se caracteriza por la presencia de bloques medianos con discontinuidades de moderada persistencia, aperturas reducidas, alta rugosidad y escasa incidencia de relleno y meteorización, estos factores en conjunto permiten inferir que el macizo posee una calidad favorable para el sostenimiento natural de la excavación.

4.1.2. Clasificación Geomecánica del macizo rocoso

La calidad del macizo rocoso, cuantificada mediante sistemas de clasificación RQD, RMR, Q-System y GSI arrojaron valores promedios y consistentes para un macizo roco muy competente que presenta un comportamiento homogéneo en todo el trayecto de la zona de estudio, basado en los siguientes resultados de la evaluación obtenida:

Tabla 79

Resultado de la Clasificación Geomecánica

RQD	RMR	Q-System	GSI
80%	61.46	6.92	66.84
Roca Buena	Clase II - Buena	Clase Media	Buena Calidad

Fuente: Elaboración Propia.

4.1.3. Dimensionamiento Máximo

El dimensionamiento máximo del diseño del tajo se determinó mediante la dualidad el criterio Grafico de Estabilidad de Mathew-Potvin (1998) & Nikson (1992) y el radio hidráulico para las estructuras más críticas presentes en un dimensionamiento como el Crown (Techo) y el hangingwall (pared colgante), arrojando los siguientes valores:

Tabla 80

Resultados del Número Estabilidad de las superficies Críticas

Superficie	Q'	A	B	C	N'
Crown	30.97	0.48	0.90	2	26.75
Hangingwall	16.76	1	0.84	6.96	97.99

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 81

Resultado del Dimensionamiento Máximo

Estructura	Real		Gráfico de Estabilidad		Radio Hidráulico	
	W (m)	H (m)	W (m)	H (m)	W (m)	H (m)
Crown	1.25	50	1.25	-	1.25	Infinito*
Hangingwall	50	47	54.61	54.61	51.44	51.44

Nota: (*) Para un valor de N' alto y una dimensión angosta (1.25 m), la estabilidad del Crown no se ve limitada por su longitud.

Resultando que la dimensión real con la que se viene operando esta nueva variante se encuentra dentro del dimensionamiento máximo.

4.2. Análisis de estabilidad

El análisis de estabilidad numérico de elementos finitos (FEM), determino la influencia significativa de la estabilidad durante las tres etapas de minado, evaluando el impacto de la geometría de la excavación final desarrollada por el método de la Nueva Variante en la Veta Pilar, para la sección del diseño sin pilar y con pilar intermedio arrojando los siguientes resultados en la Tabla 82.

Tabla 82*Resultado del Análisis de Estabilidad*

Parámetros	Sección con Pilar	Sección Sin Pilar	Unidad
Esfuerzo Principal Mayor	25.00	20.00	MPa
Esfuerzo Principal Menor	-0.50	-1.10	MPa
Desplazamiento Total Max.	4.75	6.60	mm
Factor de Seguridad Min	1.25	1.25	Adimensional
Juicio de Estabilidad	Estable	Estable	-

Fuente: Elaboración Propia.

La concentración Crítica del Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) alcanzó un máximo de 25.00 MPa entre el contacto del Crown y la pared del tajo para la sección que no presenta pilar intermedio y de 20.00 MPa para la zona del tajo que si presenta este soporte de mineral intermedio.

El Esfuerzo Principal Menor (σ_3) reflejo un disminución considerable del confinamiento de hasta -0.50 MPa entre el macizo rocoso y la cara libre de la excavación y -1.10 MPa en las paredes del tajo cerca a los puentes de mineral, confirmando posibles zonas de desprendimiento para la sección con pilar y sin pilar intermedio.

Las deformaciones presentadas registraron un máximo de 6.60 mm al medio de las paredes del tajo sin pilar intermedio y de 4.75 mm en las pared inclinada del tajo con presencia de pilar intermedio.

El factor de seguridad dentro de tajo alcanzo un mínimo de 1.25 en zonas focalizadas de las paredes inferiores del tajo donde la estructura portante se mantiene estable para el modelo simulado en un medio elástico, mientras que para la sección fuera del tajo presente en la galería, se registra un factor de seguridad en zonas puntuales mínimas de 1.14.

4.3. Costo de Minado del Método

El análisis de los costos unitarios se realizó para determinar si la aplicación de la Nueva Variante genera una reducción significativa en el costo total de minado comparado con el método tradicional del corte y relleno ascendente.

La cuantificación realizada en los costos por toneladas para ambos métodos incluye labores de preparación, rotura, carguío que se resumen en la siguiente Tabla 83, la cual establece la línea base de comparación para la hipótesis que se plantea en este estudio.

Tabla 83*Resultado del Costo Total de Minado por Método*

Concepto de Costo	Nueva Variante (U\$S/TN)	Corte y Relleno A. (U\$S/TN)	D Costo (U\$S/TN)
C. Rotura de Mineral	10.91	11.00	-0.09
C. Preparaciones	6.53	7.97	-1.44
Costo de Ventilación	0.77	0.77	0.00
Costo de Carguío	0.90	0.90	0.00
Costo de Relleno	0.00	9.81	-9.81
Costo de Transporte	10.50	10.50	0.00
Costo total de Minado	29.61	40.95	-11.34

Fuente: Elaboración Propia.

4.4. Rentabilidad Financiera del Método

La rentabilidad financiera de la Nueva Variante se determinó mediante la construcción del Flujo de Caja Financiero a 4 años, basado en la valoración del mineral extraído y la estructura de costos calculada. El análisis del presente estudio utiliza un costo de oportunidad del 20% y una tasa de interés del 16.70%.

El flujo de caja se basa en la inversión inicial de US\$ 2,830,738, que incluye a los activos fijos tangibles e intangibles

El valor de la producción anual de US\$ 9,048,780, derivado de la valorización del concentrado de Pb-Ag-Cu y Zn a precios de octubre de 2024.

Vida de la mina basada en las reservas probadas y probables de 71,463,37 TM que sustentan un horizonte de 4 años de producción.

El cálculo de los indicadores de la rentabilidad financiera arrojó utilizando el flujo de caja de fondo netos evidencia los siguientes resultados:

Tabla 84*Resultado de Indicadores Financieros*

Indicador	Valor	Criterio de Decisión
VAN	US\$ 2,877,758	VAN>0 → ACEPTADO
TIR	66.08%	TIR>0 → ACEPTADO
B/C	2.02	B/C>1 → ACEPTADO
PAYBACK_D	1.7 Años	RECUPERACIÓN RÁPIDA

Fuente: Elaboración Propia.

4.5. Discusión de Resultados

El primer objetivo, enfocado en determinar la influencia de la evaluación geomecánica en el dimensionamiento máximo estable, se confirma plenamente. El macizo rocoso en la zona de estudio se clasifica como Roca Buena (RMR = 61.46) y presenta condiciones geomecánicas favorables con una roca encajonante muy competente (USC = 224.7 MPa). La cuantificación geomecánica mediante criterios de estabilidad de Mathews-Potvin & Nikson y Radio Hidráulico resulto en dimensiones máximas estables de un block de 54.61 x 54.61 m. respectivamente, para la parad colgante (Hangingwall). Este hallazgo es fundamentan, ya que el diseño actual opera dentro de estos límites, lo que se sustenta en el principio de que la caracterización geomecánica es la base técnica para el dimensionamiento de los métodos Open Stope. Este enfoque es consistente con las conclusiones de Potvin & Hudyma (200) y Rivero (2018), quienes destacaron la evaluación geomecánica como el factor determinante para la estabilidad y el diseño de excavaciones subterráneas. El resultado demuestra que incluso en vetas estrechas con alta esbeltez, el diseño es técnicamente factible gracias al conocimiento de los parámetros geomecánicos.

El análisis de estabilidad numérico que busca determinar su influencia en el diseño, resultado ser significativo. La simulación por Elementos Finitos aplicando software como Phase2, permitió contrastar dos escenarios mostrando una marcada diferencia en la estabilidad: la sección con pilar intermedio dentro del tajo arrojó un Factor de Seguridad Mínimo de 1.25 (Estable), mientras que la sección sin pilar fuera del tajo resultó en un Factor de seguridad mínimo de 1.14 (Mínimamente Estable), estos valores no solo validan el diseño actual del método empleado, sino que también confirman la hipótesis de la influencia significativa del análisis numérico. El valor obtenido en la sección con soporte o pilar intermedio del tajo se alinea con la recomendación de Zhang et al. (2021), quienes sugieren que el uso de soporte como pilares, relleno es crucial para reducir el riesgo de colapso. Además, la identificación precisa de los desplazamientos máximos de 6.90 mm sin pilar, demuestran que el modelado numérico es una herramienta indispensable para validar y refinar las dimensiones propuestas inicialmente por los métodos gráfico, tal como lo enfatizaron Potvin & Hudyma (2000). El hallazgo respalda así la mejora en la estabilidad reportada por Curo (2019) y Hinojoza (2018) mediante la aplicación de análisis técnicos y modelado.

La aplicación de la Nueva variante del Método Open Stope genero una mejora significativa en la reducción del costo de minado, lo que confirma la hipótesis

especifica. El costo total de minado de la Nueva Variante fue de 29.61 U\$/TN, comparado con los 40.95 U\$/TN del método anterior de Corte y Relleno Ascendente. Esto representa una reducción de 11.34 U\$/TN, equivalente a una optimización de aproximadamente el 27.7%. esta reducción es notablemente superior a la disminución de costos de 18% que obtuvo Bravo (2018) con el Open Overhand Stope y a la reducción de costos de perforación del 15% de la variante LBH de Morales (2019). La principal fuente de este ahorro es la eliminación del costo de relleno con una reducción de 9.81 U\$/TN. El resultado valida que la sustitución de métodos intensos de mano de obra y relleno por variantes del Open Stope en macizos rocosos competentes es la estrategia más eficiente para reducir los costos unitarios de minado en yacimientos peruanos como ya lo demostraron otros estudios.

Finalmente, la evaluación financiera arrojó indicadores que confirman la hipótesis de que la Nueva Variante Genera una significativa rentabilidad financiera. El Valor Actual Neto (VAN) de US\$ 2,877,758 y una Tasa Interna de Retorno (TIR) de 66.08% (con un costo de oportunidad del 20%), superan ampliamente el criterio de aceptación financiera. El alto ratio Beneficio/Costo de 2.02 y un Payback de 1.7 años indican una viabilidad económica robusta y una rápida recuperación de la inversión inicial de US\$ 2,830,738. Esta rentabilidad está en línea con la TIR de 74% obtenida por Sosa (2018) y el VAN superior al 40% que Chambi (2013) encontró para el Sublevel Stoping frente a métodos con relleno. El resultado demuestra que la optimización geomecánica y operativa de la Nueva Variante se traduce en una sólida sostenibilidad y rentabilidad del método empleado.

CONCLUSIONES

- La evaluación geomecánica evidencia una influencia significativa en la determinación del dimensionamiento máximo del diseño del tajo, estableciendo que para un macizo rocoso de tipo andesítico de GSI = 66 y un cuerpo de mineral polimetálico con GSI=58, la dimensión óptima alcanzable es de 51.44 x 51.44 m. en este contexto el diseño actual del tajo de 50 x 50 m, desarrollado empíricamente por los colaboradores de la empresa, se encuentra dentro del rango de la estabilidad geomecánica, representando aproximadamente un 2.8% menos del límite máximo estimado para dichas condiciones.
- El análisis de estabilidad del diseño actual del tajo influyó significativamente al determinar que existen secciones del diseño que requieren sostenimiento puntual fuera del tajo para mitigar las condiciones de inestabilidad donde se observan factores de seguridad mínimos de 1.14, mientras que las condiciones del factor de seguridad dentro del tajo se evidencian que son como mínimo FS=1.25.
- La aplicación de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar demostró generar una mejora significativa en la reducción de los costos de minado. Se determinó que el costo de minado unitario para la Nueva Variante es de 29.61 USD/TN, lo que representa una reducción del 11.34 US\$/TN lo que es aproximadamente el 27.7% en comparación con el método tradicional de Corte y Relleno Ascendente de 40.95 US\$/TN.
- La rentabilidad financiera de la Nueva Variante aplicada en la Veta Pilar genera una significativa rentabilidad financiera con un VAN positivo de 2,877,758 USD, Un TIR de 66.08 % siendo más del triple del valor del costo de oportunidad y un B/C de 2.02 indicando una alta eficiencia en la generación de beneficios por encima de la inversión, lo cual valida la hipótesis planteada.

RECOMENDACIONES

- Para futuras investigaciones que consideren excavaciones con condiciones geomecánicas similares GSI=66, no se debe exceder el dimensionamiento máximo técnicamente estable de 51.44 x 51.44, pero si se debe aprovechar para maximizar el volumen del mineral extraído.
- Se recomienda implementar un sostenimiento preventivo flexible como puntales de madera para los tajos angostos y mallas metálicas permanentes en secciones más amplias, donde presenten $FS \leq 1.20$ así como también en otras áreas de transición geológica muy marcadas para mitigar el riesgo de desprendimiento y asegurar la estabilidad permanente mientras dure la extracción.
- Mantener una vigilancia estricta sobre los costos de operación y producción, asegurando que la eliminación del costo de relleno se traduzca íntegramente en la alta rentabilidad y no sea absorbida por sobrecostos operativos de sostenimiento.
- Dado que el flujo de caja considera una tasa de impuestos generales del 40%, se recomienda realizar un análisis de sensibilidad sobre el impacto de los cambios en las políticas tributarias futuras para proteger el valor del VAN de US\$ 2,877,758.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alarcon H., L., & Perez G, F. (2024). *Evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews para el dimensionamiento de tajeos*, Pan American Silver Huarón S. A. [Tesis de Pregrado, Universidad Continental]. <https://hdl.handle.net/20.500.12394/15849>
- Allen, C. (1914). Methods and Economies in Mining. *The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers*, 43, 3-38.
- Barton, N. (2014). *Q-System. An Illustrated Guide Following Forty Years In Tunnelling*. http://nickbarton.com/downloads_04.asp
- Bernal C., A. (2010). *Metodología de la investigación: Administración, economía, humanidades y ciencias sociales* (3.ª ed.). Pearson Educación. México.
- Bhawani, S., & R. K., G. (2011). *Engineering Rock Mass Classification, tunneling, foundations, and Landslides*. Elsevier Inc.
- Bieniawski, T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. New York, Estados Unidos
- Braja, M. D. (2015). *Fundamentos de Ingeniería Geotécnica*. Santa Fe: Cengage Learning Editores, S.A.
- Bravo, L. E. (2018). *Aplicación del método Open Overhand Stope en minería aurífera vetiforme, como alternativa para reducir costos*. [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos]. <https://cybertesis.unmsm.edu.pe/item/f0073372-a814-4252-a07266c20d6776c9>
- Chan, S. P., & Gunter, P. S.-B. (2021). *Advanced Engineering Economics* (2.ª ed.). United States: John Wiley & Sons.
- Chaparro Avila, E. (2000). *La llamada Pequeña Minería: Un renovado enfoque empresarial*. Recursos Naturales e Infraestructura. CEPAL, Chile.
- Cordova Canaza, M. (2018). *Estrategias de comunicación en la formalización de la Pequeña Minería y Minería Artesanal en el departamento de Puno*. [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional del Altiplano].
- Curo M., A. C. (2019). *Evaluación Geomecánica en el método de minado por Gradines Invertidos en la Unidad San Antonio - Corporación Minera Ananea S.A.* [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]
- Deere, D. U. (1968). Geological Considerations. En R. G. Stagg, & D. C. Zienkiewicz, *Rock Mechanics in Engineering Practice* (págs. 1-20). John Wiley & Sons.
- Gentry, D. W., & O'Neil, T. J. (1984). *Mine Investment Analysis*. Society for Mining Engineers of AIME. <https://www.semanticscholar.org/paper/Mine-Investment-Analysis-Gentry-O%27neil/a9af704c76ad78e675a1d8a952e6dfd5d9ff250a>

- Guggari, V. B., Kumar, H., & Burdi, G. (2023). *Stability analysis of crown pillar under the zone of relaxation around sub-level open stopes using numerical modelling*. *Geomatic, Natural Hazards and Risk*, 14(1). <https://doi.org/10.1080/19475705.2023.2234072>
- Hansen, R., & Mowen, M. (2007). *Administración de costos-contabilidad y control* (5.^a ed.). Cengage Learning Editores, S.A. <https://students.aiu.edu/submissions/profiles/resources/onlineBook/e2T9C3administracion%20de%20costos%20contabilidad%20control%20usar1.pdf>
- Hartman, H. L., & Mutmanský, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering*. John Wiley & Sons. https://www.google.com.pe/books/edition/Introductory_Mining_Engineering/JybZDwAAQBAJ?hl=es&gbpv=1&dq=inauthor:%22Jan+M.+Mutmanský%22&printsec=frontcover
- Hernandez Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, M. (2014). *Metodología de la Investigación* (6.^a ed.). McGraw-Hill Educación.
- Herrera H., J. (2022). *Introducción al sector de la minería subterránea y características generales*. E.T.S.I. de Minas y Energía. Universidad Politécnica de Madrid <https://oa.upm.es/89331/>
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). *Underground Excavations in Rock*. Institution of Mining and Metallurgy. McGraw-Hill.
- Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).
- Hutchinson, D. J., & Diederichs, M. S. (1996). *Cablebolting in Underground Mines*. Richmond: BiTech Publishers Ltd.
- Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET). (2019). *Informe Técnico N.º A6882: Evaluación de peligros geológicos por movimientos en masa en el sector de Chupalla – Quebrada Mayo, Región Lima, provincia Huarochirí, distrito San Mateo, Comunidad Campesina de Tambo de Viso*. Lima. <https://hdl.handle.net/20.500.12544/2061>
- Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET). (2022). *Atlas de la Pequeña Minería y Minería Artesanal del Perú* (1.^a ed.). BNP. <https://srvstd.ingemmet.gob.pe/Atlas/PMMA/#p=6>
- Instituto Tecnológico GeoMinero de España (ITGE). (1991). *Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de inversión*. Topacio S.A.
- Laboratorio Oficial J.M. Madariaga (LOM). (2015). *Proyecto N.º 5.3: Guía sobre control Geotécnico en minería subterránea*. Ministerio de Industria, Energía y Turismo. Gobierno de España.

- Llanque M., O., Navarro T., V. F., Durant B., J. G., Coila Ch., Y. A., Calderon M., R. G., Tapia V, H. A., . . . Camac T., E. A. (1999). *Explotación subterránea- Métodos y casos prácticos*. Perú Offset Editores.
- Minería Minerales y Desarrollo Sustentable (MMSD). (2002). *Abriendo Brecha: minería Artesanal y en Pequeña Escala*. <https://www.iied.org/sites/default/files/pdfs/migrate/G00687.pdf>
- Ministerio de Energía y Minas (MINEM). (2023). *Guía para la formalización minera integral y sostenible*. <https://www.gob.pe/minem>
- Nickson, S. (1992). *Cable Support Guidelines for Underground Hard Rock Mine Operations*. University of British Columbia.
- Noetsaller, R. (1987). *Small Scale Mining*. Documento técnico del Banco Mundial, 23(75), 74. https://www.researchgate.net/profile/Richard-Noetstaller/publication/265167399_SmallScale_Mining_A_Review_of_the_Is_sues/links/54034f460cf2c48563b02c2e/Small-Scale-Mining-A-Review-of-the-Issues.pdf
- Olivera A., J. (2023). *Minado Mecanizado en Vetas Angostas, Mina Huarón*. Perumin. https://perumin.com/perumin35/public/uploads/shares/perumin35/media/04_Conferencias/Foro_TIS/Hebert%20del%20Carpio/291022-TT-445%20Operaciones%20Mineras%20-%20John%20Olivera.pdf
- Osinergmin. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para el diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas* (1.ª ed.). Inv. Jacob S.A.C. https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf
- Peele, R., & Church, J. A. (1941). *Mining Enginneres' Handbook*. Jhon Wiley & Sons.
- Potvin, Y. (1988). *Empirical Open Stope Desing in Canada*. [Tesis Doctoral]. University of British Columbia. Obtenido de <https://open.library.ubc.ca/collections/ubctheses/831/items/1.0081130>
- Potvin, Y., & Hudyma, M. (2000). *Open Stope In Canadá*. ResearchGate. https://www.researchgate.net/publication/303911917_Open_Stope_Mining_in_Canada/citation/download
- Qi, Z., Zhao, M., Ji, Z., Huang, H., Li, H., Zhao, X., Tian, Q., Wang, D., Gao, P., Han, L., & Zhao, Y. (2023). *Comprehensive evaluation method of stope stability and its application in deep metal mine*. *PloS ONE* 18(3). <https://doi.org/10.1371/journal.pone.0283205>
- Ramírez et al. (1984). *Mecánica de Rocas Aplicada a la Minería*. Universidad Politécnica de Madrid.
- Ramirez O., P., & Alejano M., L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf

- Rodriguez, J. A. (Abril de 2007). *Caracterización de Macizos Rocosos*. <https://digibuo.uniovi.es/dspace/bitstream/handle/10651/62365/2007Caracterizaci%C3%B3nMacizosRocosos.pdf?sequence=1#:~:text=Macizo%20rocoso:%20conjunto%20de%20matriz,su%20comportamiento%20geomec%C3%A1nico%20e%20hidr%C3%A1ulico>
- Ross, S. A., Westerfiel, R. W., & Jaffe, J. (2013). *Fundamentals of Corporate Finance* (9.^a ed.). McGraw-Hill Education. <https://gc.scalahed.com/recursos/files/r161r/w25491w/Fundamentos de Finanzas Corporativas1.pdf>
- Ruiz, R. (2007). *El Método Científico y sus Etapas*. Universidad Tecnológica de México. <https://www.index-f.com/lascasas/documentos/lc0256.pdf>
- Salazar D., H. (1983). *Geología de los cuadrángulos de Matucana y Huarochirí* (Boletín N°36). Instituto Geológico Minero y Metalúrgico.
- Sánchez, S. (s.f). *Evaluacion de Proyectos Mineros*. [Apuntes de Diploma de Especialización en Gestión Minera]. Universidad ESAN, <https://es.scribd.com/document/635658396/Untitled>
- Sector Minero. (13 de junio de 2024). *La minería subterránea en el Perú: clave para el crecimiento económico y los desafíos de su optimización*. <https://sectorminero.com.pe/>
- Sheorey, P. R. (1994). *A theory for In Situ stresses in isotropic and transverseley isotropic rock*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 31(1), págs. 23-34. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(94\)92312-4](https://doi.org/10.1016/0148-9062(94)92312-4)
- Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía. (2004). *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*. DCR Ingenieros S.R.Ltda.
- Stewart, S., & Forsyth, W. (1995). *The Mathew's method for open stope design*. CIM Bull.
- Ticona Jove, G. C. (2020). *Identificación de macizos rocosos alterados, su aporte en el control del riesgo geotécnico-seguridad y la continuidad del negocio minero*. Geomechanics And Environment SAC. [https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/PERM35398.pdf#:~:text=Tabla%201.%20Clasificaci%C3%B3n%20geomec%C3%A1nica%20RMR%2076%20\(Bieniawski%2C,de%20Schmidt%2C%20carga%20puntual%20o%20compresi%C3%B3n%20uniaxial\)](https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/PERM35398.pdf#:~:text=Tabla%201.%20Clasificaci%C3%B3n%20geomec%C3%A1nica%20RMR%2076%20(Bieniawski%2C,de%20Schmidt%2C%20carga%20puntual%20o%20compresi%C3%B3n%20uniaxial)).
- Vallejo Cortes, C. A. (2002). *Aplicaciones del índice G.S.I. (Geological Strength Index) para el mapeo geomecánico y la definición del sostenimiento para labores mineras subterráneas*. XI Congreso Peruano de Geología, pág. 114. <https://catalogobiblioteca.ingemmet.gob.pe/bib/2537>

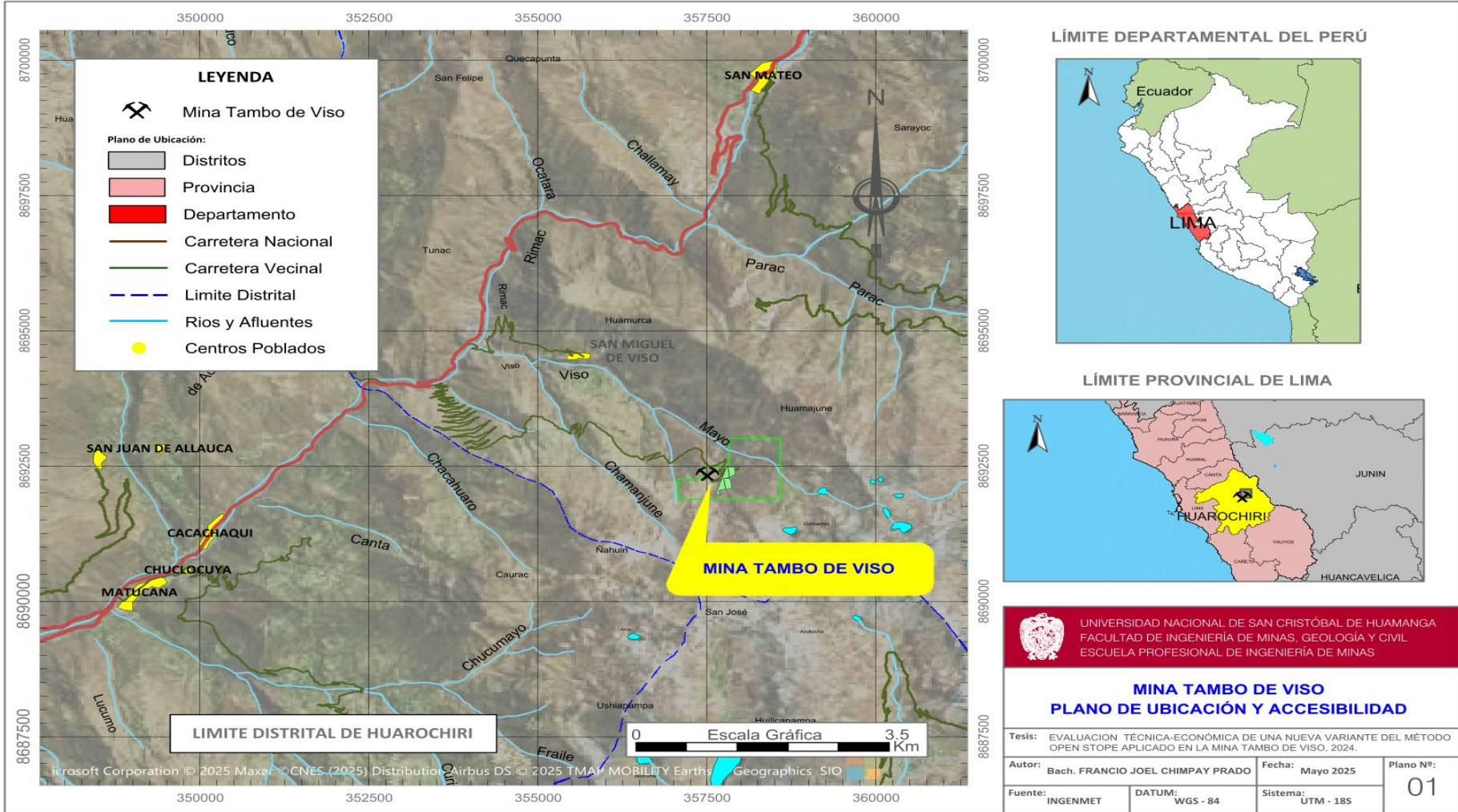
ANEXOS

Anexo 1: Matriz de Consistencia

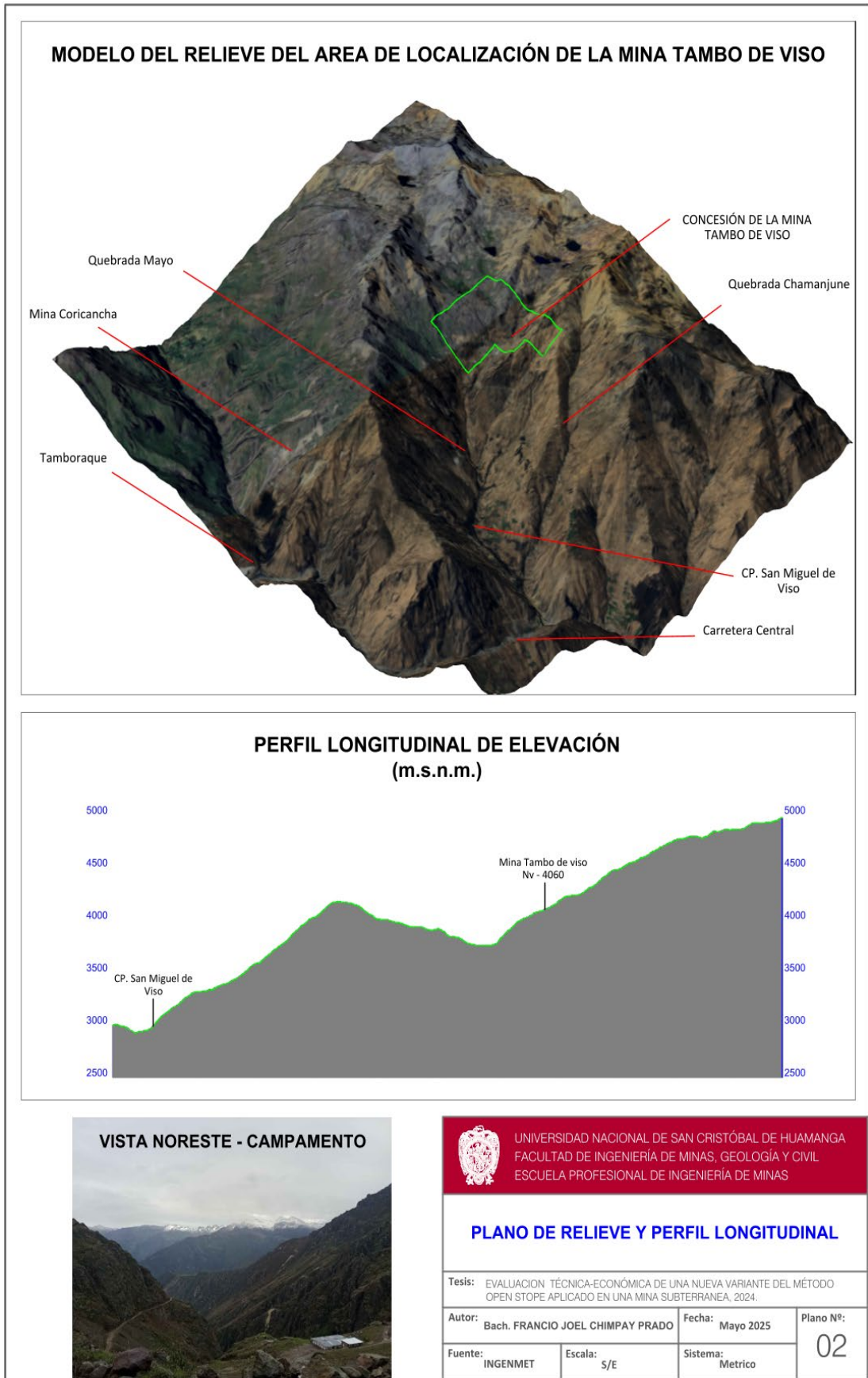
Título: Evaluación técnica-económica de una Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Mina Tambo de viso, 2024.

Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variables	Definición Conceptual	Dimensiones	Metodología
problema general	Objetivo General	Hipótesis General				
¿Es técnica y económicamente factible la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la mina Tambo de Viso, 2024?	Evaluar técnica y económicamente la factibilidad de la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la mina Tambo de Viso, 2024.	Es técnica y económicamente factible la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la mina Tambo de Viso, 2024.	Variable Independiente Nueva Variante del Método Open Stope	Modificación del diseño del método tradicional de open Stope, adaptada a las condiciones específicas de una mina subterránea (Hartman & Mutmansky, 2002)	Diseño de la Nueva Variante	Método de Investigación General: Científico Analítico - Sintético Proceso: Deductivo Tipo de Investigación: Aplicada
Problemas Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Especificas	Variable Dependiente Factibilidad Técnica - Económica	Capacidad del método para ser implementado con éxito desde una perspectiva técnica dependiendo de su factibilidad técnica y solvencia económica, las cuales se evidencian a través de indicadores clave, como la rentabilidad financiera" (Hartman & Mutmansky, 2002; Nicholas, 1992).	Evaluación Geomecánica	Nivel de Investigación: Descriptivo - Explicativo Diseño: No-Experimental – C. Transversal Ámbito Espacial: Empresa Minera Tambo de Viso
¿De qué manera la evaluación geomecánica influye en la determinación de las dimensiones máximas estables del diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024?	Determinar la influencia de la evaluación geomecánica para establecer las dimensiones máximas estables del diseño del método Open Stope en la veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.	La evaluación geomecánica influye significativamente en la determinación de las dimensiones máximas estables del diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.				Ámbito Temporal: 2024
¿De qué manera influye el Análisis de Estabilidad Numérico en el diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope, aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024?	Determinar la influencia del Análisis de estabilidad numérico del diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.	El análisis de estabilidad numérico influye significativamente en el diseño actual de la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.			Población: Yac. de la Mina Tambo de Viso Muestra: Tajo de la Veta Pilar	
¿En qué medida mejora el costo de minado generado por aplicación de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024?	Determinar las mejoras en el costo de minado que genera la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.	La aplicación de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024, genera una mejora significativa en la reducción del costo de minado.			Instrumento: Reportes de producción, fichas de evaluación. Geomecánica., reportes de uso de equipos, valorizaciones, recibos de compras y pagos resultados de laboratorio, estudios geológicos, libreta de campo, precios de los metales (2024).	
¿En qué medida la Nueva Variante del método Open Stope resulta ser financieramente rentable en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024?	Determinar la rentabilidad financiera generada por la Nueva Variante del método Open Stope aplicado en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024.	La aplicación de la Nueva Variante del método Open Stope en la Veta Pilar de la Mina Tambo de Viso, 2024, genera una significativa rentabilidad financiera.			Técnica: Análisis documental y recolección de datos	
					Costos de Minado	
					Rentabilidad Financiera	

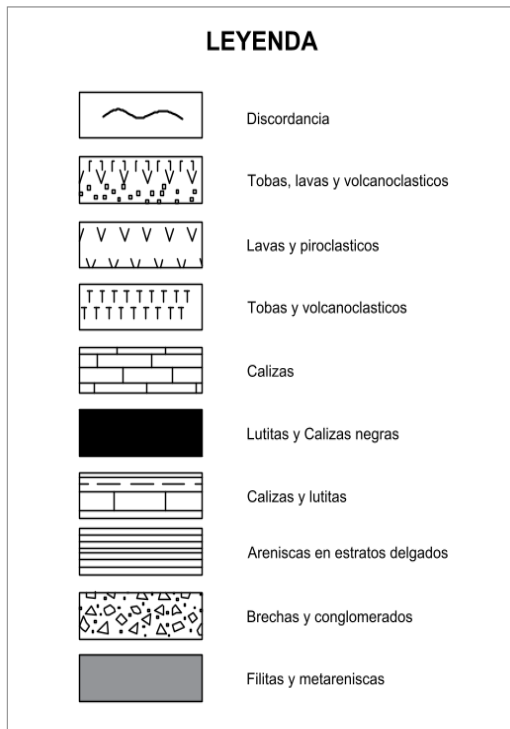
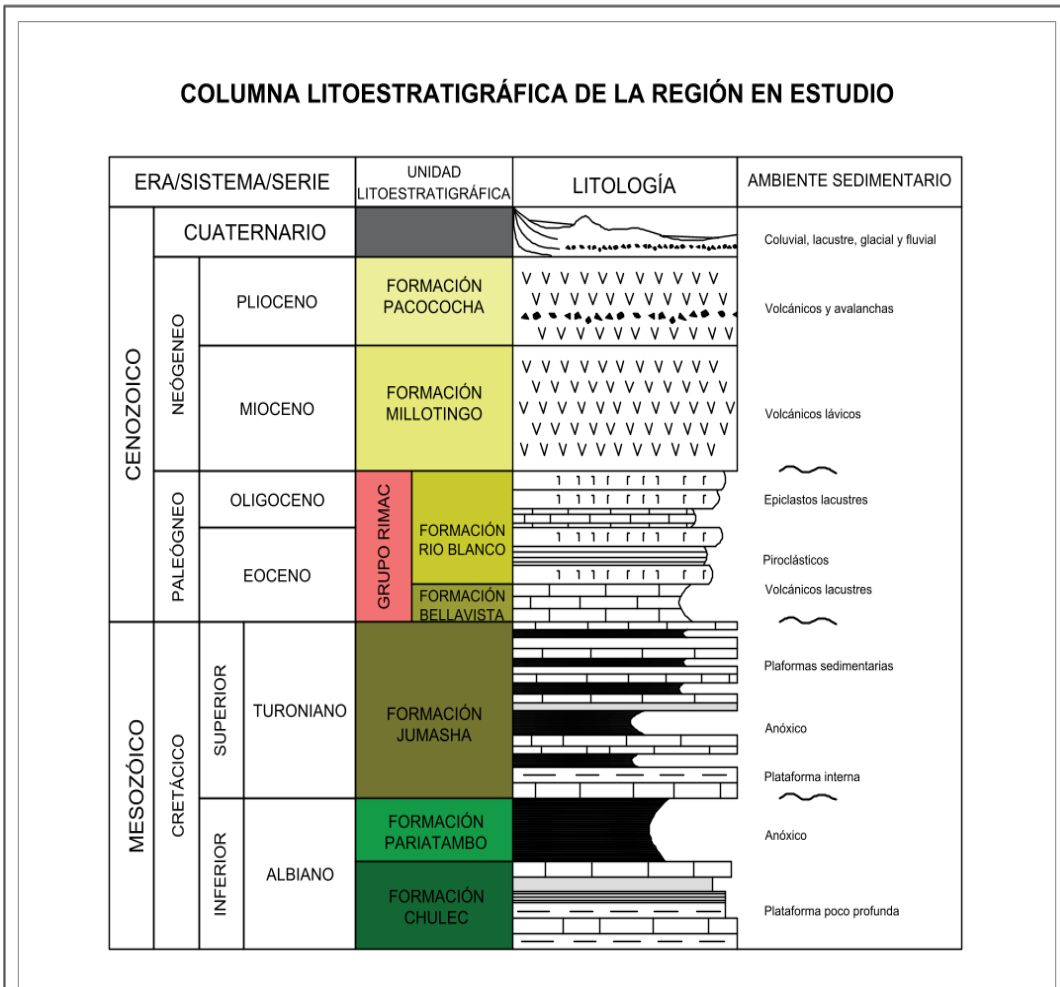
Anexo 2: Plano de Relieve y Perfil Longitudinal



Anexo 3: Plano de Relieve y Perfil Longitudinal



Anexo 4: Plano de la Columna Litoestratigráfica de la Región



LAVAS VOLCÁNICAS ANDESÍTICAS POTENCIA 10 m.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

COLUMNA LITOESTRATIGRÁFICA REGIONAL

Tesis: EVALUACION TÉCNICA-ECONÓMICA DE UNA NUEVA VARIANTE DEL MÉTODO OPEN STOPE APLICADO EN UNA MINA SUBTERRANEA, 2024.

Autor: Bach. FRANCIO JOEL CHIMPAY PRADO

Fecha: Mayo 2025

Plano N°:

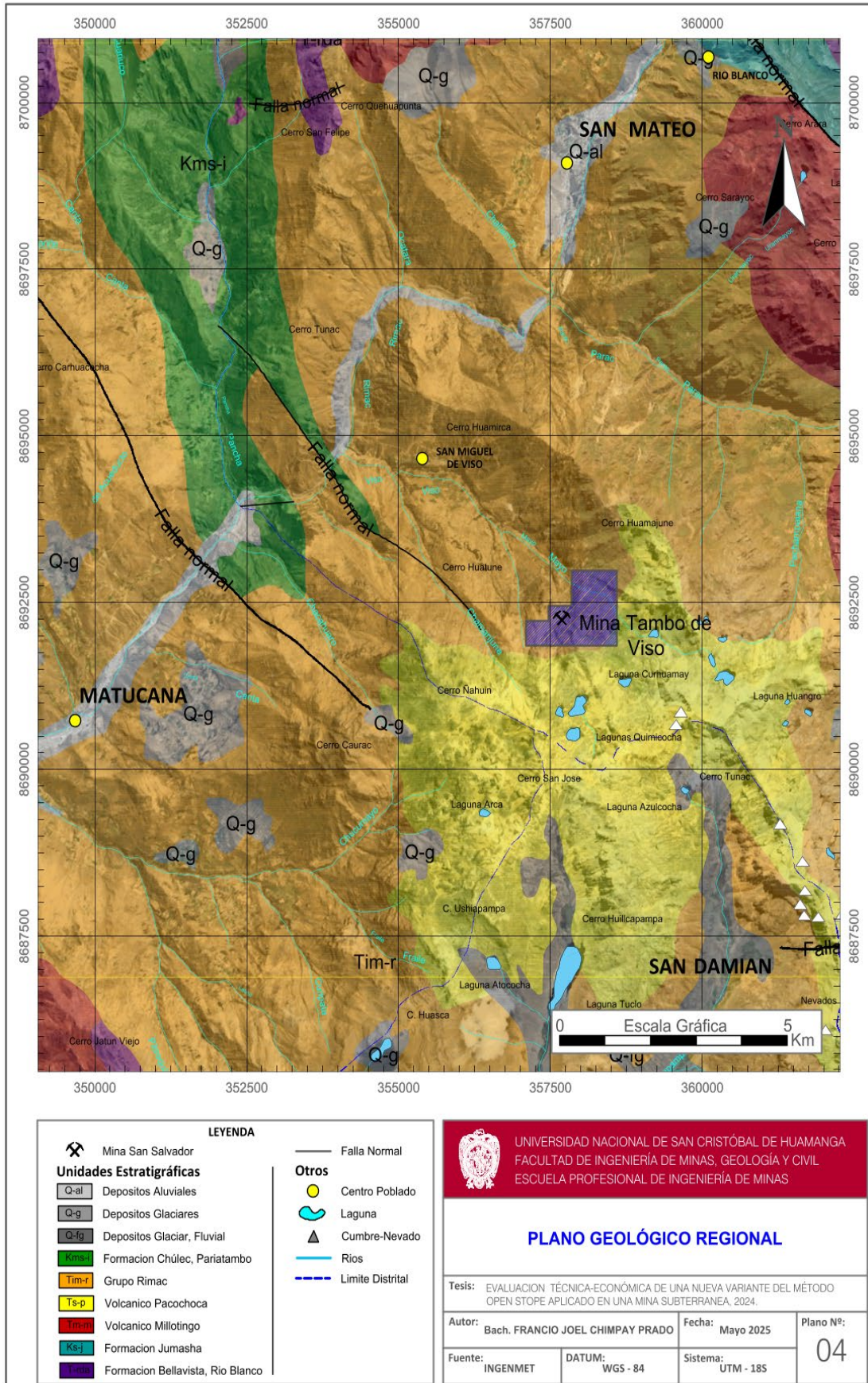
Fuente: INGENMET

Escala: S/E

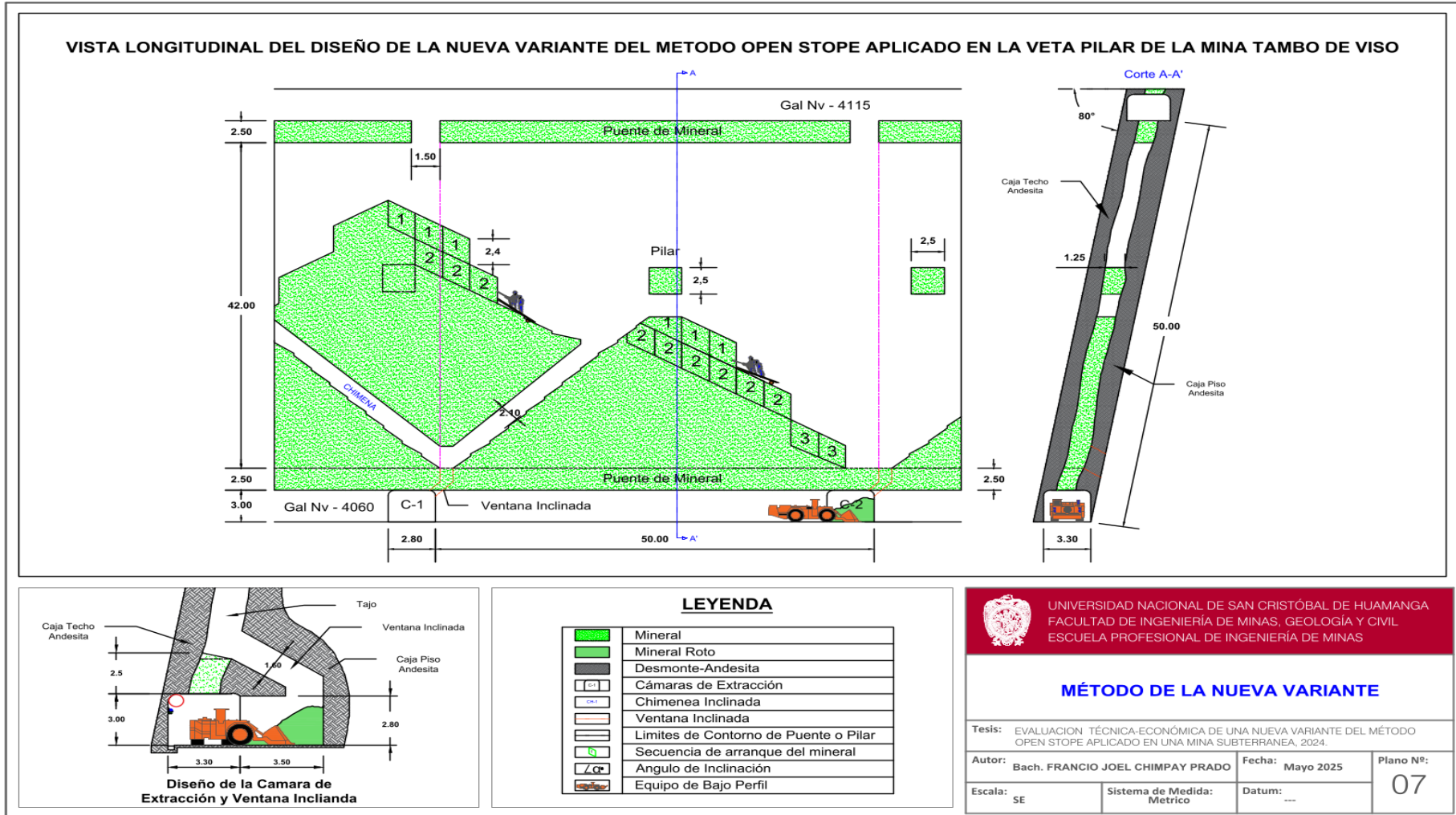
Sistema: ---

03

Anexo 5: Plano de Geológico Regional

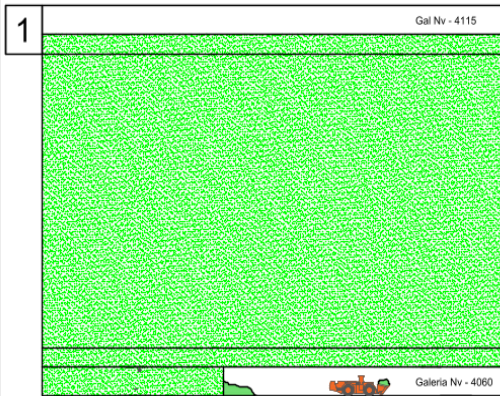


Anexo 8: Plano Longitudinal del Diseño del Método

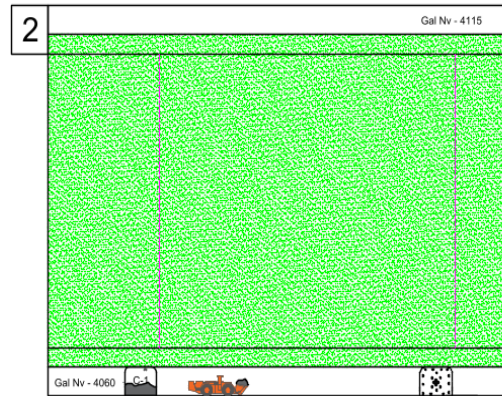


Anexo 9.1: Plano de secuencia de Preparación y Minado - I

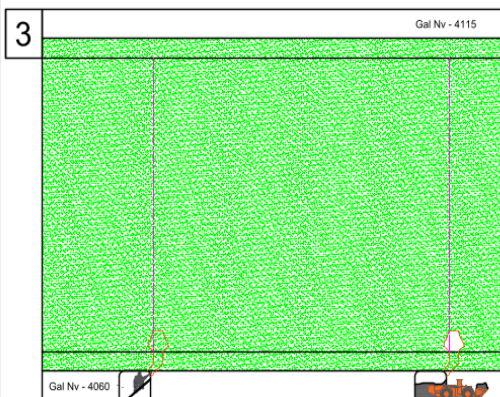
SECUENCIA DE PREPARACIÓN Y MINADO DEL DISEÑO DE LA NUEVA VARIANTE DEL METODO OPEN STOPE, APLICADA EN LA VETA PILAR DE LA MINA TAMBO DE VISO



PASO 1: Se inicia con la preparación de la Galería Principal de Extracción de sección 3.30 m x 3.00 m, que servirá para el tránsito de personal y equipos de carguío y acarreo de bajo perfil.



PASO 2: Se realiza la construcción de las Cámaras de Extracción separadas cada 50 m en la caja piso de dimensiones 2.80 x 2.50 y profundidad de 3.5m.



PASO 3: Se inicia la construcción de las Ventanas Inclinaadas en L, en el tope de las Cámaras de Extracción de 1.00 m de ancho y 1.60 m de alto, ubicadas a 1.6 m del piso, con una inclinación dirigida hacia la veta, hasta cortarla completamente.



PASO 4: Se desarrolla la primera etapa de Chimeneas Inclinaadas a 45° sobre mineral de 1.25 m de ancho y 2.10 m de alto, hasta alcanzar la mitad de la altura del tajo o una longitud de 30 m. donde se excavara un codo o refugio temporal que comunicara ambas chimeneas y servira tambien para el almacenamiento temporal de materiales y herramientas eh instalacion de servicios auxiliares.

LEYENDA

	Zona de Mineral
	Mineral Roto
	Cámaras de Extracción
	Chimenea Inclinaada
	Ventana Inclinaada
	Limites de Contorno de Puente o Pilar
	Secuencia de arranque del mineral
	Angulo de Inclinación
	Equipo de Bajo Perfil



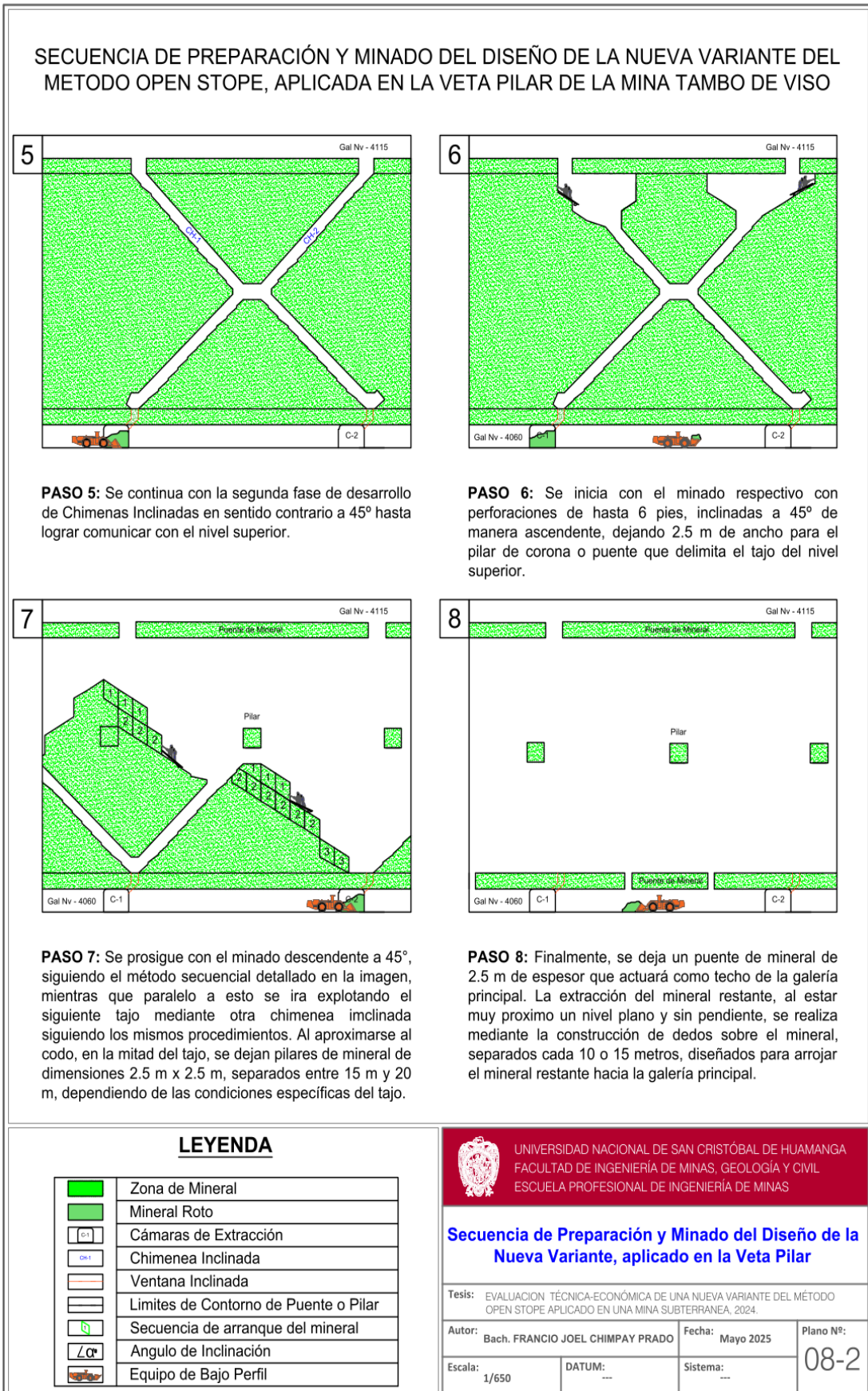
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

Secuencia de Preparación y Minado del Diseño de la Nueva Variante, aplicado en la Veta Pilar

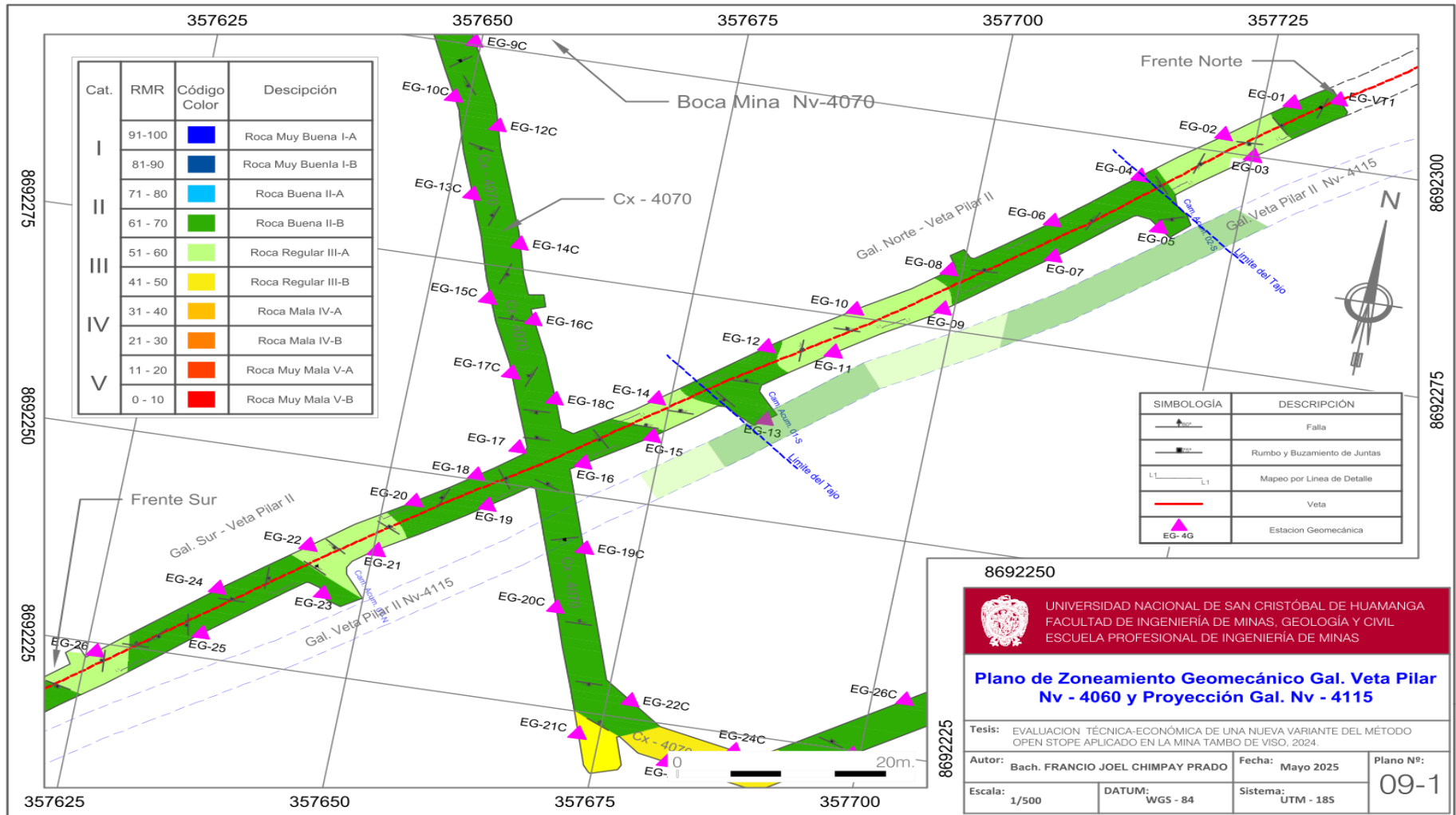
Tesis: EVALUACION TÉCNICA-ECONÓMICA DE UNA NUEVA VARIANTE DEL MÉTODO OPEN STOPE APLICADO EN UNA MINA SUBTERRANEA, 2024.

Autor: Bach. FRANCIO JOEL CHIMPAY PRADO	Fecha: Mayo 2025	Plano N°: 08-1
Escala: 1/650	DATUM: ---	Sistema: ---

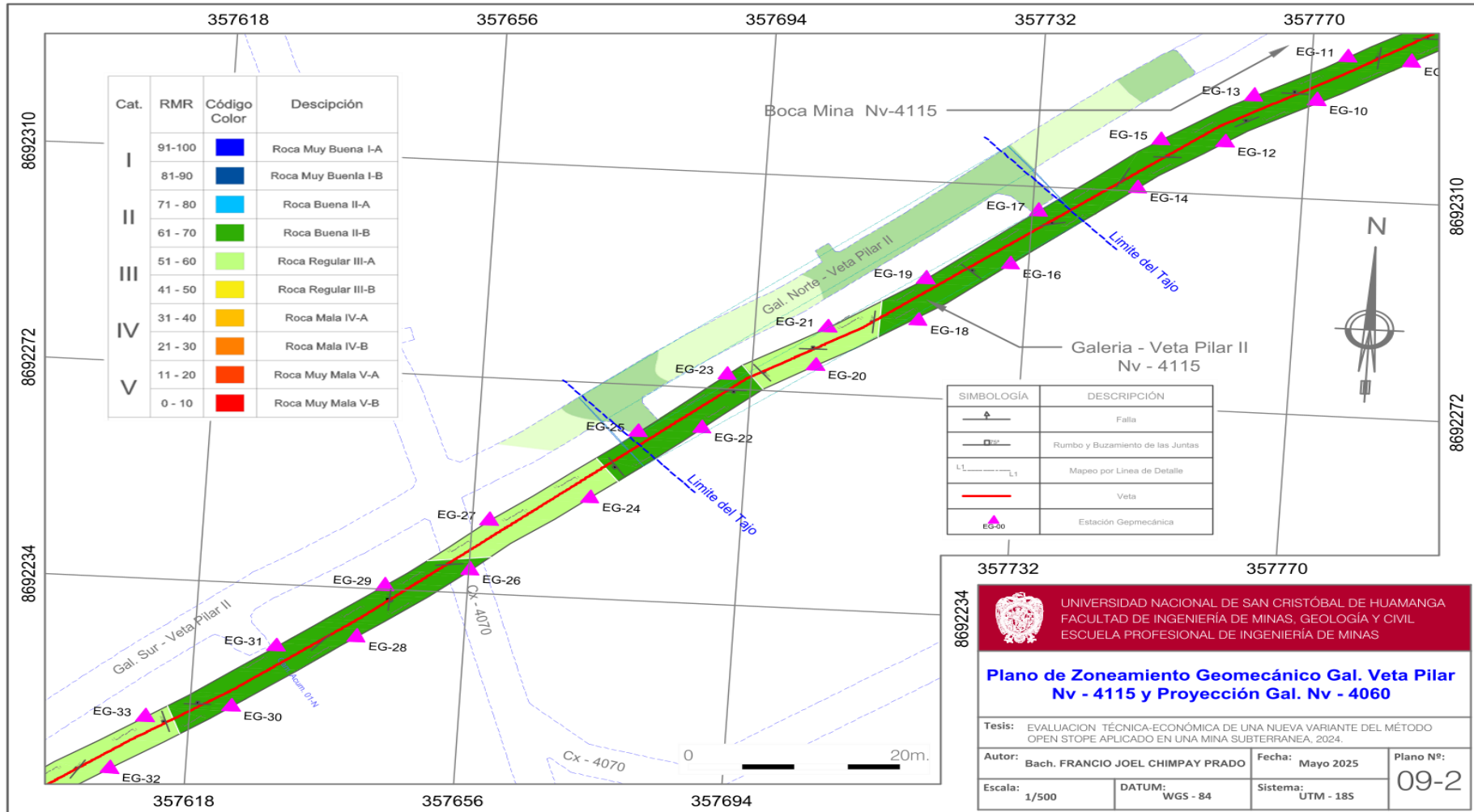
Anexo 9.2: Plano de secuencia de Preparación y Minado - II



Anexo 10.1: Plano de Zoneamiento y Estaciones Geomecánicas - I



Anexo 10.2: Plano de Zoneamiento y Estaciones Geomecánicas - II



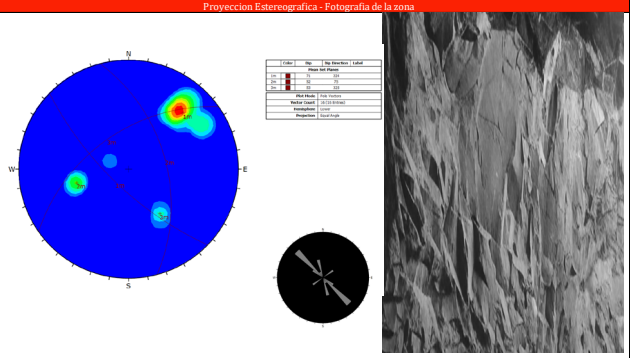
Anexo 11.3: Ficha de Mapeo Geomecánico E-10 – Gal Nv 4060

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR (89). Q & GSI																			
Nombre del proyecto: TAMBO DE VISO				E - 10				#Frac/ml	RQD	PARAMETROS				S1	S2	S3	S4		
Nivel: 4070								Litología	Andesita	Altura Litostatica	Nivel	1	100	Numero de Fracturas		20	14		
Labor: GAL-VETA PILAR								Long-Tramo (m)	5	Progresiva		2	98	Contadas en (m)		1.5	1.0		
Ejecutado por:												3	96	Promedio (m)	X	0.08	0.07		
Fecha: Ene-24								4	94	Fracturas / Metro	I	13.33	14.00						
								5	91	Numero de fracturas / m3	Jv								
								6	88	RQD (%)		61.51	59.18						
SISTEMA RMR																			
PARAMETROS		RANGO						VALOR											
Resistencia a la compresion uniaxial (Mpa)		> 200 Mpa (15)	100 - 250 MPa (12)	X	50 - 100 MPa (7)	25 - 50 MPa (4)	< 25(2) < 5(1) < 1(0) Mpa (0)	7	8	81									
RQD(%)		90% - 100% (20)	75% - 90% (17)	X	50% - 75% (13)	25% - 50% (8)	< 25% (3)	13	9	77									
Espaciamento de discontinuidades (cm)		> 2m (20)	0.6 - 2 m (15)	X	200 - 600 mm (10)	60 - 200 mm (8)	< 60 mm (5)	10	10	74									
								11	70										
								7	84										
								8	81										
								9	77										
								10	74										
								11	70										
								12	66										
								13	63										
								14	59										
								15	56										
								16	53										
								17	49										
								18	46										
								19	43										
								20	41										
								21	38										
								22	35										
								23	33										
								24	31										
								25	29										
								26	27										
								27	25										
								28	23										
								29	21										
								30	20										
SISTEMA DE CLASIFICACION Q																			
PARAMETROS		RANGO						VALOR											
RQD %		60.3						60.3											
Numero de Discontinuidades		3F + 1A						12											
Numero de Rugosidad		PLANARES RUGOSAS						3											
Numero de Alteracion		LIGERAMENTE ALTERADAS						2											
Numero de agua Subteranea		FLUJOS BAJOS						1											
Factor de Reduccion de esfuerzo (estado tensional)		ZONA DE CORTE AISLADA DE ROCA COMPETENTE DE PROFUNDIDAD > 50 M.						2.5											
		Q=(RQD / Jn) x (1r / Ja) x (1w / SRF)						Q		3.02									
		Q=(RQD/ln) x (1r/Ja)						Q'		7.54									
		RMR = 9LnQ + 44						54											
		RMR = 9LnQ' + 44						62											
Q		1000 - 400	400 - 100	100 - 40	40 - 10	10 - 4.0	4 - 1.0	1 - 0.1	0.1 - 0.01	0.01 - 0.001	POBRE								
DESCRIPCION		EXCEPCIONALMENTE BUENA	TREMADAMENTE BUE	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE									
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA GSI																			
GSI = RMR 89-5		60						60											
TABLA GEOMECANICA (GSI)		VALORES						SIMBOLO											
		RQD		GSI		RMR		Q		F/R									
		60.3		60		55		3.02											
OBSERVACIONES:		NINGUNA																	

FORMULA: $RQD = 100e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$

Estimacion de Resistencia en Campo según ISRM, 1989.

Roca Extremadamente Blanda	se puede marcar con la una del pulgar.	0.25 - 1.0 Mpa
Roca Muy Blanda	Se desmorona al golpear con la punta del martillo o puede ser pelado con cuchillo de bolsillo.	1.0 - 5.0 Mpa
Roca Blanda	Un golpe firme con la punta del martillo produce pequeñas marcas o muescas, o puede ser peladocn dificultad con el cuchillo de bolsillo.	5.0 - 25 MPa
Roca Moderamente dura	Puede fracturarse con un golpe fuerte de martillo y el cuchillo de bolsillo no le puede raspar.	25 - 50 Mpa
Roca Dura	Se requiere mas de un golpe de martillo para fracturarla.	50 - 100 Mpa
Roca muy dura	se requiere muchos golpes de martillo para fracturarla.	100 - 250 Mpa
Roca Extremadamente Dura	Al golpearlo con el martillo solo saltan esquirlas	> 250 Mpa



Anexo 11.10: Resultados geomecánicos Zona Galería Nv 4115

Estación Geomecánica	RMR89 GALERIA NV 4115						
	Valoración	Descripción	Categoría	RMRs	Q	Q'	GSI
EG-01	61	Roca Buena	II	71	5.59	13.98	66
EG-02	54	Roca Regular	III	74	6.81	17.03	65
EG-03	59	Roca Regular	III	69	5.07	12.67	64
EG-04	69	Roca Buena	II	74	5.51	13.77	69
EG-05	69	Roca Buena	II	77	13.78	34.46	73
EG-06	64	Roca Buena	II	74	14.69	36.73	69
EG-07	63	Roca Buena	II	73	5.52	13.8	68
EG-08	58	Roca Regular	III	71	12.98	32.44	66
EG-09	60	Roca Regular	III	70	3.89	9.73	65
EG-10	55	Roca Regular	III	65	3.02	7.54	60
EG-11	62	Roca Buena	II	79	10.16	25.4	74
EG-12	57	Roca Regular	III	75	5.15	12.07	70
EG-13	58	Roca Regular	III	68	8.07	20.17	63
EG-14	61	Roca Buena	II	71	10.08	25.21	66
EG-15	62	Roca Buena	II	72	5.51	13.77	67
EG-16	57	Roca Regular	III	67	1.92	4.79	62
EG-17	61	Roca Buena	II	71	6.97	17.44	66
EG-18	67	Roca Buena	II	72	1.76	8.79	67
EG-19	63	Roca Buena	II	73	7.07	17.67	68
EG-20	68	Roca Buena	II	78	8.89	44.44	73
EG-21	57	Roca Regular	III	70	3.5	7.75	65
EG-22	62	Roca Buena	II	72	8.38	20.96	67
EG-23	65	Roca Buena	II	75	4.13	20.66	70
EG-24	64	Roca Buena	II	74	7.18	17.95	69
EG-25	60	Roca Regular	III	70	7.91	19.77	65
EG-26	59	Roca Regular	III	69	9.45	23.61	64
EG-27	65	Roca Buena	II	70	9.97	24.93	65
EG-28	59	Roca Regular	III	74	4.85	12.13	69
EG-29	58	Roca Regular	III	76	5.41	13.53	71
EG-30	61	Roca Buena	II	71	5.41	13.52	66
EG-31	56	Roca Regular	III	66	7.54	18.85	61
EG-32	55	Roca Regular	III	65	4.63	6.86	60
EG-33	58	Roca Regular	III	66	3.12	7.8	61

Anexo 11.11: Resultados geomecánicos Zona Galería Nv 4060

Estación Geomecánica	RMR89 GALERIA NV 4060						
	Valoración	Descripción	Categoría	RMRs	Q	Q'	GSI
EG-01	63	Roca Buena	II	73	4.35	10.88	68
EG-02	60	Roca Regular	III	75	7.52	16.88	70
EG-03	58	Roca Regular	III	68	4.32	10.8	63
EG-04	61	Roca Buena	II	66	5.62	13.75	61
EG-05	65	Roca Buena	II	73	13.45	35.26	68
EG-06	64	Roca Buena	II	74	10.2	24.6	69
EG-07	66	Roca Buena	II	76	9.32	21.08	71
EG-08	65	Roca Buena	II	78	6.63	17.14	73
EG-09	60	Roca Regular	III	70	5.8	12.41	65
EG-10	58	Roca Regular	III	68	8.22	20.69	63
EG-11	60	Roca Regular	III	77	4.23	8.11	72
EG-12	61	Roca Buena	II	80	6.56	8.91	75
EG-13	61	Roca Buena	II	71	4.24	12.47	66
EG-14	60	Roca Regular	III	70	13.72	34.21	65
EG-15	64	Roca Buena	II	65	7.45	17.16	60
EG-16	62	Roca Buena	II	72	4.5	20.69	67
EG-17	61	Roca Buena	II	66	4.32	8.65	61
EG-18	70	Roca Buena	II	75	7.05	19.57	70
EG-19	65	Roca Buena	II	75	10.16	25.4	70
EG-20	61	Roca Buena	II	66	7.91	19.77	61
EG-21	60	Roca Regular	III	72	1.76	8.79	67
EG-22	60	Roca Regular	III	70	7.07	17.67	65
EG-23	64	Roca Buena	II	74	8.89	44.44	69
EG-24	64	Roca Buena	II	69	3.5	7.75	64
EG-25	63	Roca Buena	II	73	8.38	20.96	68
EG-26	60	Roca Regular	III	70	4.13	20.66	65
EG-27	68	Roca Buena	II	73	7.18	17.95	68



Anexo 11.11: Resultados generales Zona Crucero Nv 4115

Estación Geomecánica	RMR89 CX 4115						
	Valoración	Descripción	Categoría	RMRs	Q	Q'	GSI
L-1	40	Roca Mala	IV	51	2.72	3.4	46
L-2	44	Roca Regular	III	55	3.92	8.71	50
L-3	53	Roca Regular	III	61	3.41	6.52	56
L-4	50	Roca Regular	III	60	3.61	6.28	55
L-5	55	Roca Regular	III	60	3.92	6.97	55
L-6	50	Roca Regular	III	55	3.61	6.21	50
L-7	55	Roca Regular	III	65	4.63	6.86	60
L-8	58	Roca Regular	III	66	3.12	7.8	61
L-9	62	Roca Buena	II	72	8.56	18.27	67
L-10	61	Roca Buena	II	66	9.5	20.69	61
L-11	61	Roca Buena	II	66	7.91	19.77	61
L-12	62	Roca Buena	II	67	8.38	20.96	62
L-13	64	Roca Buena	II	69	9.5	20.69	64
L-14	62	Roca Buena	II	67	10.16	25.4	62
L-15	66	Roca Buena	II	71	9.32	21.08	66
L-16	63	Roca Buena	II	73	8.16	20.41	68
L-17	64	Roca Buena	II	74	8.04	10.21	69
L-18	64	Roca Buena	II	74	6.81	17.03	69
L-19	63	Roca Buena	II	68	4.26	10.65	63
L-20	68	Roca Buena	II	73	7.85	39.23	68
L-21	63	Roca Buena	II	73	12.4	31	68
L-22	64	Roca Buena	II	69	9.89	24.72	64
L-23	64	Roca Buena	II	69	13.24	33.1	64


Anexo 11.11: Resultados generales Zona Crucero Nv 4060

Estación Geomecánica	RMR89 CX 4060						
	Valoración	Descripción	Categoría	RMRs	Q	Q'	GSI
R-1	41	Roca Regular	III	46	2.4	3.51	41
R-2	44	Roca Regular	III	51	3.48	8.22	46
R-3	50	Roca Regular	III	55	4.12	7.26	50
R-4	50	Roca Regular	III	55	4.12	7.26	50
R-5	55	Roca Regular	III	60	3.61	6.28	55
R-6	55	Roca Regular	III	60	3.85	7.11	55
R-7	58	Roca Regular	III	63	4.68	7.28	58
R-8	62	Roca Buena	II	72	7.19	10.13	67
R-9	61	Roca Buena	II	71	9.24	11.24	66
R-10	62	Roca Buena	II	67	8.87	17.62	62
R-11	61	Roca Buena	II	71	9.54	18.61	66
R-12	61	Roca Buena	II	71	8.06	21.08	66
R-13	61	Roca Buena	II	66	10.86	24.16	61
R-14	64	Roca Buena	II	69	12.34	22.13	64
R-15	64	Roca Buena	II	74	10.86	18.02	69
R-16	62	Roca Buena	II	71	13.24	17.03	66
R-17	65	Roca Buena	II	70	9.43	18.01	65
R-18	65	Roca Buena	II	70	6.26	12.27	65
R-19	66	Roca Buena	II	71	11.23	31.4	66
R-20	64	Roca Buena	II	69	9.89	31	64
R-21	62	Roca Buena	II	72	10.15	26.41	67
R-22	64	Roca Buena	II	74	12.58	25.13	69

Anexo 12.1: Resultado de ensayos de laboratorio propiedades físicas

	PROPIEDADES FÍSICAS DE LA ROCA		C-9702		(ASTM)		CC.GF.01-F81													
							Revisión: 1	Página: 1 de 1												
INFORME DE ENSAYO																				
Proyecto:	EVALUACIÓN TÉCNICA-ECONÓMICA DE UNA NUEVA VARIANTE DEL MÉTODO OPEN STOPE APLICADA EN LA MINA TAMBO DE VISO, 2024																			
Solicitante:	DP: Franco Joel CHIMPAY PRADO																			
Calicata:	M2-EM																			
Fecha:	MAYO DE 2025																			
DATOS																				
Propiedades físicas de la roca:																				
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Muestra</th> <th>Volumen cm³</th> <th>Peso Natural gr.</th> <th>Peso Seco gr.</th> <th>Peso Saturado gr.</th> <th>Densidad gr/cm³</th> <th>Peso específico Aparente (kN/m³)</th> <th>Absorción %</th> <th>Porosidad %</th> <th>Nombre de la Roca</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>M2-EM</td> <td>17.92</td> <td>76.60</td> <td>77.36</td> <td>77.45</td> <td>4.47</td> <td>44.83</td> <td>0.12</td> <td>0.53</td> <td>Estructura mineralizada</td> </tr> </tbody> </table>	Muestra	Volumen cm ³	Peso Natural gr.	Peso Seco gr.	Peso Saturado gr.	Densidad gr/cm ³	Peso específico Aparente (kN/m ³)	Absorción %	Porosidad %	Nombre de la Roca	M2-EM	17.92	76.60	77.36	77.45	4.47	44.83	0.12	0.53	Estructura mineralizada
Muestra	Volumen cm ³	Peso Natural gr.	Peso Seco gr.	Peso Saturado gr.	Densidad gr/cm ³	Peso específico Aparente (kN/m ³)	Absorción %	Porosidad %	Nombre de la Roca											
M2-EM	17.92	76.60	77.36	77.45	4.47	44.83	0.12	0.53	Estructura mineralizada											
 Ing. Jordan A. Lavado Ore JEFE DEL LABORATORIO																				
GEOFAR S.A.C. – JR. MOISES CAVERO 210 – JESUS NAZARENO – HUAMANGA – AYACUCHO Teléfono: 850164752 - 939883022 - 931746842 Correo: geofarcompany@gmail.com																				

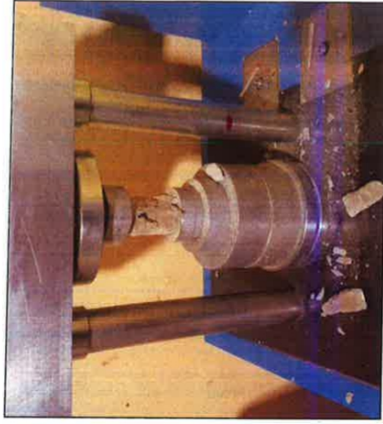
Anexo 12.2: Resultado de ensayos a la compresión simple M1-CT

	ENSAYO DE RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE DE LA ROCA (ASTM D2938 / ISRM)		F - SG - 110
			Revisión: 1
PROYECTO	EVALUACIÓN TÉCNICA-ECONÓMICA DE UNA NUEVA VARIANTE DEL MÉTODO OPEN STONE APLICADA EN LA MINA TAMBO DE VISO, 2024		
SOLICITANTE	DP: Franco Joel CHIMPAY PRADO		

I. Datos Generales

MUESTRA:	M1-CT	TIPO DE MATERIAL:	ROCA
PROFUND. (m):		FECHA:	Mgy-25

Estructura	Díámetro (cm)	Área (cm ²)	Altura (cm)	Masa (kg)	Relación L/D	Corrección por L/D	Fuerza de Ruptura (kn)	Fuerza de Ruptura (kg)	Resistencia a la compresión (kg/cm ²)	Resistencia a la compresión MPa
M1-CT	4.36	14.93	9.45	0.38	2.00	1.00	336.80	34,344.17	2387.15	224.70





Ing. Jordan A. Izquierdo Ore
 C.I.P: 348696
 JEFE DE LABORATORIO

Observaciones: -

GE OFAR S.A.S. – JR. MOSES CAVERO 210 – JESUS NAZARENO – HUAMANGA – AYACUCHO
 Teléfonos: 950144732 - 938963022 - 931746442, Correo: geofar.companny@gmail.com

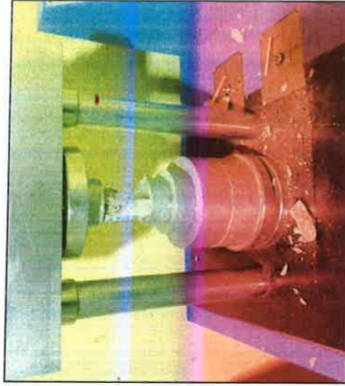
Anexo 12.3: Resultado de ensayos a la compresión simple M2-EM

	ENSAYO DE RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE DE LA ROCA (ASTM D2938 / ISRM)		F - 3G - 110
			Revisión: 1
PROYECTO	EVALUACIÓN TÉCNICA-ECONÓMICA DE UNA NUEVA VARIANTE DEL MÉTODO OPEN STOPPE APLICADA EN LA MINA TAMBO DE VISO, 2024		
SOLICITANTE	DP: Franciso Joel CHIMPAY PRADO		

I. Datos Generales

MUESTRA:	M2-EM	TIPO DE MATERIAL:	ROCA
ESTRATO:		FECHA:	May-25
PROFUND. (m):			

Estructura	Diámetro (cm)	Area (cm ²)	Altura (cm)	Masa (kg)	Relación L/D	Corrección por L/D	Fuerza de Rotura (kn)	Fuerza de Rotura (kg)	Resistencia a la compresión (kg/cm ²)	Resistencia a la compresión MPa
M2-EM	4.36	14.93	9.18	0.37	2.00	1.00	91.48	9,328.40	622.10	61.0



Observaciones: LAS MUESTRAS FUERON PROPORCIONADAS POR EL SOLICITANTE.


Ing. Jordan A. Lavado Ore
 JEFE DE LABORATORIO

DIRECCION: JR. CIRO ALEGRIA N° 416 - JESUS NAZARENO - AYACUCHO, CEL: 999526400, RPA #999526400, CORREO: ingenieria@ingeoimaxcc.com, comercio@ingeoimaxcc.com

Anexo 13.1: Sistemas de Clasificación Geomecánica RMR-1989

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1989).								
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES								
Parámetro		Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango preferible un ensayo de compresión simple	
		Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa
Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%	
	Puntuación		20	17	13	8	3	
3	Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm	
	Puntuación		20	15	10	8	5	
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas	Superficies ligeramente rugosas	Superficies ligeramente rugosas	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm de espesor o separación 1-5mm	Relleno de falla suave > 5mm de espesor o separación > 5mm	
			Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Continuas	Continuas	
Puntuación		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125	
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5	
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo	
Puntuación		15	10	7	4	0		
B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver F)								
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-5	-25	-50	-		
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL								
Valoración	100←81		80←61	60←41	40←21	<21		
Categoría	I		II	III	IV	V		
Descripción	Roca muy buena		Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala		

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA					
Categoría	I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto soporte	20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15
E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD					
Longitud de discontinuidad (persistencia)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntuación	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
Puntuación	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntuación	6	5	3	1	0
Relleno (relleno de falla)	Ninguna	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm
Puntuación	6	4	2	2	0
Meteorización	No meteorizada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
Puntuación	6	5	3	1	0
F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TÚNELES**					
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°		Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°		Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°
Muy favorable		Favorable		Muy desfavorable	Regular
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°		Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°		Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo	
Regular		Desfavorable		Regular	

Algunas condiciones se excluyen mutuamente. Por ejemplo, si hay relleno presente, la rugosidad de la superficie será opacada por la influencia del relleno de falla. En dichos casos utilice A4 directamente.

** Modificado según Wickham et al. (1972).

Anexo 13.2: Sistemas de Clasificación Geomecánica Q-System-1974

ÍNDICE DE CALIDAD DE EXCAVACIÓN DE TÚNELES Q (Según Barton et al, 1974)		
DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	
A. Muy mala	0-25	1. Si el RQD es ≤10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo Q
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200, 95,
E. Excelente	90-100	90, etc. son lo suficientemente exactos.
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	Jn	
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5 - 1.0	
B. Una familia de juntas	2	
C. Una familia de juntas + una aislada	3	
D. Dos familias de juntas	4	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6	
F. Tres familias de juntas	9	1. Para intersecciones emplear (3.0 x Jn)
G. Tres familias de juntas + una aislada	12	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)	15	2. En los portales emplear (2.0 x Jn)
J. Roca triturada terrosa	20	
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS	Valor (Jr)	Notas
<i>a) Contacto con las paredes</i>		
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
A. Juntas sin continuidad	4	
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3	
C. Lisas, ondulantes	2	
D. Pulidas, ondulantes	1.5	1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m.
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	
F. Lisas, planares	1.0	
G. Pulidas, planares	0.5	2. Jr=0.5 puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que éstas estén orientadas para la resistencia mínima.
<i>c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm</i>		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.		
J. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	
	1.0	

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	J_a	Ø, grados aprox.
<i>a) Contacto con las paredes de roca</i>		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación.	1.0	(25° - 35°)
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0	(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	(20° - 25°)
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	4.0	(8° - 16°)
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)
J. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor J _a depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0 - 12.0	(6° - 12°)
<i>c) Sin contacto de las paredes después del corte</i>		
K. Zonas de desintegración o trituración		
L. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de la arcilla)	6.0 8.0	
M. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla	8.0 - 12.0	
N. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5.0	(6° - 24°)
O. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla		
P. (ver G, H y J para las condiciones de arcilla)	10.0 - 13.0 6.0 - 24.0	

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS	J_w	Presión Aprox. del Agua (Kg/cm²)
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).	1.0	<1.0
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0 - 2.5
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	2.5 - 10.0
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5 - 10.0 >10
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2 - 0.1	
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento.	0.1 - 0.05	>10
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF	
<i>a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel.</i>		
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10.0	1. Reducir estos valores del SRF en un 25-50%, si las zonas de corte relevantes influyen pero no intersectan la excavación.
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m).	5.0	
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m).	2.5	
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación < 50m)	5.0	
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación > 50m)	2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)	5.0	

Anexo 14: Resultados del Balance Metalúrgico

PRODUCTO	PESO TMS	LEYES				CONTENIDO				DISTRIBUCION %			
		Ag Oz/TM	Cu %	Pb %	Zn %	Oz Ag	TM Cu	TM Pb	TM Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Cabeza	100	6.78	1.09	8.84	5.7	678.00	1.09	8.84	5.7	100	100	100	100
Conc. Pb-Ag-Cu	11.65	49.85	7	65	0.55	542.4	0.76	7.07	0.06	80	70	80	1.05
Conc. Zn	8.72	2.3	0.2	1	56	20	0.02	0.09	4.88	2.95	1.83	0.99	85.7
Relave	79.63	1.49	0.1	1.37	0.95	119.26	0.08	1.18	0.76	17.59	6.95	13.36	13.25

R.C1	8.58369099
R.C2	11.4678899

Leyes de concentrado	
Ag Oz/TM	49.85
Pb %	65
Cu %	7

Leyes de concentrado	
Zn %	56



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 064-2025-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° 495-2025-FIMGC-D**, a los **dieciséis días del mes de diciembre de 2025**, siendo las **10:00 a.m.**, reunidos en el **Auditorio de la escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **Dr. Jaime Alberto HUAMAN MONTES** y los miembros: **Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO** y **Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO**, actuando como secretario docente el **Ing. Saúl Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del bachiller:

FRANCIO JOEL CHIMPAY PRADO

Quien presentó la tesis denominada:

Evaluación técnica-económica de una Nueva Variante del método Open Stope aplicada en la Mina Tambo de Viso, 2024

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

Aprobado con dieciséis (16)

Siendo las **12:00 p.m.** del día **16 de diciembre de 2025**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad con lo actuado, los miembros del jurado firman al pie del presente.

Dr. Jaime Alberto HUAMAN MONTES
Presidente

Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro

Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Miembro - Asesor

Ing. Saúl Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

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

- Apellidos y Nombres del Bach. : CHIMPAY PRADO, Francio Joel
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Evaluación técnica-económica de una Nueva Variante del método Open Stope aplicada en la Mina Tambo de Viso, 2024
- Evaluación de la originalidad : 8% 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, 24 de marzo de 2026

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

Evaluación técnica-económica de una Nueva Variante del método Open Stope aplicada en la Mina Tambo de Viso, 2024

por Francio Joel Chimpay Prado

Fecha de entrega: 24-mar-2026 06:55p. m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2912170178

Nombre del archivo: TESIS_CHIMPAY_PRADO_FRANCIO_JOEL.pdf (15.57M)

Total de palabras: 55242

Total de caracteres: 277079

Evaluación técnica-económica de una Nueva Variante del método Open Stope aplicada en la Mina Tambo de Viso, 2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

8%

INDICE DE SIMILITUD

8%

FUENTES DE INTERNET

3%

PUBLICACIONES

4%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	hdl.handle.net Fuente de Internet	1%
2	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	1%
3	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	1%
4	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	1%
5	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	vibdoc.com Fuente de Internet	<1%
7	www.osinergmin.gob.pe Fuente de Internet	<1%
8	Submitted to Pontificia Universidad Católica del Perú Trabajo del estudiante	<1%

9	repositorio.unal.edu.co Fuente de Internet	<1 %
10	repositorio.upn.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
11	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
12	repositorioacademico.upc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	vdocuments.mx Fuente de Internet	<1 %
14	Submitted to Tecsup Trabajo del estudiante	<1 %
15	Submitted to Universidad Andina Nestor Caceres Velasquez Trabajo del estudiante	<1 %
16	repositorio.ujcm.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
17	repositorio.ucv.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
19	"Estudio experimental del efecto de las propiedades resistentes de las estructuras en macizos rocosos con fracturas no	<1 %

persistentes", Pontificia Universidad Católica de Chile, 2016

Publicación

20	qdoc.tips Fuente de Internet	<1 %
21	face.unt.edu.ar Fuente de Internet	<1 %
22	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
23	repositorio.urp.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
24	Submitted to uni Trabajo del estudiante	<1 %
25	Submitted to Universidad San Marcos Trabajo del estudiante	<1 %
26	repository.eia.edu.co Fuente de Internet	<1 %
27	Submitted to Universidad Politecnica Salesiana del Ecuador Trabajo del estudiante	<1 %
28	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
29	pt.scribd.com Fuente de Internet	<1 %

30

THE ANDEAN SUSTAINABLE GROUP S.A.C. -
THE ANDEAN SG S.A.C.. "EIA del Proyecto
Ariana-IGA0005501", R.D. N° 127-2016-
MEM/DGAAM, 2020

Publicación

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo