

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Selección del método de explotación para optimizar la producción en la unidad minera
Saywa, veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023

Presentado por:

Guillermo Jefferson Zuñiga Palomino

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2025

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERIA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**Selección del método de explotación para optimizar la producción en la unidad minera
Saywa, veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023**

Presentado por **Guillermo Jefferson Zuñiga Palomino**, para optar el título de
Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado el 05 de septiembre del 2025 ante el jurado evaluador:

Presidente:

Dr. Pablo Rubén Zuloaga Candia

Primer miembro:

Mtro. Oscar Eugenio Álvarez Gamarra

Segundo miembro:

Mtro. Hernán Yari Mendoza

Asesor:

Mtro. Edgar Crispín Huacac Farfán



"Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana"

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD

N° 238-2025

La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la tesis titulada: Selección del método de explotación para optimizar la producción en la unidad minera Saywa, Veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023, Presentado por el bachiller: **Guillermo Jefferson Zuñiga Palomino**; para optar el Título de **Ingeniero de Minas**; ha sido sometido a un mecanismo de evaluación y verificación de similitud, a través del Software Turnitin, siendo el índice de similitud **ACEPTABLE de (16%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 30 de setiembre del 2025


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
FACULTAD DE INGENIERÍA
Dra. Hesperalda Rojas Enriquez
DIRECTORA DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA

C. c.
Archivo
REG. N° 805

Agradecimiento

Agradezco en primer lugar a Dios, por darme la salud, la fortaleza y la sabiduría necesaria para culminar esta etapa tan importante en mi vida profesional.

A la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, en especial a la Facultad de Ingeniería, por brindarme las herramientas académicas y humanas para formarme como profesional.

Mi sincero reconocimiento a mis docentes, asesor y jurado evaluador, por sus valiosas orientaciones y aportes a lo largo de esta investigación.

A la Unidad Minera Saywa por facilitarme el acceso a información técnica y brindar el espacio para desarrollar este estudio.

Finalmente, a mis amigos y compañeros de carrera, por los momentos compartidos, el apoyo mutuo y las experiencias que enriquecieron este camino universitario.

Dedicatoria

Dedico este trabajo de tesis, con profunda gratitud y afecto, a mis padres, quienes con su esfuerzo, sacrificio y amor incondicional me han apoyado en cada paso de mi formación. A ellos les debo no solo esta meta alcanzada, sino también los valores y principios que me guían.

A mis hermanos, por ser mi fuente constante de motivación y ejemplo de perseverancia.

Y a todos aquellos que creyeron en mí incluso cuando dudé, esta meta es también de ustedes.

Selección del método de explotación para optimizar la producción en la unidad minera
Saywa, veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023

Línea de investigación: Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo la licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	2
ABSTRACT	3
CAPÍTULO I	4
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1.1 Descripción del problema	4
1.2 Enunciado del problema	6
1.2.1 Problema general	6
1.2.2 Problemas específicos	6
1.2.3 Justificación de la investigación	7
CAPÍTULO II	9
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	9
2.1 Objetivos de la investigación	9
2.1.1 Objetivo general	9
2.1.2 Objetivos específicos	9
2.2 Hipótesis de la investigación	9
2.3 Operacionalización de variables	10
CAPÍTULO III	11
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	11
3.1 Antecedentes	11
3.2 Marco teórico	18
3.3 Marco conceptual	25
CAPÍTULO IV	28
METODOLOGÍA	28
4.1 Tipo y nivel de investigación	28
4.2 Diseño de investigación	28
4.3 Ética en la investigación	28
4.4 Población y muestra	28
4.5 Procedimiento	29
4.6 Técnicas e instrumentos	29
4.7 Análisis estadístico	30
CAPÍTULO V	31
RESULTADOS Y DISCUSIONES	31
5.1 Análisis de resultados	31
5.2 Discusión	98
CAPÍTULO VI	104

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	104
6.1 Conclusiones	104
6.2 Recomendaciones	105
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	107
ANEXOS	110

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 —Operacionalización de variables	10
Tabla 2 —Mapeo de discontinuidades de la familia 1	31
Tabla 3 —Mapeo de discontinuidades de la familia 2	33
Tabla 4 —Mapeo de discontinuidades de la familia 3	34
Tabla 5 —Promedio de RQD de la familia 1,2 y 3	35
Tabla 6 —Definición de las Jcond89 de Bieniawski (1989)	35
Tabla 7 —Guía para la clasificación de las condiciones de discontinuidades	36
Tabla 8 —Índice Jcond89 para la familia 1	36
Tabla 9 —GSI para la familia 1	37
Tabla 10 —Índice Jcond89 para la familia 2	37
Tabla 11 —GSI para la familia 2	37
Tabla 12 —Índice Jcond89 para la familia 3	38
Tabla 13 —GSI para la familia 3	38
Tabla 14 —Ensayos triaxiales	38
Tabla 15 —Resistencia a compresión	38
Tabla 16 —Mapeo geomecánico	39
Tabla 17 —Datos del mapeo geomecánico	43
Tabla 18 —Clasificación de Barton	43
Tabla 19 —Sistema de Nicholas	44
Tabla 20 —Forma de yacimiento	45
Tabla 21 —Potencia de veta	45
Tabla 22 —Inclinación	46
Tabla 23 —Distribución de leyes	46
Tabla 24 —Resumen geometría y distribución de leyes del cuerpo mineralizado	46
Tabla 25 —Clasificación características geotécnicas sistema de Nicholas	47
Tabla 26 —Análisis de resistencia	48
Tabla 27 —Resistencia a la compresión simple caja techo en MPa	48
Tabla 28 —Resistencia a la compresión simple caja piso en MPa	49
Tabla 29 —Resistencia a la compresión simple veta en MPa	49
Tabla 30 —Estructura y número de fracturas	50

Tabla 31 —Espaciamiento entre fracturas caja techo	50
Tabla 32 —Espaciamiento entre fracturas caja piso	50
Tabla 33 —Espaciamiento entre fracturas veta	51
Tabla 34 —Resistencia de las fracturas de la caja techo	51
Tabla 35 —Resistencia de las fracturas de la caja piso	52
Tabla 36 —Resistencia al cizallamiento de la fractura	52
Tabla 37 —Resumen clasificación geotécnicas sistema Nicholas.	52
Tabla 38 —Sistema Nicholas caja techo	54
Tabla 39 —Sistema Nicholas caja piso	54
Tabla 40 —Sistema Nicholas veta	55
Tabla 41 —Tipo de yacimiento	56
Tabla 42 —Condiciones del mineral	57
Tabla 43 —Método de explotación caja techo	58
Tabla 44 —Método de explotación caja piso	59
Tabla 45 —Resumen del método de explotación	60
Tabla 46 —Método de explotación	61
Tabla 47 —Datos de labor	63
Tabla 48 —La producción actual	64
Tabla 49 —Resumen de producción	64
Tabla 50 —Parámetros de perforación	66
Tabla 51 —Descripción	67
Tabla 52 —Parámetros de perforación para tajeo	69
Tabla 53 —Datos generales para sub niveles	70
Tabla 54 —Producción para sub niveles	71
Tabla 55 —Datos generales para tajos	71
Tabla 56 —Producción para tajos	72
Tabla 57 —Programación semanal	73
Tabla 58 —Producción estimada	74
Tabla 59 —Precio unitario	74
Tabla 60 —En los tajos el precio unitario	75
Tabla 61 —Programación por mes	77
Tabla 62 —Precio de producción por mes	77
Tabla 63 —Dimensionamientos	78
Tabla 64 —Costo de adquisición de equipos y maquinaria	79
Tabla 65 —Costo de ejecución de rampa y crucero por metro	80
Tabla 66 —Costo total de ejecución de rampa y galería	80
Tabla 67 —Costo de inversión (CAPEX)	81
Tabla 68 —Programación semanal	82

Tabla 69 —Producción por mes	82
Tabla 70 —Según el programa semanal se determina el costo de producción	83
Tabla 71 —Cálculo del valor del mineral	84
Tabla 72 —Datos	84
Tabla 73 —Determinamos la duración del proyecto que será 1.8 años	85
Tabla 74 —Ratio de concentración	86
Tabla 75 —Calculo NSR y ventas	87
Tabla 76 —Costo anual	88
Tabla 77 —Valor de mineral por tonelada	88
Tabla 78 —Tiempo de construcción del proyecto	89
Tabla 79 —Cronograma del día 1 al 12	91
Tabla 80 —Cronograma del día 13 al 24	92
Tabla 81 —VAN y TIR	93
Tabla 82 —Indicador del beneficio costo mensual de 1 a 12 meses	94
Tabla 83 —Indicador del beneficio costo mensual del 13 a 24	94
Tabla 84 —Índice costo beneficio	95
Tabla 85 —Periodo de recuperación de la inversión	96
Tabla 86 —Periodo de recuperación de la inversión	97
Tabla 87 —Avance y producción	98
Tabla 88 —Producción	99
Tabla 89 —Programa semanal de avance	99
Tabla 90 —Avance de subnivel	100
Tabla 91 —Avance y producción por mes	100
Tabla 92 —Pérdida de tiempo operativo programado	100
Tabla 93 —Pérdida de tiempo operativo no programado	101
Tabla 94 —Total del tiempo improductivo y eficiencia operativa	101
Tabla 95 —Matriz de consistencia	111

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figuras 1 —Plano de ubicación y acceso a la mina	6
Figuras 2 —Tabla GSI de la compañía Minera el Águila	41
Figuras 3 —Mapeo Geomecánico RMR, Q Y GSI	42
Figuras 4 —Clasificación del tipo de sostenimiento: A y B	43
Figuras 5 —Descripción explotación del método corte y relleno ascendente	62
Figuras 7 —Malla de perforación	68
Figuras 8 —Testigos obtenidos de las muestras de campo para las pruebas	114
Figuras 9 —Pesaje de testigo N°1	114
Figuras 10 —Pesaje de testigo N°3	115
Figuras 11 —Pesaje de testigo N°2	115
Figuras 12 —Corte de muestra para pruebas geomecánicas	116
Figuras 13 —Corte del testigo al tamaño requerido	116
Figuras 14 —Posicionamiento de testigo para regular el tamaño de muestra	117
Figuras 15 —Testigo N° 1 después de las pruebas en laboratorio	117
Figuras 16 —Testigo N° 2 después de las pruebas en laboratorio	118
Figuras 17 —Testigo N° 3 después de las pruebas en laboratorio	118
Figuras 18 —Datos obtenidos durante la prueba de compresión en testigos	119
Figuras 19 —Datos obtenidos durante la prueba de compresión en testigos	119
Figuras 20 —Levantamiento geo mecánico en hastial derecho en interior mina	120

Acrónimos

AHP: Método Analytic Hierarchy Process, propuesto por Thomas Saaty en 1980, basado en comparaciones por pares de criterios para priorizar opciones.

CAF: Corporación Andina de Fomento, entidad que promueve proyectos de productividad y desarrollo en América Latina.

CAPEX: Capital Expenditure, inversión de capital destinada a activos fijos o de largo plazo.

GSI: Geological Strength Index, índice de resistencia geológica utilizado en la caracterización de macizos rocosos.

MCDM: Multi-Criteria Decision Making, metodología para la toma de decisiones multicriterio en minería.

MMS: Mining Method Selection, proceso de selección del método de explotación minera.

NSR: Net Smelter Return, valor neto en boca de mina después de costos de procesamiento y transporte.

OPEX: Operating Expenditure, gastos operativos recurrentes de una operación minera.

PBI: Producto Bruto Interno, indicador macroeconómico de la producción total de bienes y servicios de un país.

RQD: Rock Quality Designation, parámetro para evaluar la calidad del macizo rocoso.

RMR: Rock Mass Rating, sistema de clasificación de macizos rocosos.

CP: Critical Path, camino crítico en planificación de proyectos.

SAW: Simple Additive Weighting, técnica de decisión multicriterio de suma ponderada.

TOPSIS: Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution, método de decisión multicriterio basado en similitud con la solución ideal.

TODIM: Interactive and Multicriteria Decision Making, técnica multicriterio interactiva para priorización de opciones.

VIKOR: VIšekriterijumsko KOmpromisno Rangiranje, método de compromiso multicriterio.

GRA: Grey Relational Analysis, método de análisis de relaciones grises para decisiones multicriterio.

PROMETHEE: Preference Ranking Organization Method for Enrichment Evaluation, técnica de ordenación de preferencias.

OCRA: Operational Competitiveness Rating Analysis, análisis de competitividad operativa.

ARAS: Additive Ratio Assessment, método aditivo para evaluación de alternativas.

COPRAS: Complex Proportional Assessment, método de evaluación proporcional compleja.

INTRODUCCIÓN

La investigación estuvo enfocada en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, donde se desarrolló el trabajo con el objetivo de realizar la selección del método de explotación a fin de optimizar la producción en la unidad minera Saywa veta Santa Rosa; considerando el estudio de geomecánico y geométrico, para luego valorar los parámetros del método numérico de David E. Nicholas para la elección del método de explotación. Ya que la extracción de recursos minerales depende en gran medida de las características geométricas y geológicas del recurso y se hace relevante evaluar la operación minera para amortiguar caídas ocasionales debido a la inestabilidad del sector económico minero (AZADEH y otros, 2010).

La metodología empleada se basó en un enfoque descriptivo y aplicado, utilizando técnicas de recolección y análisis de datos geomecánicos, geológicos y operativos propios de la unidad minera. Asimismo, se analizaron indicadores de productividad, costos y tiempos asociados a diversos métodos de explotación, empleando criterios de evaluación multicriterio para determinar la opción más adecuada.

El objetivo principal del estudio fue seleccionar el método de explotación que permita optimizar la producción de la unidad minera Saywa, asegurando un equilibrio entre eficiencia, seguridad y rentabilidad. Este propósito se complementa con objetivos específicos orientados a evaluar las condiciones geotécnicas del yacimiento.

El desarrollo del trabajo se presenta en seis capítulos. En el capítulo I se describe y enuncia el problema de investigación, exponiendo su contexto y justificación. El capítulo II aborda los objetivos generales y específicos, así como las hipótesis planteadas y la operacionalización de las variables de estudio. El capítulo III presenta los antecedentes, el marco teórico y el marco conceptual, donde se definen los términos clave y se desarrollan los fundamentos técnicos que sustentan la investigación. El capítulo IV describe la metodología empleada, especificando el tipo y nivel de investigación, el diseño, la población, la muestra, y las técnicas de recolección y análisis de datos. El capítulo V expone los resultados obtenidos y su discusión, interpretándolos a la luz de los objetivos planteados. Finalmente, el capítulo VI presenta las conclusiones derivadas del estudio y las recomendaciones orientadas a la aplicación práctica de los hallazgos.

RESUMEN

La presente investigación tuvo como propósito seleccionar el método de explotación más adecuado que permita optimizar la producción en la Veta Santa Rosa, perteneciente a la Unidad Minera Saywa, ubicada en el distrito de Tumay Huaraca, provincia de Andahuaylas, durante el año 2023. La motivación del estudio radica en la necesidad de aplicar criterios técnicos que garanticen una explotación segura, eficiente y económicamente viable, considerando las particularidades geomecánicas y geométricas del yacimiento. Para alcanzar este objetivo, se desarrolló una caracterización integral del macizo rocoso y del cuerpo mineralizado. La metodología se enmarcó en un enfoque cuantitativo, de tipo aplicada, con diseño no experimental. Se aplicaron los sistemas de clasificación geomecánica RMR, Q de Barton y GSI, así como el análisis de parámetros geométricos como potencia, inclinación y continuidad de la veta, que son determinantes en la elección del método de explotación. Los resultados evidenciaron que el macizo rocoso presenta una competencia baja a moderada, con valores de RQD promedio de 41,33 %, RMR de 48,67, Q de 1,46 y GSI de 46. Asimismo, la veta posee una potencia promedio de 1.40 m y una inclinación de 55°, condiciones que limitaron la viabilidad de métodos masivos debido a su mayor riesgo de dilución y menor control operativo. Con base en este análisis, se determinó que el corte y relleno ascendente es el método más apropiado, ya que ofrece adaptabilidad a vetas angostas, mejor recuperación de mineral y control efectivo de la dilución, garantizando la estabilidad del macizo durante la explotación. Se concluye que la aplicación de criterios geomecánicos y geométricos constituye un factor clave para seleccionar métodos de explotación en yacimientos subterráneos de difícil acceso, contribuyendo a la eficiencia productiva, la seguridad operacional y la sostenibilidad económica del proyecto.

Palabras clave: método de explotación, geomecánica, vetas angostas, minería subterránea.

ABSTRACT

The present research aimed to select the most appropriate mining method to optimize production in the Santa Rosa Vein, belonging to the Saywa Mining Unit, located in the district of Tumay Huaraca, province of Andahuaylas, during 2023. The motivation for the study lies in the need to apply technical criteria that ensure safe, efficient, and economically viable exploitation, considering the geomechanical and geometrical characteristics of the deposit.

To achieve this objective, a comprehensive characterization of the rock mass and mineralized body was carried out. The methodology was framed within a quantitative approach, applied type, with a non-experimental design. Geomechanical classification systems such as RMR, Barton's Q, and GSI were applied, as well as the analysis of geometrical parameters such as thickness, dip, and vein continuity, which are decisive in the choice of the mining method. The results showed that the rock mass has low to moderate competence, with average values of RQD at 41.33%, RMR at 48.67, Q at 1.46, and GSI at 46. Likewise, the vein has an average thickness of 1 m and a dip of 55°, conditions that limited the feasibility of massive mining methods due to their higher dilution risk and lower operational control.

Based on this analysis, the overhand cut-and-fill method was determined to be the most suitable, as it offers adaptability to narrow veins, improved ore recovery, and effective dilution control, ensuring rock mass stability during extraction. It is concluded that the application of geomechanical and geometrical criteria is a key factor in selecting mining methods for underground deposits with difficult access, contributing to productive efficiency, operational safety, and the economic sustainability of the project.

Keywords: *mining method, geomechanics, narrow veins, underground mining.*

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

Los métodos de explotación minera comprenden las técnicas operativas empleadas para extraer recursos minerales de la corteza terrestre. Dada la diversidad y complejidad de las características geométricas y geológicas de los yacimientos, no existe un único método que sea aplicable a todos los casos. Por ello, la selección del sistema de minado debe responder a las condiciones específicas del recurso mineral, buscando la mayor congruencia técnico-operativa con sus particularidades y garantizando, además, que sea económicamente competitivo frente a otras alternativas (Azadeth y otros, 2010).

A nivel global, el sector minero ha experimentado un notable crecimiento en las últimas dos décadas. En 2020, la producción mundial de combustibles minerales, minerales metálicos e industriales alcanzó los 17 300 millones de toneladas, lo que representa un incremento del 52 % respecto al año 2000. Algunos minerales, como el hierro (151 %) y el aluminio (166 %), superaron ampliamente esta tasa de crecimiento, y se prevé que la tendencia continúe, con los minerales metálicos como uno de los segmentos de mayor expansión (Jasansky y otros, 2023).

En el contexto nacional, la minería constituye uno de los pilares fundamentales del crecimiento económico del Perú. De hecho, según el Banco Central de Reserva del Perú (BCRP), durante la última década la minería metálica ha representado cerca del 8.7 % del Producto Bruto Interno (PBI) y ha contribuido con aproximadamente el 60 % del total de exportaciones. Este sector no solo impacta en los indicadores macroeconómicos, sino que también se consolida como una fuente clave de empleo. A nivel nacional, genera 213,082 puestos de trabajo directos, y adicionalmente, por cada empleo directo se estiman alrededor de ocho empleos indirectos, producto del encadenamiento productivo que incluye la demanda de insumos, servicios de transporte y otras actividades relacionadas, conforme a información del Ministerio de Energía y Minas (MINEM, 2023).

Asimismo, es relevante señalar que el subsector de minería metálica experimentó en marzo de 2023 un crecimiento interanual del 8.7 %. Este desempeño favorable contribuyó a que el primer trimestre de ese año mostrara una expansión del 3.2 % respecto al mismo periodo

del 2022, a pesar de las variaciones registradas en enero (-3.6 %) y febrero (+2.5 %), según datos del Instituto Nacional de Estadística e Informática (2023). Cabe destacar que gran parte de este crecimiento se debe a la producción de cobre, que continúa siendo el principal motor del sector.

Por otro lado, en cuanto al posicionamiento internacional, el Perú mejoró su ubicación en el ranking de competitividad minera del Instituto Fraser, pasando del puesto 42 (de 84 países) en 2021 al puesto 34 (de 62 países) en 2022. Mejía y Aliakbari,(2022). No obstante, pese a este avance, el análisis detallado revela ciertas alertas: el puntaje del país en el índice de atracción de inversiones ha disminuido, al igual que en el ámbito de políticas públicas, donde cayó al puesto 49 de 62 países, lo cual refleja la creciente preocupación por la inestabilidad política del país. En consecuencia, una mejor posición en el ranking no necesariamente traduce una mejora efectiva en el clima de inversión minera, según advierte COMEXPERÚ (2023).

A nivel global, el sector minero ha experimentado un notable crecimiento en las últimas dos décadas. En 2020, la producción mundial de combustibles minerales, minerales metálicos e industriales alcanzó los 17 300 millones de toneladas, lo que representa un incremento del 52 % respecto al año 2000. Algunos minerales, como el hierro (151 %) y el aluminio (166 %), superaron ampliamente esta tasa de crecimiento, y se prevé que la tendencia continúe, con los minerales metálicos como uno de los segmentos de mayor expansión

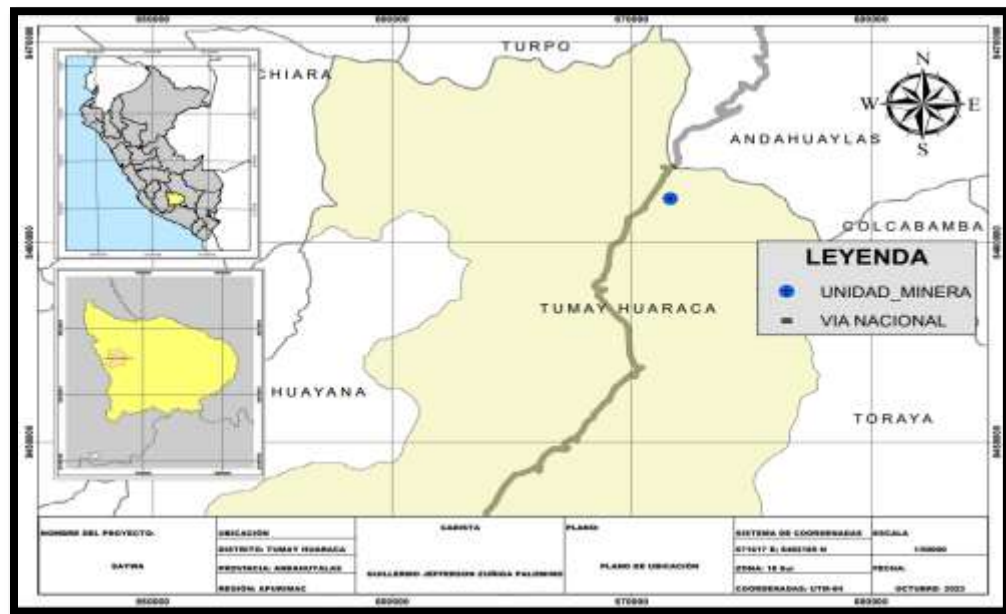
La veta Santa Rosa, ubicada en la unidad minera Saywa (distrito de Tumay Huaraca, Andahuaylas), forma parte de la geología andina caracterizada por macizos rocosos de competencia baja a moderada, con predominio de rocas volcánicas y sedimentarias fracturadas. Estas formaciones presentan condiciones estructurales que influyen directamente en la estabilidad de labores subterráneas y en la elección de métodos de explotación.

Diversos estudios han señalado que la geología de la región Apurímac corresponde al dominio de la Cordillera Oriental, donde predominan depósitos volcánicos del Cretácico y rocas sedimentarias plegadas, con frecuentes intrusiones ígneas asociadas a la mineralización metálica (Servicio Geológico Minero – INGEMMET, 2016). La veta Santa Rosa se caracteriza por su potencia angosta (0.8–1.4 m) y buzamiento moderado (55–60°), lo que dificulta la aplicación de métodos masivos y favorece la selección de métodos selectivos (Villavicencio, 2018).

Asimismo, el macizo rocoso presenta un RQD promedio de 41.33 % y un índice RMR de 48.67, valores que corresponden a un macizo de baja a moderada competencia, con presencia de discontinuidades que afectan su resistencia (Bieniawski, 1989). En este contexto, resulta necesario seleccionar un método de explotación adaptado a vetas estrechas y condiciones geotécnicas desfavorables, que permita optimizar la producción y garantizar la seguridad de los trabajadores.

1.1.1 Ubicación y contextualización

La Unidad Minera Saywa está ubicada en el distrito de Tumay Huaraca, provincia de Andahuaylas.



FUENTE: Elaboración propia

Figura 1 — Plano de ubicación y acceso a la mina.

1.2 Enunciado del problema

1.2.1 Problema general

¿Qué método de explotación permitirá optimizar la producción en la unidad minera Saywa, veta Santa Rosa – distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso de la mina en la unidad minera Saywa veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?
- ¿Cuáles son los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado de la mina en la unidad minera Saywa veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?

- ¿La implementación del método numérico de Nicholas permite determinar de manera técnica y precisa el método de explotación más adecuado para la unidad minera Saywa, veta Santa Rosa – distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023?
- ¿Cuáles es el rendimiento operativo de la mina en la unidad minera Saywa veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?

1.2.3 Justificación de la investigación

•Justificación social

La minería constituye uno de los pilares fundamentales de la economía peruana, no solo por su contribución al producto bruto interno, sino también por su capacidad de generar empleo directo e indirecto en las comunidades aledañas a los yacimientos. En el caso particular de la Unidad Minera Saywa, veta Santa Rosa, la ausencia de un método de explotación evaluado técnica y científicamente puede ocasionar pérdidas significativas de recursos minerales, incrementar el riesgo de accidentes laborales y reducir la eficiencia operativa, afectando de manera directa el desarrollo socioeconómico local. Esta investigación, al proponer un método de explotación seguro, selectivo y eficiente, contribuye indirectamente a mejorar las condiciones de seguridad ocupacional, a optimizar el uso del recurso minero y a fortalecer la economía regional. De este modo, favorece la generación de empleo sostenible y promueve un impacto social positivo que beneficia tanto a los trabajadores como a las comunidades vinculadas con la actividad minera.

•Justificación teórica

El estudio se constituye en un aporte relevante a la literatura especializada en ingeniería de minas, especialmente en el ámbito de la selección de métodos de explotación en vetas angostas y macizos de baja a moderada competencia. La integración de criterios geomecánicos, geométricos y operativos en la toma de decisiones permite generar un marco referencial que puede ser replicado en investigaciones futuras en escenarios geológicos similares. Asimismo, la utilización conjunta de los sistemas de clasificación geomecánica RMR, Q de Barton y GSI otorga solidez al análisis comparativo, validando y contrastando postulados existentes sobre estabilidad de macizos rocosos y adaptabilidad de métodos de explotación subterránea. Con ello, la investigación enriquece el cuerpo teórico de la disciplina, aportando fundamentos científicos que respaldan la aplicabilidad del método Cut and Fill Stopping en contextos específicos.

• **Justificación metodológica**

Desde una perspectiva metodológica, el estudio se enmarca en un enfoque cuantitativo, de tipo aplicado y con diseño no experimental, sustentado en información obtenida tanto en campo como en gabinete. La combinación de técnicas de caracterización geomecánica con parámetros geométricos de la veta (potencia, inclinación y continuidad) garantiza que la selección del método de explotación se fundamente en evidencia objetiva y verificable. Este procedimiento no solo fortalece la confiabilidad y validez de los resultados, sino que también ofrece una estrategia replicable para otros yacimientos con condiciones geológicas similares. En consecuencia, el trabajo aporta un modelo práctico para la planificación y el diseño de operaciones mineras subterráneas, incrementando la aplicabilidad de la investigación en escenarios reales de explotación.

• **Justificación académica**

En el ámbito académico, la investigación representa un aporte significativo para la formación integral de futuros profesionales en ingeniería de minas y carreras afines. Al demostrar la aplicación práctica de teorías geomecánicas y metodologías de selección de métodos de explotación, el estudio establece un puente entre el conocimiento conceptual y su implementación en la realidad operativa del sector minero. Además, constituye un material de consulta y referencia útil para estudiantes, docentes e investigadores interesados en procesos de explotación en vetas angostas y macizos de baja resistencia, reforzando la importancia de la investigación aplicada como herramienta de innovación en el ámbito universitario.

CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Seleccionar el método de explotación que permita optimizar la producción en la unidad minera Saywa, veta Santa Rosa – distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023.

2.1.2 Objetivos específicos

- Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso de la mina en la unidad minera Saywa veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023
- Analizar los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado de la mina en la unidad minera Saywa veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca 2023
- Implementar el método numérico de Nicholas para la determinación del método de explotación en la unidad minera Saywa veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023
- Determinar el rendimiento operativo de la mina en la unidad minera Saywa veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1. Hipótesis general

La selección del método de explotación influye significativamente en la optimización de la producción en la unidad minera Saywa – veta Santa Rosa, distrito de Tumay Huaraca, Andahuaylas, – 2023.

2.2.2. Hipótesis específicas

- La selección del método de explotación influye significativamente en la optimización económica en la unidad minera Saywa – veta Santa Rosa, distrito de Tumay Huaraca, Andahuaylas, – 2023.
- La selección del método de explotación influye significativamente en la optimización financiera en la unidad minera Saywa – veta Santa Rosa, distrito de Tumay Huaraca, Andahuaylas, – 2023.

- La implementación del método numérico de Nicholas permite seleccionar el método de explotación más adecuado para la unidad minera Saywa, veta Santa Rosa – distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023
- El rendimiento operativo de la mina en la unidad minera Saywa, veta Santa Rosa – distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023, se encuentra dentro de los parámetros óptimos establecidos para operaciones mineras subterráneas.

2.3 Operacionalización de variables

Tabla 1 — Operacionalización de variables

VARIABLES DE ESTUDIO	DIMENSIÓN:	INDICADORES:
V1: Método de explotación	Caracterización geomecánica de macizo rocoso	RMR de Bieniawski (1976-1989) y tiempo de auto soporte. (R.C.U; RQD; espacio, condición discontinuidad, agua subterránea)
		Índice Q de Nick Barton (descuento por orientación, tamaño de bloques, resistencia, estado tensional, número de familias)
		Sistema de clasificación GSI de Hoek (RQD, alteraciones, RCU)
	Características geométricas del depósito mineral	Geometría estructural (geometría potencia, inclinación, profundidad, leyes) Características mecánicas (presión de sobrecarga, frecuencia de fractura, resistencia al esfuerzo cortante)
	Método numérico de Nicholas	Factores geológicos Factores de seguridad Factores económicos Factores de recuperación
V2: Producción	Económicas	Evaluación de Capex y Opex: Evaluar los costos de capital y costos operacionales
	Financieras.	Evaluar el VAN, TIR
	Rendimiento operativo	Avance y producción

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes

- a) En cuanto los antecedentes internacionales se tiene el de Yardimci y Erkayaoglu (2023), en su estudio titulado *Production Sequence Analysis of an Overhand Cut-and-Fill Mine in a Narrow-Vein Type Orebody Using Numerical Modeling*, realizado en la Universidad Técnica de Medio Oriente (METU), Turquía, tuvieron como objetivo analizar los efectos de la secuencia de producción en la estabilidad del pilar corona y en la estabilidad global de una mina subterránea de veta angosta, en el contexto de la transición de minería a cielo abierto a subterránea. La investigación se desarrolló en un yacimiento de veta angosta con mineralización metálica inclinada y tres sub-secciones de rumbo uniforme. Se aplicó un enfoque cuantitativo, de tipo aplicado, utilizando modelamiento numérico 2D y 3D con códigos elastoplásticos y el modelo Mohr-Coulomb con ablandamiento por deformación. Se evaluaron distintos escenarios de secuencias de producción, considerando propiedades geomecánicas derivadas del criterio de Hoek & Brown y parámetros obtenidos de pruebas de laboratorio. Los resultados mostraron que las secuencias 1234 y 1324 no generaron deformaciones críticas en el pilar corona, mientras que las secuencias 1423, 2314 y 2413 presentaron riesgos de inestabilidad local en el techo y fallas en el pilar, atribuidos a las diferencias geomecánicas entre muro colgante y muro yacente, y a la inclinación de la veta. A escala global, no se registraron concentraciones significativas de esfuerzos en las zonas no explotadas, debido a la relajación generada por la remoción del recubrimiento en el fondo de la excavación a cielo abierto. En conclusión, los autores señalaron que la secuencia de explotación en minas con método de corte y relleno ascendente influye de forma decisiva en la estabilidad local del pilar corona, y que una planificación adecuada puede minimizar riesgos estructurales y optimizar la seguridad en vetas angostas con transición de cielo abierto a subterráneo.
- b) Mothusi, Malatsi y Storrar (2024), en el artículo *Design and implementation of a hybrid mining method at a deep-level gold mine*, publicado por SRK Consulting, tuvieron como objetivo diseñar e implementar un método de minado híbrido que combinara

corte y relleno con cámaras abiertas, para optimizar la recuperación del mineral y mejorar la seguridad en un yacimiento aurífero de gran profundidad en Sudáfrica. La investigación se desarrolló en un entorno geotécnico complejo, caracterizado por altos esfuerzos inducidos y una geometría variable del cuerpo mineralizado. Se aplicó un enfoque ingenieril de tipo aplicado, con modelamiento numérico tridimensional para evaluar la estabilidad de pilares y sostenimiento, complementado con observaciones in situ y monitoreo geotécnico en tiempo real. Los resultados mostraron que el método híbrido permitió una reducción significativa de la dilución y una mejora en la recuperación de mineral respecto a los métodos convencionales. Asimismo, se logró disminuir la exposición del personal a zonas inestables mediante el empleo de relleno cementado y secuencias de minado optimizadas. La implementación también favoreció la flexibilidad operativa, adaptándose a cambios en la morfología del mineral y las condiciones de esfuerzo. En conclusión, los autores resaltaron que la combinación de métodos en un esquema híbrido, sustentada en criterios geomecánicos y secuencias planificadas, puede aumentar la seguridad y eficiencia en minas de gran profundidad, ofreciendo una alternativa viable para yacimientos con geometría compleja y altos riesgos sísmicos.

- c) Albornoz (2020) en su tesis “Cálculo de la tasa de producción óptima en minera a cielo abierto” tuvo como objetivo principal comparar diversos métodos empleados para determinar la Tasa de Producción Óptima (TPO) en proyectos mineros, centrándose en el análisis del efecto de factores clave en función del tamaño de la reserva. Para ello, se adoptó un enfoque cuantitativo, de tipo aplicado y con un diseño no experimental, lo que permitió una evaluación sistemática de los métodos sin intervención directa en las variables. En cuanto a los resultados, se realizó una comparación entre los diferentes procedimientos que estiman la TPO. Uno de los hallazgos relevantes fue que, a pesar de su antigüedad, la fórmula empírica propuesta por Taylor continúa ofreciendo estimaciones confiables, especialmente útiles durante la etapa inicial de evaluación de un proyecto minero. Asimismo, se resaltó la validez del criterio de Lawrence Smith, quien sugiere que la TPO se encuentra dentro de un rango comprendido entre el máximo de la curva que duplica la inversión de capital y el punto máximo de la curva del Valor Actual Neto (VAN). Este enfoque resulta ventajoso, dado que la curva del VAN por sí sola, en algunos casos, no proporciona información suficiente sobre la vida útil de la mina. Finalmente, se aplicó la metodología Hill of Value a un caso práctico, lo cual permitió identificar que la ley de corte inicial seleccionada (0.3 %) no era la más

adecuada para maximizar el valor del proyecto. Tras el análisis, se determinó que una ley de corte de 0.8 % y una TPO de 44 millones de toneladas por año eran más convenientes, generando así un valor adicional de 321 millones de dólares (MUSD). Este resultado evidenció el impacto significativo que puede tener la optimización de parámetros técnicos en la rentabilidad de un proyecto minero.

- d) Maldonado (2022) en su tesis “Propuesta de diseño de explotación subterránea para la extracción de oro en el área minera Patricia, El Guabo - El oro”, tuvo como objetivo principal fue implementar una metodología de diseño que sirviera como base para definir el modelo de explotación de un yacimiento mineral aurífero localizado en la mina Voluntad de Dios, situada en el cantón El Guabo, dentro de la provincia de El Oro. Para alcanzar dicho propósito, se adoptó una metodología de investigación de tipo no experimental, con enfoque cuantitativo y mixto, lo cual permitió analizar tanto datos objetivos como interpretaciones complementarias. Como parte de los hallazgos más importantes, se logró determinar que el macizo rocoso del yacimiento presenta una clasificación geomecánica de $RMR = 61$, lo que lo ubica dentro de la categoría de "roca buena". A partir de esta caracterización, y utilizando los parámetros resultantes del análisis, se procedió a seleccionar el método de explotación corte y relleno ascendente, ya que este mostró ser el más adecuado para las condiciones geológicas del yacimiento. Además, el análisis geomecánico del macizo rocoso fue complementado con la aplicación del método numérico de Nicholas (1981). Este método permitió validar la selección del sistema de explotación, corroborando que la alternativa ascendente es la más compatible con las características del depósito mineral. En suma, la investigación concluyó que el diseño propuesto responde eficientemente tanto a los aspectos técnicos del terreno como a la viabilidad operativa del proyecto.
- e) Según Baloyi y Meyer (2020) en su artículo de tesis “El desarrollo de un modelo de selección de métodos de minería a través de una evaluación detallada de métodos de decisión multicriterio”, tuvieron como objetivo derivar un modelo en el que la toma de decisiones multicriterio (MCDM) puedan integrarse y utilizarse con éxito para la selección de explotación (MMS). Por lo cual como método tuvo investigar 10 MCDM: TOPSIS(*Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution*) , TODIM(*Interactive and Multicriteria Decision Making*), VIKOR(*VIšekriterijumsko KOmpromisno Rangiranje*), GRA(*Grey Relational Analysis*), PROMETHEE(*Preference Ranking Organization Method for Enrichment Evaluation*), OCRA(*Operational Competitiveness Rating Analysis*), ARAS(*Additive Ratio*

Assessment), COPRAS(*Complex Proportional Assessment*), SAW(*Simple Additive Weighting*) y CP(*Critical Path* o “Camino Crítico” en minería) con potencial para Resuelve el desafío MMS. Obteniendo como resultados que a partir del análisis descriptivo, el autor recomendó PROMETHEE, TOPSIS y TODIM como los mejores y más aplicables en el Industria minera, llegaron a las conclusiones que CP es un sistema simplificado, enfoque de VIKOR y TOPSIS OCRA es una versión simplificada de TODIM, COPRAS, ARAS y SAW son versiones simplificadas de PROMETHEE falta de fundamento matemático, explicación y el hecho comprobado de que no coincide con ninguna clasificación de MCDM hace que sea imposible ser incluido en el modelo. Como conclusión obtuvo que el MCDM combinado después de un análisis tan completo, se encontró que PROMETHEE, TOPSIS y TODIM se destacan y pueden ser utilizado con éxito en la selección del método de minería en la minería del carbón.

- f) Según Namin y otros (2022) en su artículo “Una revisión de la literatura sobre la toma de decisiones multicriterio (MCDM) hacia la selección de métodos de minería (MMS)” cuyo objetivo principal fue establecer un banco referencial de 55 artículos de investigación ya publicados en 18 revistas académicas hasta 2020. Los resultados mostraron que AHP y TOPSIS fueron los métodos preferidos utilizados en la selección de los métodos de minería. La toma de decisiones difusas ha ganado recientemente más importancia para la consideración de la incertidumbre. Además, se presenta el importante papel de los criterios en diferentes minerales como guía para MMS. Por conclusión obtuvieron que uno de los puntos importantes en la explotación minera es la elección del método de minería. Si la elección del método de extracción no está determinada correctamente, la explotación minera encontrará muchos problemas. Criterios tales como factores económicos (costo de minería, monto de inversión, etc.), factores técnicos (recuperación minera, dilución, mecanización, etc.) y otros factores están afectando la elección del método de minería.
- g) En cuanto a los antecedentes nacionales se tiene a Vásquez (2019) en su tesis “Aplicación del método Bench and Fill para la mejora de la productividad en las operaciones mineras - veta Gina Socorro - Unidad Minera Uchucchagua – 2018” en esta investigación se planteó como propósito demostrar que la implementación del método Bench and Fill contribuye de manera significativa a mejorar la productividad en las operaciones mineras de la Unidad Minera Uchucchagua – Veta Gina Socorro, durante el año 2018. Para lograr este objetivo, se empleó una metodología de tipo aplicado y con enfoque cuantitativo, lo que permitió medir con precisión los efectos

del cambio metodológico en términos operativos y económicos. A partir del análisis de datos, el autor evidenció que el uso del método Bench and Fill generó una reducción significativa en el costo por tonelada métrica, con un nivel de significancia estadística de $p = 0.05$. Asimismo, al comparar los niveles de dilución, se observó que el método tradicional Cut & Fill presentaba un porcentaje promedio de dilución del 19%, mientras que el Bench and Fill logró reducir este indicador al 15%, lo cual representa una mejora sustancial en el control de la extracción. Finalmente, se concluyó que la adopción del método Bench and Fill no solo permitió optimizar los costos, sino que además incrementó la productividad en un 43.56%, reafirmando así su eficacia y pertinencia como alternativa técnica dentro del contexto operativo de la unidad minera evaluada.

- h) Según Buendía (2021) en la tesis “Implementación del método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas” tiene como objetivo principal implementar el método de explotación corte y relleno ascendente, tomando en cuenta la calidad del macizo rocoso y las características geométricas del depósito mineral en vetas angostas del tajo Carmelita, perteneciente a la Mina Toctopata – Andahuaylas. Para ello, se aplicó una metodología con enfoque experimental, de tipo aplicado y descriptivo, sustentada en una planificación estructurada y rigurosa. Como parte del análisis de alternativas, se evaluaron dos métodos de explotación. La primera opción correspondía al método a cielo abierto, que obtuvo un puntaje de 31.03, mientras que la segunda alternativa, el método de corte y relleno ascendente, alcanzó un puntaje de 21.31. No obstante, se descartó la explotación a cielo abierto debido a la considerable profundidad del depósito, el cual se encuentra a 400 metros por debajo de la superficie, lo que la hacía inviable técnica y económicamente. Posteriormente, la evaluación económica permitió establecer una ley de corte de 0.346 % Cu/TM y se estimó una inversión de US\$ 6 284 245,00, la cual sería recuperada en un periodo de 4 años y 1 mes (payback). Además, se proyectó una duración operativa de 12 años, obteniéndose una relación beneficio/costo de 1.7, lo que confirma la rentabilidad del proyecto. En consecuencia, el autor concluyó que, con base en los resultados geomecánicos y económicos, el método de corte y relleno ascendente es la alternativa más adecuada para ser implementada en vetas angostas dentro del tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.

- i) Según Choccelahua (2020) en su tesis de titulada “Selección del método de minado a fin de optimizar la producción de la veta Juanita Unidad Minera Fénix-Excavaciones de Piques S.A.C” en donde tuvo por objetivo realizar la selección del método de minado a fin de optimizar la producción de la veta Juanita Unidad Minera Fénix – Excavaciones de Piques S.A.C. para ello se trabajó mediante un método inductivo – deductivo, nivel explicativo y aplicada. En el desarrollo de la evaluación técnico-económica para la veta Juanita, se procedió a estimar las reservas minables considerando tres métodos de explotación: Bench and Fill, Sublevel Stoping y Cut and Fill. En ese contexto, se obtuvieron reservas de 121,737.00 toneladas para el primer método, 110,347.00 toneladas para el segundo y 123,039.00 toneladas para el tercero, siendo este último el que reportó el mayor volumen minable. Asimismo, al analizar el retorno neto de fundición (NSR), se identificó que Bench and Fill presentó un valor de 104 US\$/ton, seguido por Sublevel Stoping con 101 US\$/ton, mientras que Cut and Fill alcanzó un NSR de 109 US\$/ton, siendo este también el más favorable en términos de ingreso bruto por tonelada. Por otro lado, al considerar los costos unitarios de minado, se observó que Bench and Fill y Sublevel Stoping compartieron un costo de 110 US\$/ton, en tanto que el método Cut and Fill presentó el menor costo unitario con 91 US\$/ton, reforzando su viabilidad económica. En función de estos resultados, el autor concluyó que el método más adecuado para la explotación de la veta Juanita, desde una perspectiva técnica y económica, fue el Cut and Fill, ya que permitió alcanzar una utilidad bruta estimada en US\$ 2 millones.
- j) Lezama y Urteaga (2020) en su tesis de título “Selección del método de minado para la veta vista Alegre aplicando el método número de Nicholas, La Asunción - Cajamarca 2020” en la localidad de La Asunción, Cajamarca, llevaron a cabo un estudio cuyo propósito fue determinar el método de minado más adecuado para la veta Vista Alegre, haciendo uso del método numérico propuesto por Nicholas. Para tal fin, se adoptó un enfoque aplicado, con diseño no experimental, longitudinal y de tipo descriptivo, lo cual permitió una caracterización detallada del entorno geomecánico del yacimiento. Durante el desarrollo del estudio, se efectuó la caracterización geomecánica tanto del macizo rocoso como del cuerpo mineralizado, lo cual permitió determinar la resistencia a la carga puntual de los distintos componentes litológicos. En ese sentido, se identificó que el mineral principal presenta una resistencia moderadamente dura (2 MPa), mientras que la caja techo y la caja piso alcanzaron valores de resistencia de 3.06 MPa y 3.52 MPa, respectivamente, siendo ambas clasificadas como rocas duras. Por otro

lado, se observó que el espaciamiento entre fracturas era pequeño a muy pequeño, y que la resistencia de las discontinuidades variaba entre baja y media, lo cual incide directamente en la selección del método de explotación más apropiado. A partir de estas condiciones, se concluyó que tanto la caja techo como la caja piso presentaban una resistencia tipo R4, característica de rocas duras, lo que permite inferir su comportamiento favorable frente a ciertos métodos de minado subterráneo.

- k) Según Escalante y Benavides (2018), en la tesis “Proyecto de incremento de la producción de 1200 tmd a 2000 tmd mediante el método Sublevel open stoping y bench & fill en la U.E.A. Contonga S.A.” en la investigación orientada a optimizar la productividad minera, se planteó como objetivo principal incrementar el tonelaje diario de producción de mineral, pasando de 1200 toneladas métricas por día (tmd) a 2000 tmd. Para alcanzar esta meta, se adoptó un enfoque metodológico descriptivo con enfoque mixto, lo cual permitió analizar tanto variables cuantitativas como cualitativas involucradas en el proceso de explotación minera. Como parte de los resultados más relevantes, se identificó que la migración hacia métodos de explotación más modernos, como el SubLevel Open Stopping y el Bench & Fill, permitió alcanzar un incremento del 67 % en la producción diaria en comparación con el método tradicional de corte y relleno. Este aumento representa una mejora significativa en términos de eficiencia operativa. Por consiguiente, se concluyó que la implementación de métodos de taladros largos constituye una estrategia viable para aumentar sustancialmente la productividad. Sin embargo, se remarcó que, para aplicar este método de forma integral y sostenida, resulta imprescindible realizar un estudio de rentabilidad detallado, considerando todos los parámetros técnicos, económicos y operativos que implica su implementación.
- l) Según Azurín (2023) en la tesis “Optimización de perforación y voladura para reducir sobrerotura en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021” En su investigación realizada en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. – Retamas (2021), se planteó como objetivo optimizar los procesos de perforación y voladura con la finalidad de reducir significativamente el porcentaje de sobrerotura en las operaciones subterráneas. Para lograr este propósito, se aplicó un enfoque de investigación aplicada, con un diseño experimental y un nivel explicativo, lo cual permitió establecer relaciones causales entre las variables operativas y los resultados obtenidos. A partir de la implementación del diseño y ejecución de una voladura controlada de recorte, se logró disminuir el porcentaje de sobrerotura de un promedio inicial de 25.59 % a tan solo 6.25 %, evaluado en un total de 20 disparos. Esta mejora

sustancial representa una reducción del 75.58 %, lo cual evidenció la eficacia del nuevo diseño de voladura. Asimismo, se observó que la presión de los gases generados por los explosivos dentro de los taladros de recorte se redujo a 57.86 MPa, valor compatible con la resistencia a compresión de la roca, que fue de 48 MPa, asegurando así una fragmentación adecuada sin daños colaterales. Por otro lado, los costos operativos también se vieron beneficiados: el gasto por limpieza y carguío del material disparado con scoop R1300G descendió de \$126.82/t a \$111.47/t por disparo, mientras que el costo de acarreo con dumper EJC417 se redujo de \$118.89/t a \$103.60/t. En conclusión, la aplicación de voladura controlada de recorte demostró ser una estrategia efectiva para optimizar el rendimiento técnico y económico de la operación, logrando no solo una significativa reducción de la sobrerotura, sino también una mejora en la eficiencia y en los costos asociados al ciclo operativo.

3.2 Marco teórico

3.2.1. Método de explotación

Los métodos de explotación minera son el conjunto de técnicas y procedimientos aplicados para extraer de manera segura y eficiente los recursos minerales de un yacimiento, considerando factores geológicos, geomecánicos, ambientales y económicos. Su elección depende de la morfología del cuerpo mineralizado, la calidad del macizo rocoso, la profundidad del depósito y la rentabilidad proyectada (Hartman y Mutmansky, 2002).

La selección del método de explotación es una de las decisiones importantes en el diseño minero. La decisión adecuada garantiza la explotación económica y una selección inadecuada puede provocar pérdidas mineras. La decisión sobre el método de minería depende de varios parámetros como factores geométricos, geotécnicos, condiciones geológicas, factores económicos y ambientales, etc. En las últimas décadas, se utilizaron modelos empíricos para seleccionar el método de minería. Los modelos empíricos tienen deficiencias, como limitaciones en el número de criterios y opciones, toma de decisiones en situaciones definidas y determinadas, respuestas poco claras y dependencia de la experiencia, etc. Recientemente se ha considerado el uso de la toma de decisiones multicriterio para seleccionar el mejor método de minería (Namin y otros, 2022).

Los métodos de minado son aquellos métodos operativos que se utilizan para extraer recursos minerales de la tierra. Considerando las complicaciones de las características geométricas y geológicas de los recursos minerales, no se puede

utilizar ningún método de minería único para la extracción de todos los recursos minerales. Entonces, tomando en cuenta las características únicas de cada recurso mineral, es necesario utilizar sólo el método de minería adecuado para la extracción de un determinado recurso, de modo que el método aplicado tenga la máxima congruencia técnico-operacional con las condiciones geométricas y geológicas del recurso mineral (Azadeh y otros, 2010).

El método de explotación se refiere a la estrategia y técnica específica utilizada para extraer minerales de una mina. Puede incluir métodos como la explotación subterránea, la minería a cielo abierto (Herrera, 2006).

El proceso de selección de un método de minado para la extracción de recursos minerales se denomina MMS. Después de que se realiza el proceso MMS para un recurso mineral y se inicia la extracción de ese recurso mediante el método seleccionado, no es posible cambiar el método y reemplazarlo por otro. Porque una sustitución de este tipo suele ser tan costosa que todo el proyecto podría resultar antieconómico. Por lo tanto, el MMS es una etapa irreversible en la planificación minera. La sensibilidad de MMS en proyectos mineros ha llevado a diferentes soluciones introducidas por diferentes investigadores. La falta de una solución sistemática en las décadas 70 y 80 provocó la introducción de algunas soluciones cualitativas introducidas por Boshkov et al., Morrison, Laubscher, Hamrin, Brady y Brown, Hartman, Adler y Thompson, para encontrar una solución al problema de MMS. En estos estudios, el procedimiento MMS se ha analizado desde un punto de vista cualitativo (Azadeh y otros, 2010).

2.3.1.1. Métodos de explotación minera

- **Open Pit – Cielo abierto**

El método de cielo abierto consiste en la extracción de minerales a partir de tajos superficiales de gran extensión, mediante bancos y taludes sucesivos. Es aplicable a yacimientos superficiales, de gran volumen y baja ley, donde se busca un alto nivel de producción y bajo costo unitario, aunque con un impacto ambiental considerable (Hartman y Mutmanský, 2002).

- **Block Caving – Hundimiento de bloques**

Es un método subterráneo de carácter masivo que aprovecha la fragmentación natural del macizo rocoso bajo la influencia de la gravedad. Se emplea en yacimientos de gran extensión y baja ley, con

rocas de competencia moderada a baja, permitiendo una alta productividad a bajo costo (Laubscher, 1990).

- **Sublevel Stopping – Cámaras por subniveles**

Consiste en la explotación mediante la perforación y voladura de cámaras delimitadas por subniveles, diseñados para controlar la extracción del mineral. Es aplicable en yacimientos con buzamientos pronunciados y rocas de buena competencia, garantizando estabilidad y reducción de dilución (Hartman y Mutmansky, 2002).

- **Sublevel Caving – Hundimiento por subniveles**

Este método aprovecha la fragmentación inducida del mineral y de la roca encajonante mediante voladuras controladas, lo que permite el hundimiento progresivo del techo hacia las galerías de producción. Se recomienda en macizos rocosos de resistencia moderada y vetas inclinadas de gran extensión (Nicholas, 1981).

- **Longwall Mining – Tajo largo**

Método utilizado principalmente en la explotación de mantos de carbón. Consiste en el arranque mecanizado del mineral a lo largo de un frente continuo (longwall), mientras el techo es controlado con sostenimiento hidráulico y posteriormente se deja hundir. Permite altas tasas de recuperación y eficiencia (Hartman y Mutmansky, 2002).

- **Room and Pillar – Cámaras y pilares**

Este método crea una red de cámaras separadas por pilares de roca que actúan como soporte natural del techo. Es aplicable en depósitos tabulares, de poca inclinación y gran extensión, como en carbón, sal o potasa. Permite flexibilidad, aunque con una recuperación incompleta del mineral (Boshkov y Wright, 1973).

- **Shrinkage Stopping – Cámaras almacén**

Consiste en la explotación ascendente de cámaras donde el mineral roto se acumula temporalmente en el tajo, sirviendo como piso de trabajo. Se emplea en vetas angostas y de buzamiento elevado, con rocas de buena competencia, aunque con riesgos de seguridad en la manipulación del mineral almacenado (Hartman y Mutmansky, 2002).

- **Cut and Fill Stopping – Corte y relleno**

Método selectivo utilizado en vetas angostas y cuerpos irregulares. Consiste en la extracción del mineral por bancos horizontales, rellenando progresivamente con material estéril o cementado para proporcionar soporte y seguridad. Se adapta a macizos de baja competencia y permite un control eficiente de la dilución (Nicholas, 1981).

- **Top Slicing – Fajas ascendentes**

Se basa en la explotación ascendente por niveles horizontales del mineral, dejando que el estéril o el material del techo colapse y rellene los espacios extraídos. Aunque históricamente se usó en vetas de gran potencia, hoy está en desuso por riesgos de seguridad y altos costos (Boshkov; Wright, 1973).

- **Square Set – Entibación con marcos**

Método tradicional que emplea marcos de madera dispuestos en forma de cubos (square sets) para sostener el macizo rocoso mientras se avanza en la extracción. Se utiliza en yacimientos de geometría irregular y rocas muy débiles, aunque actualmente se considera antieconómico y limitado a casos excepcionales (Hartman; Mutmansky, 2002).

- **Toma de decisiones multicriterio (MCDM)**

Aunque las herramientas MCDM se aplican para resolver una amplia gama de problemas de ingeniería como planificación, evolución, previsión, etc., se utiliza comúnmente como solución para problemas de toma de decisiones. En otras palabras, para encontrar la más adecuada alternativa entre varias posibles, MCDM se aplica basándose en una serie de criterios. Este proceso de selección se lleva a cabo de diferentes formas, como superar en rango, priorizar y distancia de la solución ideal (Azadeh y otros, 2010).

El proceso de jerarquía analítica (AHP) en la resolución de problemas de decisión fue propuesto por primera vez por Thomas Saaty en 1980. En este método, los problemas complejos se analizan gráficamente de forma jerárquica. Este método se basa en comparaciones por pares de criterios basados en una escala propuesta por Thomas Saaty. De la matriz de comparación por pares, se calculan los pesos de los criterios y subcriterios y se muestran las opciones que son priorizadas. La toma de decisiones en este modelo se realiza en tres etapas de construcción

jerárquica, calculando los pesos y la tasa de incompatibilidad (Namin y otros, 2022).

- **Método Nicholas**

En 1981, Nicholas presentó el primer enfoque numérico del MMS. Usando algunos criterios y algunos métodos de minería y también usando un proceso de ponderación simple, le dio a DM la posibilidad de priorizar los diferentes métodos de minería con base en esos criterios. A pesar de tener esta ventaja, en su técnica todos los criterios tenían la misma importancia. Un peso es asignado a cada método de minería considerando los puntajes utilizados para diferente condición de los recursos minerales, y sumando estos pesos, se obtiene el peso final de ese método de minería (Azadeh y otros, 2010).

2.3.1.2. Producción minera

La productividad es un componente clave del desarrollo económico, ya que influye directamente en la competitividad internacional de los países y en el incremento de los ingresos individuales. En este contexto, la Corporación Andina de Fomento (CAF) ha propuesto el “Pacto por la Productividad”, una estrategia que busca abordar simultáneamente los desafíos de eficiencia y equidad. No obstante, América Latina aún enfrenta el reto de mejorar sus niveles de productividad para alcanzar estándares comparables a los de las naciones industrializadas. Un ejemplo destacado de potencial productivo lo conforman las industrias mineras de Chile y Perú, las cuales integran un distrito cuprífero que representa más del 40 % de la producción mundial. Sin embargo, en el caso específico del Perú, la medición de la productividad laboral en el sector minero presenta serias limitaciones, especialmente a nivel microeconómico. Según un experto consultado, una gran parte de la producción minera proviene del sector informal, lo cual dificulta su cuantificación precisa. Además, los escasos datos disponibles han sido recolectados de manera deficiente, lo que incrementa el margen de error y limita la fiabilidad de los indicadores actuales. (Molina, 2017).

La producción se refiere a la cantidad de mineral extraído de la mina en un período de tiempo determinado, generalmente expresada en toneladas, kilogramos u otra unidad de medida relevante. La producción puede

considerarse en términos de volumen y calidad del mineral. La productividad en una mina se refiere a la eficiencia con la que se extraen minerales y otros recursos del subsuelo. Aumentar la productividad en una mina es fundamental para reducir costos, mejorar la rentabilidad y garantizar la seguridad de los trabajadores (Kuramoto y Glave, 2007).

La medición de la productividad en una mina, es esencial para evaluar el rendimiento de la operación y tomar decisiones informadas para mejorar la eficiencia, según ciertos aspectos se puede medir como (Salomón y otros, 2018)

- Toneladas de mineral por hora o día: Esta es una métrica fundamental para medir la cantidad de mineral extraído en un período de tiempo específico. Cuantas más toneladas de mineral se puedan extraer en un período determinado, mayor será la productividad.
- Costo por tonelada extraída: Calcular el costo total de la operación de extracción y procesamiento por tonelada de mineral puede ayudar a identificar áreas en las que se pueden reducir los costos y mejorar la eficiencia.
- Uso de equipos y maquinaria: Realizar un seguimiento del tiempo de actividad y tiempo de inactividad de los equipos y maquinaria utilizados en la mina puede proporcionar información valiosa sobre la eficiencia de la operación. Esto puede incluir la disponibilidad y el rendimiento de las máquinas.
- Índice de dilución: El índice de dilución se refiere a la cantidad de material no deseado (como estéril o material de baja calidad) que se extrae junto con el mineral de interés. Reducir la dilución es importante para aumentar la productividad al obtener más mineral de calidad con menos material no deseado.
- Eficiencia del proceso de concentración: Si la mina incluye un proceso de concentración, se puede medir la eficiencia de este proceso calculando la cantidad de mineral de interés recuperado en comparación con la cantidad de mineral alimentado al proceso.
- Rendimiento de los trabajadores: Evaluar el rendimiento de los trabajadores en términos de productividad puede incluir métricas,

como la cantidad de mineral extraído por trabajador o la cantidad de trabajo realizado por hora de trabajo.

- Consumo de recursos: Realizar un seguimiento del consumo de recursos, como combustible, energía y agua, puede ayudar a identificar oportunidades para mejorar la eficiencia y reducir los costos operativos.
- Calidad del producto final: La calidad del mineral extraído y procesado es importante. Medir la calidad del producto final y asegurarse de que cumple con las especificaciones de los clientes puede ser un indicador de la productividad, ya que un mineral de mayor calidad puede tener un mayor valor.
- Seguridad y salud laboral: Aunque no es una métrica de productividad en el sentido estricto, mantener un registro de incidentes de seguridad y salud laboral puede ser importante para garantizar que la operación minera se realice de manera segura y sin interrupciones importantes debido a accidentes.

2.3.1.3. Rendimiento operativo

El rendimiento operativo se define como el grado de eficiencia con el que una unidad productiva utiliza el tiempo y los recursos disponibles para generar resultados, expresado generalmente como el porcentaje del tiempo efectivo de trabajo respecto al tiempo total programado. Este indicador permite evaluar la productividad real de una operación, considerando las pérdidas por paradas, demoras y fallas no programadas.

Según Córdova y Salas (2019), el rendimiento operativo “es la relación entre el tiempo efectivo utilizado en actividades productivas y el tiempo total disponible, siendo un parámetro clave para medir la eficiencia y optimizar la gestión de recursos en procesos industriales y mineros” (p. 45).

2.3.1.3. Tipos de yacimientos

Los yacimientos minerales se clasifican según su forma, génesis y distribución espacial del mineral. Se distinguen principalmente: yacimientos vetiformes (estrechos y alargados), diseminados (con mineralización dispersa en grandes volúmenes de roca), estratiformes (asociados a capas sedimentarias) y masivos (con grandes acumulaciones

de mineral). Esta clasificación es fundamental para definir la estrategia de explotación más adecuada (Pérez-Reyes, 2015).

- **Falla y diaclasa**

Una **falla** es una discontinuidad estructural en el macizo rocoso caracterizada por un desplazamiento relativo de los bloques rocosos a lo largo de un plano de fractura, lo que afecta la estabilidad de las labores mineras. En cambio, una **diaclasa** es una fractura en la roca en la que no existe desplazamiento apreciable, pero que igualmente debilita la resistencia mecánica del macizo y condiciona la permeabilidad y estabilidad de las excavaciones subterráneas (Hoek; Brown, 1997).

2.3.1.4. Métodos de selección de explotación minera

- **Método de Hartman:** Propone criterios sistemáticos basados en la geometría del yacimiento, la estabilidad del macizo y los costos operativos, siendo uno de los enfoques más utilizados en minería subterránea (Hartman; Mutmansky, 2002).
- **Método de la UBC (University of British Columbia):** Desarrollado por Nicholas (1981), combina parámetros geomecánicos (como RMR, Q, GSI) y geométricos (potencia, inclinación, continuidad) para determinar el método de explotación más adecuado.
- **Matrices de matrices:** Enfoque propuesto por Laubscher (1990), que utiliza matrices de decisión donde se ponderan variables técnicas, económicas y de seguridad, facilitando una selección sistemática y adaptable a diferentes contextos geológicos.
- **Método de Boshkov y Wright:** Desarrolla un esquema de selección basado en la morfología del yacimiento y las condiciones del macizo, ofreciendo criterios prácticos para depósitos de diferentes dimensiones y competencias (Boshkov; Wright, 1973).

3.3 Marco conceptual

- a) Potencia:** Corresponde al ancho de la estructura
- b) Ganga:** Parte del mineral sin valor
- c) Mena:** Parte más valiosa del mineral
- d) Veta o filon (VEIN):** Espacio mineralizado entre las rocas

- e) **Clasificaciones geomecánicas:** La caracterización geomecánica del macizo rocoso se basa en procedimientos empíricos que permiten obtener datos sobre sus características estructurales dominantes. Estos métodos consisten en la evaluación de diversos parámetros geomecánicos, a cada uno de los cuales se le asigna un valor numérico en función de su condición. A partir de esta valoración, se puede establecer una clasificación del macizo rocoso que facilita la toma de decisiones en proyectos de ingeniería minera y civil. Entre las clasificaciones más utilizadas destacan: el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Z.T. Bieniawski, el índice Q desarrollado por Nick Barton, el GSI (Geological Strength Index) formulado por Hoek y Brown, y el MRMR (Modified Rock Mass Rating) elaborado por Laubscher. Cada uno de estos sistemas ofrece criterios específicos para analizar la calidad del macizo rocoso y seleccionar métodos adecuados de sostenimiento o explotación minera.
- f) **Macizo rocoso:** Se entiende por macizo rocoso al conjunto de bloques de roca que conforman una masa geológica continua, la cual presenta discontinuidades estructurales tales como fracturas, diaclasas, fallas o planos de estratificación. La presencia, cantidad, orientación, apertura y relleno de estas discontinuidades influye directamente en la calificación del macizo rocoso, ya que afectan significativamente su resistencia, estabilidad y comportamiento mecánico. Cuanto mayor sea la cantidad o la desfavorable disposición de estas discontinuidades, menor será la calidad geotécnica del macizo, lo cual condiciona las decisiones de diseño y sostenimiento en obras subterráneas o a cielo abierto.
- g) **Geomecánica:** La geomecánica es la ciencia encargada del estudio de las propiedades y comportamientos de los suelos y rocas, fundamentada en los principios de la mecánica de suelos y la mecánica de rocas, considerando los cambios de esfuerzos que se generan en el entorno geológico debido a las actividades humanas, especialmente en minería. Según la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía (SNMPE), a través de su *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*, una adecuada evaluación cuantitativa y cualitativa de la calidad del macizo rocoso permite diseñar infraestructuras mineras seguras y establecer los sistemas de sostenimiento apropiados. Esto es esencial para prevenir desprendimientos de rocas, especialmente en los techos de excavaciones subterráneas, tal como lo exige la normativa técnica vigente en el Perú. (SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA PETRÓLEO Y ENERGÍA, 2004).

- h) Productividad:** La productividad es un indicador de eficiencia que mide la relación entre la cantidad de bienes o servicios producidos y los recursos utilizados para generarlos, tales como trabajo, capital, energía o materiales. En el contexto minero, refleja la capacidad de la operación para transformar insumos en producción efectiva, optimizando el uso de los recursos y minimizando desperdicios. No solo implica incrementar el volumen de producción, sino también mejorar la calidad, reducir costos y optimizar procesos para alcanzar mayor competitividad y rentabilidad.
- i) Optimización de la producción :**La optimización de la producción es el proceso sistemático de planificar, ajustar y mejorar el uso de recursos, técnicas y operaciones de una actividad productiva para alcanzar el máximo rendimiento posible bajo condiciones específicas. Este proceso se fundamenta en análisis técnicos, económicos y logísticos para equilibrar productividad, calidad y uso eficiente de recursos (DEB, 2003; SMITH, 2016).

CAPÍTULO IV METODOLOGÍA

4.1 Tipo y nivel de investigación

La investigación fue de tipo aplicada, como señalan Ñaupas y otros (2018) está orientada a la solución de problemas sociales, ambientales, económicos, etc., basándose en la profundización de los conceptos. Es así que se busca seleccionar el método de explotación más adecuado para garantizar la vida útil de la unidad minera.

El nivel fue descriptivo – explicativo. Como señala Ñaupas y otros (2018, pág. 135), descriptivo ya que implicó la recolección de datos de sucesos, características, dimensiones, acciones de un lugar en específico, en la investigación se reportó las características del estudio geomecánico, por su parte la explicativa ya que el estudio estuvo basado en problemas bien formulados y tiene la finalidad explicar las causas de los hechos, fenómenos o eventos. En el estudio se evaluó la selección de métodos de explotación para Optimizar la producción en la unidad minera.

4.2 Diseño de investigación

Se abordó un estudio de diseño no experimental-transversal. Al respecto Hernández y Mendoza (2018) hace referencia sobre el tipo no experimental a la averiguación intencional sin manipular variables, donde se abordan investigaciones en las que la variable independiente no ha sido modificada deliberadamente para confirmar su predominación sobre otras variables. También es transversal, ya que la recolección de datos se llevó a cabo en un solo momento, en un tiempo único.

4.3 Descripción ética de la investigación

El presente estudio aseguró la preservación y respaldo de los hallazgos en cuanto a su validez, la protección de la propiedad intelectual, la integridad de la información obtenida y el cumplimiento de los rigurosos estándares éticos que garantizaron la confiabilidad, objetividad y originalidad de los resultados.

4.4 Población y muestra

4.4.1.Población: Se consideró como población al grupo de vetas del yacimiento de la Unidad Minera Saywa. Conforme a lo planteado por Hernández y Mendoza

(2018), se hace referencia al conjunto de individuos que mantienen una relación directa con el caso de estudio y que se involucran en la problemática de la investigación. La importancia de que estos sujetos presenten similitudes en sus características resalta la necesidad de llevar a cabo una delimitación apropiada de este grupo.

4.4.2.Muestra: Es la veta Santa Rosa en la Unidad Minera Saywa - Distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023, siendo un muestreo no probabilístico a criterio del investigador.

4.5 Procedimiento

Los pasos de recopilación de datos se ejecutaron de acuerdo con el cronograma propuesto. Dichas actividades se desarrollaron mediante la observación directa de datos y la revisión de información existente. La metodología de recolección de datos se adaptó en consonancia con la elección del método de minería de datos, considerando los indicadores de productividad.

En la primera fase, se efectuó la recopilación bibliográfica general sobre el tema de estudio, así como la revisión de información específica de la Unidad Minera Saywa y de la veta Santa Rosa en cuanto a su acceso, ubicación, geología, entre otros aspectos relevantes.

En la segunda fase, se llevó a cabo la primera visita de campo a la unidad minera, con el fin de analizar y evaluar las características geomecánicas de la veta, de acuerdo con el método numérico propuesto por Nicholas (1981). En esta etapa se recolectaron muestras provenientes de diferentes puntos de la estructura mineralizada, incluyendo la caja piso y la caja techo.

En la tercera fase, se realizaron los análisis de carga puntual del mineral y de las rocas encajonantes en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, lo que permitió obtener parámetros fundamentales para la investigación.

La cuarta etapa comprendió el procesamiento de los resultados de laboratorio. Con la información obtenida en campo y los valores derivados de los ensayos, se procedió al ingreso de datos en las tablas correspondientes al método numérico establecido por Nicholas (1981) utilizando el software Excel como herramienta de apoyo.

Finalmente, se determinó el método de explotación más apropiado para la veta Santa Rosa en la Unidad Minera Saywa, a partir del análisis integral de la información recolectada y procesada.

4.6. Técnicas e instrumentos

Se emplearon como técnica el análisis documental empleando el método numérico de Nicholas (1981) y la técnica de observación en campo, en la cual se empleó como instrumento fichas para la recopilación de datos, mediante una libreta de apuntes, formatos de campo e instrumentos.

Para la evaluación de la geometría del yacimiento se emplearon los parámetros establecidos por Nicholas y una vez obtenidos los datos de campo los resultados fueron estructuras, clasificados y cuantificados de acuerdo a los criterios de Nicholas.

4.7. Análisis estadístico

Se utilizaron el enfoque de la observación, la aplicación de instrumentos y el análisis a través de la descomposición de elementos a lo largo de un proceso. Esto permitió identificar las causas y efectos, lo que a su vez facilitó el estudio y la resolución de los problemas. En ese sentido, se emplearon la estadística descriptiva de los reportes del análisis de laboratorio mediante tablas y figuras. Para ello se empleó la hoja de cálculo de Excel y de acuerdo a ello se realizó el análisis para la selección del método de explotación; finalmente se evaluó la productividad.

CAPÍTULO V RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. Análisis de resultados

5.1.1. Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso de la mina en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023

El macizo rocoso de la Veta Santa Rosa en la Unidad Minera Saywa fue evaluado mediante el sistema Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski (1976-1989), analizando las tres principales familias de discontinuidades identificadas. Para caracterizar la calidad del macizo rocoso, se realizó un mapeo detallado de discontinuidades en campo, midiendo parámetros clave como el número de discontinuidades (N°), espaciamiento (S), frecuencia lineal (λ) y el RQD (%).

Para la primera familia se determinó el siguiente RQD:

Se usará la formula:

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda / (0.1\lambda + 1)}$$

$$\lambda = 1/S$$

Fuente: Simon Priest y J.A. Hudson en 1976

Donde:

- S = Espaciamiento medio de discontinuidades en metros
- λ = Numero de discontinuidades por metro
- e = Constante de Euler cuyo valor es 2.71828

Tabla 2 — Mapeo de discontinuidades de la familia 1

N° de dist	Dist. (m)	S	λ	RQD (%)
1	0.13	0.1	9.85	74.1
2	0.1			
3	0.12			
4	0.14			
5	0.14			

6	0.08			
7	0.13			
8	0.15			
9	0.14			
10	0.15			
11	0.06			
12	0.07			
13	0.09			
14	0.08			
15	0.06			
16	0.12			
17	0.08			
18	0.06			
19	0.06			
20	0.1			
21	0.1			
22	0.11			
23	0.06			
24	0.09			
25	0.1			
26	0.12			
27	0.06			
28	0.1			
29	0.14			
30	0.11			
21	0.09			
32	0.08			
33	0.13			
	3.35			

La tabla 2 muestra el mapeo estructural de las discontinuidades correspondientes a la Familia 1, identificadas en el macizo rocoso de la Veta Santa Rosa. Se observa la distribución espacial y orientación de las fracturas, destacándose un espaciamiento

promedio de 0.1 metros y una frecuencia lineal (λ) de 9.85 discontinuidades por metro, valores consistentes con el RQD calculado de 74.12%. El patrón de fracturamiento sugiere una roca moderadamente fracturada pero competente, típica de macizos con calidad buena según Deere (1968).

Para la segunda familia se determinó el siguiente RQD:

Tabla 3 — Mapeo de discontinuidades de la familia 2

<i>N° de dist.</i>	<i>Dist (m)</i>	<i>S</i>	<i>λ</i>	<i>RQD (%)</i>
1	0.07	0.1	9.71	74.6
2	0.15			
3	0.07			
4	0.09			
5	0.1			
6	0.13			
7	0.08			
8	0.07			
9	0.1			
10	0.06			
11	0.13			
12	0.12			
13	0.06			
14	0.15			
15	0.14			
16	0.07			
17	0.06			
18	0.13			
19	0.06			
20	0.11			
21	0.14			
22	0.14			
23	0.13			
24	0.07			
25	0.13			
26	0.09			
27	0.08			
28	0.13			
29	0.15			
30	0.08			
	3.09			

La tabla 3 corresponde al mapeo de discontinuidades de la Familia 2 en el macizo rocoso de la Veta Santa Rosa, donde se registraron 30 discontinuidades a lo largo de una línea de muestreo de 6.18 metros, obteniéndose un espaciamiento promedio (S) de 0.1 metros y una frecuencia lineal (λ) de 9.71 discontinuidades por metro, lo

que permitió calcular un RQD de 74.65% (indicando una calidad buena según Deere, 1968).

Para la tercera familia se determinó el siguiente RQD:

Tabla 4 — Mapeo de discontinuidades de la familia 3.

<i>N° de dist</i>	<i>Dist. (m)</i>	<i>S</i>	<i>λ</i>	<i>RQD (%)</i>
1	0.12	0.1	9.86	74.1
2	0.13			
3	0.1			
4	0.14			
5	0.14			
6	0.15			
7	0.06			
8	0.08			
9	0.13			
10	0.06			
11	0.11			
12	0.08			
13	0.13			
14	0.07			
15	0.07			
16	0.1			
17	0.06			
18	0.08			
19	0.06			
20	0.07			
21	0.06			
22	0.15			
23	0.13			
24	0.08			
25	0.08			
26	0.14			
27	0.06			
28	0.13			
29	0.14			
30	0.13			
31	0.07			
32	0.09			
33	0.15			
34	0.07			
35	0.12			
36	0.11			
	3.65			

La tabla 4 muestra el mapeo de discontinuidades de la Familia 3, registrando 36 fracturas con espaciamento promedio de 0.1 m, frecuencia lineal (λ) de 9.86 discontinuidades/m y un RQD de 74.08% a lo largo de 3.65 metros de muestreo, indicando una roca moderadamente fracturada, pero de buena calidad.

Obteniendo un promedio RQD de:

Tabla 5 —Promedio de RQD de la familia 1,2 y 3

<i>Fam 1</i>	<i>Fam 2</i>	<i>Fam 3</i>	<i>Prom. RQD (%)</i>
74.12	74.65	74.08	74.28

Los valores de RQD para las tres familias de discontinuidades muestran una consistencia notable, con promedios que oscilan entre 74.08% y 74.65%, lo que refleja una calidad de roca uniformemente buena según la clasificación de Deere (1968). El promedio general de 74.28% confirma que el macizo rocoso en la Veta Santa Rosa presenta condiciones geomecánicas favorables para el desarrollo de labores mineras, con una fracturación moderada pero competente.

A continuación, se presenta la evaluación de las condiciones estructurales del macizo rocoso mediante el índice Jcond89 de Bieniawski, analizando cinco parámetros clave en las tres familias de discontinuidades identificadas.

Índice Jcond89 de Bieniawski y condiciones de discontinuidades

Tabla 6 — Definición de las Jcond89 de Bieniawski (1989)

<i>Definición de las Jcond89 de Bieniawski (1989)</i>					
Condi ones de las disconti nuidade s	Superficies muy rugosas, no continuidad, sin separación, superficie inalterada	Superficies ligeramente rugosas, separación < 1mm, superficie ligeramente alterada	Superficies ligeramente rugosas, separación < 1mm, superficie muy alterada	Superficies cizalladas, con relleno < 5 mm, separación de 1-5 mm, continuidad de las discontinuidades	Relleno blando > 5 mm, separación > 5 mm, continuidad de las discontinuidades
Valoraci ón	30	25	20	10	5
FUENTE: Bieniawski, 1989.					

La Tabla 6 presenta los criterios establecidos por Bieniawski (1989) para la evaluación de las condiciones de las discontinuidades en un macizo rocoso, específicamente dentro del sistema de clasificación RMR (Rock Mass Rating). Este sistema utiliza una escala de valores de 5 a 30 puntos, en función del estado físico de las discontinuidades, lo cual influye directamente en la estabilidad y comportamiento mecánico del macizo.

Tabla 7 — Guía para la clasificación de las condiciones de discontinuidades

Guía para la clasificación de las condiciones de discontinuidades					
Long de Discontinuidad	<1 m	1 a 3 m	3 a 10 m	10 a 20 m	más de 20 m
	6	4	2	1	0
apertura	nada	< 0.1 mm	0.1- 1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
	6	5	4	1	0
rugosidad	muy rugoso	rugoso	liger rugos	lisa	cizallada
	6	5	3	1	0
relleno	nada	relle duro<5 mm	relle duro>5 mm	relle suave<5 mm	relle suave>5 mm
	6	4	2	2	0
alteración	inalterada	liger alterada	moder alterada	muy alterada	descompuesta
	6	5	3	1	0

FUENTE: Bieniawski, 1989.

La Tabla 7 proporciona una guía sistemática para la clasificación cuantitativa de las condiciones de las discontinuidades en un macizo rocoso, considerando cinco características clave: longitud de discontinuidad (Long de Dis), apertura, rugosidad, tipo de relleno y nivel de alteración. Cada condición recibe una puntuación que contribuye a la caracterización del macizo en el marco del sistema de clasificación geomecánica, como el RMR (Rock Mass Rating).

Tabla 8 — Índice Jcond89 para la familia 1

Jcond89 de Bieniawski (1989) caracterización del macizo rocoso	
Long. De discontinuidad	4
Apertura	1
Rugosidad	3
Relleno	2
Alteración	3
	13

FUENTE: Bieniawski, 1989.

La tabla 8 muestra que la familia 1 de discontinuidades presenta un índice Jcond89 de 13, lo cual indica condiciones estructurales moderadamente desfavorables en el macizo rocoso, con presencia de relleno y alteración leve que afectan su estabilidad.

Tabla 9 — GSI para la familia 1

$GSI = 1.5 J_{Cond89} + RQD/2$	56.56
FUENTE: Barton, 1993.	

El GSI de 56.56 indica que la roca es de buena calidad, pero está cerca de ser regular. Esto significa que el macizo rocoso es medianamente estable, con algunas fracturas que podrían requerir soportes básicos en ciertas zonas.

Tabla 10 — Índice Jcond89 para la familia 2

Jcond89 de Bieniawski (1989) caracterización del macizo rocoso	
Long. De discontinuidad	4
Apertura	1
Rugosidad	3
Relleno	2
Alteración	3
	13
FUENTE: Bieniawski, 1989.	

La tabla 10 revela que la familia 2 de discontinuidades también presenta un índice Jcond89 de 13, lo que indica condiciones geomecánicas similares a la familia 1, con características estructurales moderadamente desfavorables debido a la presencia de relleno y cierto grado de alteración.

Tabla 11 — GSI para la familia 2

$GSI = 1.5 J_{Cond89} + RQD/2 =$	56.82
FUENTE: Barton, 1993.	

El GSI de 56.82 indica que la roca es de buena calidad, pero está cerca de ser regular. Esto significa que el macizo rocoso es medianamente estable, con algunas fracturas que podrían requerir soportes básicos en ciertas zonas.

Tabla 12 — Índice Jcond89 para la familia 3

Jcond89 de Bieniawski (1989) caracterización del macizo rocoso	
Long. De discontinuidad	4
Apertura	1
Rugosidad	3
Relleno	2
Alteración	3
	13
FUENTE: Bieniawski, 1989.	

La tabla 12 indica que la familia 3 de discontinuidades presenta un índice Jcond89 de 13, lo que refleja condiciones estructurales moderadamente desfavorables, con discontinuidades de longitud media, apertura leve, rugosidad intermedia y presencia de relleno y alteración que disminuyen la calidad del macizo rocoso.

Tabla 13 — GSI para la familia 3

$GSI = 1.5 JCond89 + RQD/2 =$	56.54
FUENTE: Barton, 1993.	

La tabla 13 que el GSI de 56.54 indica que la roca es de buena calidad, pero está cerca de ser regular. Esto significa que el macizo rocoso es medianamente estable, con algunas fracturas que podrían requerir soportes básicos en ciertas zonas.

Se determinó la resistencia a compresión uniaxial (RCU) en muestras representativas de roca de caja piso y caja techo, en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.

Tabla 14 — Ensayos triaxiales

	σ_1 Mpa	σ_3 Mpa	KN
Muestra 01	155.21	1.5	109.7
Muestra 02	248.7	4	175.8

Resistencia Ambas muestras muestran un comportamiento altamente resistente frente a esfuerzos triaxiales, lo cual respalda la idoneidad geomecánica del macizo rocoso para labores de excavación subterránea o en tajo abierto. La resistencia diferencial significativa entre σ_1 y σ_3 indica que el macizo presenta propiedades

estructurales favorables y puede ser explotado con métodos convencionales, considerando medidas de soporte ligeras a moderadas.

Tabla 15 — Resistencia a compresión

σ_{ci}	77.678	
σ_{ci} corregido	70.854	MPa

Los ensayos triaxiales muestran que la roca presenta alta resistencia, especialmente la muestra 02 (248.7 MPa bajo 4 MPa de confinamiento), con rigidez (kN) significativamente mayor que la muestra 01. La resistencia a compresión corregida ($\sigma_{ci}=70.85$ MPa) confirma que se trata de un material muy competente, aunque un 8.8% menos resistente que el valor original. Estos resultados validan la buena calidad del macizo rocoso observada en los análisis previos (RQD, GSI).





A continuación, se presenta el Mapeo Geomecánico.

Tabla 16 — Mapeo geomecánico

CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO				Nivel: 01			Labor: SANTA ROSA 01				
				Fecha: 21-05-2024							
				Litología:							
				Hecho por: Guillermo J. Zuñiga Palomino							
Registro N°		1		Observaciones							
° Z	D: Diciencias F: Falla	DIP (BUZAMIENTO)	DIP DIR (DIRECCION DE BUZ)	CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES						Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades
				Espaciamento entre Discontinuidad	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración		
				20 15 10	6 4 2	6 5 3	6 5 3 1	6 4 2 1	6 5 3 1	15 10 7 4	0 -2 -5 -10 -12
				1.- >2 m 2.- 0.6-2 m	1.- < 1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m	1.- Cerrada	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso	1.- Ninguna 2.- Relleno	1.- No meteorizada 2.-	1.- Completamente seco	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.-
1	F	72	328	3.00	1.00	3	2	3	1	2	2
2	F	50	286	3.00	1.00	3	2	4	1	2	2
3	F	85	290	2.00	2.00	2	3	1	1	3	3
4	F	36	225	2.00	1.00	2	3	1	1	4	2
5	F	64	75	3.00	1.00	2	3	1	1	2	2
6	F	57	175	2.00	2.00	3	2	4	1	2	3
7	F	34	72	2.00	1.00	2	3	1	1	2	3
8	F	44	222	3.00	1.00	2	3	1	1	2	3
9	F	85	55	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
10	F	56	227	3.00	2.00	2	3	1	1	2	3

1 1	diacl	55	350	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
1 2	diacl	55	358	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
1 3	diacl	53	5	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
1 4	diacl	55	6	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
1 5	diacl	50	7	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
1 6	diacl	52	10	2.00	1.00	2	3	1	1	2	3
1 7	diacl	51	20	2.00	2.00	2	3	1	1	3	3
1 8	diacl	51	42	4.00	1.00	2	3	1	1	2	3
1 9	diacl	52	49	4.00	1.00	2	3	1	1	2	3
2 0	diacl	56	50	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
2 1	diacl	55	51	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
2 2	diacl	60	52	2.00	2.00	2	3	1	1	2	3
2 3	diacl	50	56	4.00	2.00	2	3	1	1	3	3
2 4	diacl	83	70	3.00	1.00	3	2	3	1	2	2
2 5	diacl	80	73	3.00	1.00	3	2	3	1	2	2
2 6	diacl	84	74	3.00	1.00	3	2	3	1	2	2
2 7	diacl	82	75	2.00	1.00	2	3	1	1	4	3
2 8	diacl	88	80	3.00	1.00	2	3	1	1	2	2
2 9	diacl	85	82	2.00	1.00	2	3	1	1	4	3
3 0	diacl	88	85	2.00	1.00	2	3	1	1	4	3

La tabla 16 revela una notable variabilidad en las características mecánicas del macizo rocoso estudiado. Los valores de resistencia registrados muestran un amplio rango, desde 5 MPa hasta 358 MPa, lo que indica diferencias significativas en la calidad de la roca a lo largo del área evaluada. Se observa que la mayoría de los valores se concentran en el rango inferior (entre 5 y 85 MPa), lo que probablemente corresponde a zonas con mayor grado de fracturación o alteración. Estos sectores requerirán especial consideración en el diseño de los sistemas de soporte. Por otro lado, los valores más altos (por encima de 350 MPa) representan áreas de roca intacta y de excelente calidad, que ofrecen condiciones favorables para las operaciones mineras.

COMPAÑÍA MINERA EL AGUILA SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I (Modificado)					
A SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES B PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional). C PERNO SISTEMÁTICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional). D PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más malla de refuerzo obligatoria. (SHOTCRETE 5.0 cm sin fibra). E PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 5.0 cm con fibra. F PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 10.0 cm con fibra. (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).		CONDICIONES SUPERFICIALES			
ESTRUCTURA		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)	MALA (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTERADA)	MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA)
		SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 a 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).	DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).	DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA).	SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MÁS DE 5 mm).
 LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M	(B)	
 MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).	(A) F/B	(A) F/R	(C) F/M	(D) F/MM	
 MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).	(A) MF/B	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM	
 INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM	

FUENTE: Compañía Minera el Águila

Figura 2 — Tabla GSI de la compañía Minera el Águila

SISTEMA RMR																																									
PARÁMETROS		VALOR		RANGO						VALOR																															
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)		70.80		>250 (15)	100-250	x	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1)	7																															
RQD (%)				90-100 (20)	75-90	x	50-75 (13)	25-50 (8)	<25	13																															
Espaciamiento de discontinuidades (cm)				>2m (20)	0.6-2 m (15)		0.2-0.6m	x	0.06-0.2m (8)	<0.06m	8																														
CONDICION DE DISCONTINUIDADES																																									
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (4)	x	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m	4																														
fam 1	85	78	13	Abertura	Cerrada (1)	x	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm	5																														
fam 2	56	49	14	Rugosidad	Muy rugosa (6)		Rugosa	x	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla	3																													
fam 3	53	1	15	Relleno	Limpia (4)	x	Duro <5mm (4)	Duro-5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm	6																														
				Alteración	x	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta	6																														
Agua subterránea					Seco (1)	x	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo	10																														
Orientación					<table border="1"> <tr> <th colspan="2">Rumbo perpendicular al eje de la excavación</th> <th colspan="2">Rumbo paralelo al eje de la excavación</th> <th colspan="2">Buzamiento 0°-20° independiente a del rumbo</th> </tr> <tr> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> </tr> <tr> <td>45°-90°</td> <td>20°-45°</td> <td>45°-90°</td> <td>20°-45°</td> <td>45°-90°</td> <td>20°-45°</td> </tr> <tr> <td>Muy Favorable</td> <td>Favorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> <td>Muy Desfavorable</td> <td>Regular</td> </tr> <tr> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-5</td> <td>-10</td> <td>-12</td> <td>-10</td> </tr> </table>						Rumbo perpendicular al eje de la excavación		Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independiente a del rumbo		Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	0	-2	-5	-10	-12	-10	-5
Rumbo perpendicular al eje de la excavación		Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independiente a del rumbo																																					
Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz																																				
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°																																				
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular																																				
0	-2	-5	-10	-12	-10																																				
											62																														
											57																														
Condiciones secas					RMR' ₈₉ (Condiciones Secas)=						52																														
JRC (BARTON BANDIS)				RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		III R																														
				DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	MUY MALA																																
SISTEMA DE CLASIFICACION Q																																									
PARAMEROS				RANGO						VALOR																															
RQD %				74						%	74																														
Número de discontinuidades				Jn						3d	9																														
Número de rugosidad				Jr						rugosas irregulares	3																														
Número de alteración				Ja						ligero	1																														
Número de agua subterránea				Jw						seca a humeda	1																														
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)				SRF						fallas con roca medianamente competente profundidad mayor a 50 m.	2.5																														
										$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$	Q = 9.87																														
										$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$	Q' = 24.67																														
										$RMR = 9 \ln Q + 44$																															
										$RMR' = 9 \ln Q' + 44$																															
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		REGULAR																														
DESCRIPCION	EXCEPCION ALMEMENTE BUENA	EXTREMENADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMENADAMENTE POBRE	EXCEPCION ALMEMENTE POBRE																																
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA				GSI = RMR' ₈₉ - 5						56																															
TABLA GEOMECÁNICA (GSI) _v				VALORES						SIMBOLO																															
				GSI						GSI																															
				47						57 - III R	9.87	F/R																													
OBSERVACIONES																																									
NINGUNA																																									
elaboracion propia																																									

Figura 3 — Mapeo geomecánico RMR, Q Y GSI

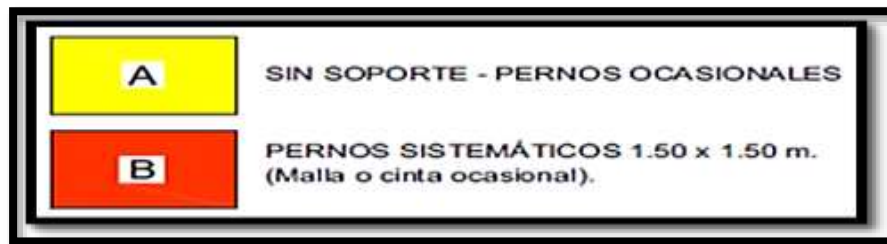
A partir del mapeo geomecánico realizado, se obtuvieron los siguientes datos relevantes para la evaluación de las condiciones del macizo rocoso:

Obteniendo del mapeo geomecánica los siguientes datos:

Tabla 17 — Datos del mapeo geomecánico

Valores			Símbolo
GSI	RMR	Q	GSI
56	57-IIIR	9.87	F/R

En esta caracterización, el símbolo GSI F/R indica el tipo de sostenimiento recomendado. Según los valores obtenidos y la referencia de la tabla GSI proporcionada por la Compañía Minera El Águila, el tipo de sostenimiento más adecuado corresponde a pernos sistemáticos espaciamiento 1.50 x 1.50 m.



FUENTE: Compañera Minera El Águila

Figura 4 — Clasificación del tipo de sostenimiento: A y B

Clasificación del macizo rocoso según el método Q de Barton

Complementando esta evaluación, se aplicó el sistema de clasificación Q de Barton, obteniéndose un valor de $Q' = 9.87$. De acuerdo con la siguiente tabla de rangos, este valor clasifica al macizo rocoso dentro de la categoría "Regular".

Tabla 18 — Clasificación de Barton

Descripción del macizo rocoso	Q'
Excepcionalmente Malo	0,001 – 0,01
Extremadamente Malo	0,01 – 0,1
Muy Malo	0,1 – 1
Malo	1 – 4
Regular	4 – 10
Bueno	10 – 40
Muy Bueno	40 – 100
Extremadamente Bueno	100 – 400
Excepcionalmente Bueno	400 – 1.000

FUENTE: Barton, 1993.

El valor obtenido indica que el macizo rocoso presenta riesgo moderado de inestabilidad, por lo que se considera necesario un sistema de sostenimiento que refuerce su estabilidad. En este caso, la instalación de pernos sistemáticos 1.50 x

1.50 m resulta adecuada y está alineada tanto con los parámetros del índice GSI como con la clasificación Q de Barton.

Analizar los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado de la mina en la Unidad Minera Saywa Veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023

5.1.2. Geometría estructural

Clasificación de la geometría y distribución de leyes del cuerpo mineralizado – Sistema de Nicholas

Tabla 19 — Sistema de Nicholas

Sistema de Nicholas	
Forma general /Anchura	
Equi-dimensional (M)	Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud
Platy–tabular (P/T)	Dos dimensiones son muchas veces el grosor, que no suele superar los 100 m.
Irregular (I)	Las dimensiones varían en distancias cortas.
Espesor de mineral	
Estrecho(N)	< 10 m
Intermedio (I)	10–30 m
Grueso (T)	30–100 m
Muy grueso (VT)	>100 m
Inclinación	
Plano (F)	< 20°
Intermedio (I)	20°–55°
Empinada (S)	> 55°
Grado de distribución	
Uniforme (U)	La ley en cualquier punto del yacimiento no varía significativamente de la ley media de ese yacimiento.
Graduación (G)	Los valores de los grados tienen características zonales, y los grados cambian gradualmente de uno a otro.
Grado errático (EG)	Los valores cambian radicalmente en distancias cortas y no muestran ningún patrón discernible en sus cambios.
FUENTE: Nicholas, 1981.	

Esta clasificación proporciona un marco sistemático para describir la geometría y la variabilidad del contenido mineral de los yacimientos, lo cual resulta esencial para su evaluación y aprovechamiento minero.

A continuación, se detallan las características geométricas del yacimiento utilizando las categorías del Sistema de Nicholas, que permiten clasificar la forma, potencia,

inclinación y distribución de leyes, con el objetivo de ofrecer un enfoque exhaustivo para su evaluación geológica y futura explotación minera.

El yacimiento de la veta Santa Rosa se caracteriza por su estructura tipo veta, con presencia de cobre cuya distribución varía a lo largo de grandes distancias. Esta veta se encuentra emplazada en un cuerpo intrusivo granodiorítico. Según la clasificación de la *Geometría y Distribución de Leyes del Cuerpo Mineralizado - Sistema de Nicholas*, el tipo de yacimiento corresponde a una forma Tabular (Tabla 20).

Tabla 20 — Forma de yacimiento

Forma del yacimiento	Descripción
Equi-dimensional (M)	Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud.
Tabular (T)	Dos dimensiones predominan sobre el grosor, que no supera los 100 m.
Irregular (I)	Las dimensiones varían en distancias cortas.
FUENTE: Nicholas, 1981.	

De acuerdo con los resultados obtenidos en campo y la clasificación del *Sistema de Nicholas*, se determinó que la potencia de la veta Santa Rosa es estrecha (N), con un grosor de 1.40 metros (Tabla 20).

Tabla 21 — Potencia de Veta

Potencia	Rango
Estrecho (N)	< 10 m
Intermedio (I)	10–30 m
Grueso (T)	30–100 m
Muy grueso (VT)	> 100 m
FUENTE: Nicholas, 1981.	

Tras medir la inclinación de la veta en campo, se observó un ángulo promedio de 55°, lo que clasifica la inclinación como Intermedia (I) (Tabla 22).

Tabla 22 — Inclinación

Inclinación	Rango
Plano (F)	< 20°
Intermedio (I)	20°–55°
Empinada (S)	> 55°

FUENTE: Nicholas, 1981.

Los resultados obtenidos de las muestras tomadas de la veta Santa Rosa indican que las leyes de cobre no son constantes, sino que varían significativamente de un punto a otro. Por lo tanto, se ha determinado que la distribución de las leyes del yacimiento es Graduada (G).

La siguiente tabla clasifica los tipos de distribución de las leyes según el *Sistema de Nicholas*, proporcionando una visión detallada sobre cómo varían las concentraciones del mineral a lo largo del yacimiento (Tabla 22).

Tabla 23 — Distribución de leyes

Distribución de leyes	Descripción
Uniforme (U)	La ley no varía significativamente respecto a la ley media del yacimiento.
Graduada (G)	Los valores cambian gradualmente, presentando características zonales.
Errática (EG)	Los valores cambian bruscamente en distancias cortas sin un patrón discernible.

FUENTE: Nicholas, 1981.

Tabla 24 — Resumen geometría y distribución de leyes del cuerpo mineralizado

Geometría del yacimiento	Distribución de leyes
Forma: Tabular	Distribución de Leyes: Graduada
Potencia: Estrecho	
Inclinación: Intermedia	

FUENTE: Nicholas, 1981.

La Tabla 24 resume las características geométricas y la distribución de leyes del cuerpo mineralizado del yacimiento. En cuanto a la geometría, el yacimiento presenta una forma tabular, lo que indica que dos de sus dimensiones predominan sobre el grosor. Su potencia es clasificada como estrecha, con un grosor de menos de 10 metros, mientras que la inclinación es intermedia, con un ángulo entre 20° y

55°. En relación con la distribución de leyes, se observa una variabilidad graduada, lo que significa que los valores de ley cambian de manera gradual a lo largo del yacimiento, presentando características zonales en la distribución del cobre. Estas características ofrecen información clave para la evaluación geológica y la planificación minera del yacimiento.

En cuanto a las características geomecánicas

La evaluación geomecánica del yacimiento es fundamental para entender su comportamiento y estabilidad durante la explotación minera. A continuación, se describen las características geotécnicas del cuerpo mineralizado, utilizando el Sistema de Nicholas, que clasifica diversos aspectos clave como la resistencia del macizo rocoso, la frecuencia de fracturas y la resistencia al cizallamiento de las fracturas. Estos parámetros son esenciales para prever posibles dificultades durante la extracción y determinar la viabilidad de los métodos de minería más adecuados (Tabla 25).

Tabla 25 — Clasificación características geotécnicas sistema de Nicholas

Sistema de Nicholas		
Resistencia del macizo rocoso (resistencia uniaxial/presión sobrecarga)		
Débil (W)	< 8	
Moderado (M)	8 - 15	
Fuerte (S)	> 15	
Frecuencia de fractura	N° de fracturas/m	% RQD
Muy cerrado (VC)	> 16	0 - 20
Cerrado (C)	10 - 16	20 - 40
Amplio (W)	3 - 10	40 - 70
Muy amplio (VW)	< 3	70 - 100
Resistencia al cizallamiento de la fractura		
Débil (W)	Junta limpia con la superficie lisa o rellena con material de resistencia inferior a la de la sustancia de la roca	
Moderado (M)	Junta limpia con superficie rugosa	
Fuerte (S)	Junta rellena con un material que es igual o más fuerte que la resistencia de la sustancia de la roca.	
FUENTE: Nicholas, 1981.		

Resistencia del macizo rocoso

El análisis de la resistencia del macizo rocosa en las estructuras de caja techo, caja piso y veta muestra un promedio de 3.61 MPa; en la resistencia de carga puntual.

Este valor proporciona una medida significativa de la resistencia mecánica de la roca ante cargas aplicadas en las diferentes áreas del proyecto (tabla 25).

Tabla 26 — Análisis de resistencia

Diametral			
$Is = P \cdot 1000 / DE^2$	$p =$	4.09	KN
	$DE =$	30	mm
	$Is =$	4.54	MPa
factores de corrección			
SI LAS MUESTRAS TIENEN UN "D" DIFERENTE A 50 mm			
$F = (DE/50) \exp(0.45)$			
$Is(50) = F \cdot Is$			
$Is(50) =$	3.61117771	Diametral	

Se usó la siguiente relación para utilizar el Sistema de Nicholas por Broch, E., y Franklin, J. A. (1972).

$$\sigma_c = 24Is(50)$$

Donde:

- σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial.
- $Is(50)$: Índice a la resistencia de la carga puntual corregido para un diámetro equivalente a 50 mm.

Tabla 27 — Resistencia a la compresión simple caja techo en MPa

Sistema de Nicholas	
Resistencia del macizo rocoso (resistencia uniaxial/presión sobrecarga)	
Débil (W)	< 8
Moderado (M)	8 - 15
Fuerte (S)	> 15
FUENTE: Nicholas, 1981.	

La tabla 27 presenta la clasificación de la resistencia de la sustancia rocosa que compone la caja techo, según el Sistema de Nicholas. La resistencia se mide en megapascales (MPa) y se clasifica en tres categorías: débil (W) para valores menores a 8 MPa, moderado (M) para valores entre 8 y 15 MPa, y fuerte (S) para valores superiores a 15 MPa. Esta clasificación es esencial para evaluar la capacidad estructural del techo en función de su resistencia a la compresión.

Tabla 28 — Resistencia a la compresión simple caja piso en MPa

Sistema de Nicholas	
Resistencia del Macizo rocoso (resistencia uniaxial/presión sobrecarga)	
Débil (W)	< 8
Moderado (M)	8 - 15
FUENTE: Nicholas, 1981.	

La tabla 27 se presenta la clasificación de la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso que forma la caja piso, también según el Sistema de Nicholas. La resistencia se categoriza en tres niveles: débil (W) para valores menores a 8 MPa, moderado (M) para valores que oscilan entre 8 y 15 MPa, y fuerte (S) para valores superiores a 15 MPa. Esta clasificación ayuda a determinar la fortaleza de la roca que constituye el piso, vital para la seguridad y estabilidad de la estructura.

Tabla 29 — Resistencia a la compresión simple veta en MPa

Sistema de Nicholas	
Resistencia de la sustancia rocosa (resistencia uniaxial/presión sobrecarga)	
Débil (W)	< 8
Moderado (M)	8 - 15
Fuerte (S)	> 15
FUENTE: Nicholas, 1981.	

La tabla 29 describe la resistencia a la compresión de la Veta Del macizo rocoso, bajo el Sistema de Nicholas. Se clasifica en tres rangos: débil (W) para resistencias inferiores a 8 MPa, moderado (M) para resistencias entre 8 y 15 MPa, y fuerte (S) para resistencias superiores a 15 MPa. Esta categorización permite evaluar la robustez de las vetas rocosas y su capacidad para soportar presiones, lo cual es crucial para el diseño y la evaluación geotécnica de las estructuras subterráneas.

Frecuencia de fracturas

Para evaluar la frecuencia de fracturas en las distintas estructuras geológicas, se definió un área de 1 m² en cada una de ellas. Posteriormente, se contabilizó el número de fracturas presentes en cada área delimitada, lo cual permitió obtener una medida objetiva de la densidad de fracturas en cada sección.

Tabla 30 — Estructura y número de fracturas

Estructura	N° de fracturas / m
Caja techo	< 3
Caja piso	< 3
Veta	< 3
FUENTE: Nicholas, 1981.	

De acuerdo con la clasificación de características geotécnicas del Sistema de Nicholas, se analizó el espaciamiento de las fracturas en las zonas de caja techo, caja piso y veta. Este análisis es esencial para comprender la distribución y la formación de las fracturas, ya que el espaciamiento entre ellas tiene implicaciones directas sobre la estabilidad y la permeabilidad de las formaciones geológicas.

Tabla 31 — Espaciamiento entre fracturas caja techo

Frecuencia de fractura	N° de fracturas/m	% RQD
Muy cerrado (VC)	> 16	0 - 20
Cerrado (C)	10 - 16	20 - 40
Amplio (W)	3 - 10	40 - 70
Muy amplio (VW)	< 3	70 -100
FUENTE: Nicholas, 1981.		

En la tabla 31 correspondiente a la caja techo, el espaciamiento de las fracturas se clasifica en función del número de fracturas por metro y el porcentaje de RQD, que en este caso es de 74.65%. Este valor indica que el espaciamiento entre las fracturas es muy amplio (VW), lo que sugiere que las fracturas están distribuidas de manera más dispersa.

Tabla 32 — Espaciamiento entre fracturas caja piso

Frecuencia de fractura	N° de fracturas/m	% RQD
Muy cerrado (VC)	> 16	0 - 20
Cerrado (C)	10 - 16	20 - 40
Amplio (W)	3 - 10	40 - 70
Muy amplio (VW)	< 3	70 -100
FUENTE: Nicholas, 1981.		

En la tabla 32 correspondiente a la caja piso, el espaciamiento entre fracturas sigue el mismo esquema de clasificación. El RQD obtenido para esta zona es 74.12%, lo que también señala un espaciamiento muy amplio (VW). Este dato refuerza la idea de que las fracturas en la Caja piso están bien dispersas, lo que podría tener implicaciones importantes para el análisis de la permeabilidad y la estabilidad geotécnica de la estructura.

Tabla 33 — Espaciamiento entre fracturas veta

Frecuencia de fractura	N° de fracturas/m	% RQD
Muy cerrado (VC)	> 16	0 - 20
Cerrado (C)	10 - 16	20 - 40
Amplio (W)	3 - 10	40 - 70
Muy amplio (VW)	< 3	70 -100
FUENTE: Nicholas, 1981.		

En la tabla 33 zona de la Veta, el espaciamiento entre las fracturas también sigue un patrón similar al observado en la caja techo y caja piso. El valor de RQD es 74.08%, lo que sitúa el espaciamiento en la categoría de muy amplio (VW). Esto indica una uniformidad en la distribución de las fracturas a lo largo de las distintas estructuras analizadas, lo cual sugiere que las características geotécnicas de estas zonas son relativamente homogéneas en términos de fracturación.

Resistencia al cizallamiento de la fractura / Resistencia de las Fracturas

Tabla 34 — La resistencia al cizallamiento de las fracturas en las distintas estructuras geológicas se evaluó considerando la condición y características de las juntas de fractura. Resistencia de las fracturas de la caja techo

Resistencia al cizallamiento de la fractura	
Débil (W)	Junta limpia con la superficie lisa o rellenada con material de resistencia inferior a la de la sustancia de la roca
Moderado (M)	Junta limpia con superficie rugosa
Fuerte (S)	Junta rellenada con un material que es igual o más fuerte que la resistencia de la sustancia de la roca.
FUENTE: Nicholas, 1981.	

Tabla 35 — Resistencia de las fracturas de la caja piso

Resistencia al cizallamiento de la fractura	
Débil (W)	Junta limpia con la superficie lisa o rellenada con material de resistencia inferior a la de la sustancia de la roca
Moderado (M)	Junta limpia con superficie rugosa
Fuerte (S)	Junta rellenada con un material que es igual o más fuerte que la resistencia de la sustancia de la roca.
FUENTE: Nicholas, 1981.	

Tabla 36 — Resistencia al cizallamiento de la fractura

Resistencia al cizallamiento de la fractura	
Débil (W)	Junta limpia con la superficie lisa o rellenada con material de resistencia inferior a la de la sustancia de la roca
Moderado (M)	Junta limpia con superficie rugosa
Fuerte (S)	Junta rellenada con un material que es igual o más fuerte que la resistencia de la sustancia de la roca.
FUENTE: Nicholas, 1981.	

5.1.3. Determinar el método de explotación apropiado en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023

Resumen clasificación de la geometría y distribución de las leyes del cuerpo mineralizado sistema Nicholas

Tabla 37 — Resumen clasificación de las características geotécnicas sistema Nicholas.

Sistema de Nicholas	
Forma General /Anchura	
Equi-dimensional (M)	Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud
Platy-tabular (P/T)	Dos dimensiones son muchas veces el grosor, que no suele superar los 100 m.
Irregular (I)	Las dimensiones varían en distancias cortas.
Espesor de mineral	

Estrecho(N)	< 10 m
Intermedio (I)	10–30 m
Grueso (T)	30–100 m
Muy grueso (VT)	>100 m
Inclinación	
Plano (F)	< 20°
Intermedio (I)	20°–55°
Empinada (S)	> 55°
Grado de distribución	
Uniforme (U)	La ley en cualquier punto del yacimiento no varía significativamente de la ley media de ese yacimiento.
Graduación (G)	Los valores de los grados tienen características zonales, y los grados cambian gradualmente de uno a otro.
Grado errático (EG)	Los valores cambian radicalmente en distancias cortas y no muestran ningún patrón discernible en sus cambios.
FUENTE: Nicholas, 1981.	

Tabla 38 — Sistema Nicholas caja techo.

Sistema de Nicholas		
Resistencia de la sustancia rocosa (resistencia uniaxial/presión de sobrecarga)		
Débil (W)	<8	
Moderado (M)	8 - 15	
Fuerte (S)	>15	
Frecuencia de fractura	Nº. de fracturas/m	% RQD
Muy cerrado (VC)	>16	0 – 20
Cerrado (C)	10 – 16	20 – 40
Amplio (W)	3 – 10	40 – 70
Muy Amplio (VW)	< 3	70 – 100
Resistencia al cizallamiento de la fractura		
Débil (W)	Junta limpia con la superficie lisa o rellena con material de resistencia inferior a la de la sustancia de la roca	
Moderado (M)	Junta limpia con superficie rugosa	
Fuerte (S)	Junta rellena con un material que es igual o más fuerte que la resistencia de la sustancia de la roca	
FUENTE: Nicholas, 1981.		

Tabla 39 — Sistema Nicholas caja piso

Sistema de Nicholas		
Resistencia de la sustancia rocosa (resistencia uniaxial/presión de sobrecarga)		
Débil (W)	<8	
Moderado (M)	8 - 15	
Fuerte (S)	>15	
Frecuencia de fractura	Nº. de fracturas/m	% RQD
Muy cerrado (VC)	>16	0 – 20
Cerrado (C)	10 – 16	20 – 40
Amplio (W)	3 – 10	40 – 70
Muy Amplio (VW)	< 3	70 – 100
Resistencia al cizallamiento de la fractura		
Débil (W)	Junta limpia con la superficie lisa o rellena con material de resistencia inferior a la de la sustancia de la roca	
Moderado (M)	Junta limpia con superficie rugosa	
Fuerte (S)	Junta rellena con un material que es igual o más fuerte que la resistencia de la sustancia de la roca	
FUENTE: Nicholas, 1981.		

Tabla 40 — Sistema Nicholas veta

Sistema de Nicholas		
Resistencia del macizo rocoso (resistencia uniaxial/presión de sobrecarga)		
Débil (W)	<8	
Moderado (M)	8 - 15	
Fuerte (S)	>15	
Frecuencia de fractura	Nº. de fracturas/m	% RQD
Muy cerrado (VC)	>16	0 – 20
Cerrado (C)	10 – 16	20 – 40
Amplio (W)	3 – 10	40 – 70
Muy Amplio (VW)	< 3	70 – 100
Resistencia al cizallamiento de la fractura		
Débil (W)	Junta limpia con la superficie lisa o rellenada con material de resistencia inferior a la de la sustancia de la roca	
Moderado (M)	Junta limpia con superficie rugosa	
Fuerte (S)	Junta rellenada con un material que es igual o más fuerte que la resistencia de la sustancia de la roca	
FUENTE: Nicholas, 1981.		

Una vez definidas las características del yacimiento, se formula un ranking numérico sumando los valores presentados en las siguientes tablas para así determinar el método de explotación más preferente según el ranking obtenido.

a. Tipo de yacimiento

Tabla 41 — Tipo de yacimiento

Yacimiento	Forma general del yacimiento			Potencia del yacimiento				Buzamiento			Distribución de las leyes			F+P+O+D
	masiva	tabular	irregular	baja	intermedia	alta	muy alta	horizontal	intermedia	vertical	uniforme	diseminado	errático	
Open pit - cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3	10
Block caving - hundimiento de bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0	-43
Sublevel stoping - cámaras por subniveles	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1	7
Sublevel caving - hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	3	1	1	4	4	2	0	-42
Longwall mining - tajo largo	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	10
Room and pillar - cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3	12
Shrinkage stoping - cámaras almacen	2	2	1	1	1	2	4	2	1	4	3	2	1	6
Cut and fill stoping - corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3	14
Top slicing - fajas ascendentes	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0	-43
Square set - entibación con marcos	0	2	4	4	4	4	1	2	3	3	3	3	3	12

FUENTE: Nicholas, 1981.

La Tabla 41 establece una guía técnica para la selección del método de explotación minera más adecuado en función de las características del yacimiento. Se consideran criterios como la forma del depósito, la potencia, el buzamiento y la distribución de las leyes del mineral. Cada método recibe una puntuación según su compatibilidad con estas condiciones, permitiendo identificar su viabilidad técnica. El método Block Caving resulta menos favorable para yacimientos masivos, de gran potencia, con buzamiento vertical y leyes diseminadas, alcanzando una de las puntuaciones más bajas.

b. Condiciones geotécnicas del mineral

Tabla 42 — Condiciones del mineral

Condiciones minerales	Resistencia de la roca			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia a la fractura			C+ E+ R
	Método de explotación	baja	mediana	alta	muy cercanas	poco espac .	espaciadas	muy espaciadas	baja	mediana	
Open pit - cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	10
Block caving - hundimiento de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0	7
Sublevel stoping - cámaras por subniveles	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4	-43
Sublevel caving - hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2	6
Longwall mining - tajo largo	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0	7
room and pillar - cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	6
Shrinkage stoping - cámaras almacen	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4	7
Cut and fill stoping - corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2	8
Top slicing - fajas ascendentes	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4	8
Square set - entibación con marcos	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2	8

FUENTE: Nicholas, 1981.

La Tabla 42 presenta una evaluación comparativa de diversos métodos de explotación según tres condiciones fundamentales del mineral: la resistencia de la roca intacta, el espaciamiento entre fracturas y la resistencia a la fractura. Cada criterio es calificado de manera cuantitativa, asignando mayores valores a condiciones más favorables para un método determinado. El método Open Pit (cielo abierto) muestra buena adaptabilidad en condiciones de roca con resistencia media a alta, fracturamiento moderado y resistencia a la fractura media o alta, alcanzando una puntuación total de 10, lo que lo hace técnicamente viable en diversas situaciones geomecánicas. En contraste, Sublevel Stopping presenta una fuerte incompatibilidad (-49) cuando la roca es de baja resistencia y tiene fracturamiento muy cercano, mientras que métodos como Cut and Fill Stopping o Square Set muestran mejor desempeño en condiciones de roca.

c. Condiciones geotécnicas de la caja techo

Tabla 43 — Método de explotación caja techo

Caja techo	Resistencia de la roca			Espaciamiento fracturas				Resistencia a la fractura			C+E+R
	Método de explotación	baja	mediana	alta	muy cercana	poco espacios	espaciadas	muy espaciadas	baja	mediana	
Open pit - cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	10
Block caving - hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0	6
Sublevel stoping - cámaras por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4	-43
Sublevel caving - hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0	6
Longwall mining - tajo largo	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0	6
Room and pillar - cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	6
Shrinkage stoping - cámaras almacen	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0	6
Cut and fill stoping - corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	8
Top slicing - fajas ascendentes	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0	6
Square set - entibación con marcos	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	8

FUENTE: Nicholas, 1981.

La Tabla 43 evalúa la compatibilidad de diferentes métodos de explotación minera con respecto a las condiciones geomecánicas de la caja techo, considerando tres variables claves: resistencia de la roca, espaciamiento de fracturas y resistencia a la fractura. En ella, se observa que el método Open Pit (cielo abierto) alcanza la mayor puntuación total (10), lo que indica una alta adaptabilidad a distintas condiciones del techo, especialmente cuando la roca presenta resistencia media a alta, fracturas espaciadas y buena cohesión estructural. Este resultado lo posiciona como uno de los métodos más versátiles en contextos de estabilidad moderada a alta. Por otro lado, métodos como Block Caving y Longwall Mining también presentan compatibilidades aceptables (puntuaciones de 6), pero exigen condiciones más específicas, como fracturamiento más espaciado o roca medianamente competente, para garantizar un sostenimiento adecuado del

techo. En contraste, el método Sublevel Stopping muestra una puntuación de -43, lo que indica incompatibilidad severa bajo condiciones de techo débil o altamente fracturado. Por su parte, sistemas como Cut and Fill o Square Set ofrecen flexibilidad moderada (8 puntos), siendo adecuados en entornos con techo inestable, debido a su capacidad para incorporar sostenimientos sistemáticos y adaptarse a geometrías irregulares.

d. Condiciones geotécnicas de la caja piso

Tabla 44 — Método de explotación caja piso

Caja piso Método de explotación	Resistencia de la roca			Espaciamiento fracturas				Resistencia a la fractura			C+E+R
	baja	mediana	alta	muy cercanas	poco spac.	espaciadas	muy espaciadas	baja	mediana	alta	
Open pit - cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	10
Block caving - hundimiento de bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3	8
Sublevel stoping - cámaras por subniveles	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4	5
sublevel caving - hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4	6
longwall mining - tajo largo	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3	8
Room and pillar - cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3	6
Shrinkage stoping - cámaras almacen	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3	6
Cut and fill stoping - corte y relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2	10
Top slicing - fajas ascendentes	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3	7
Square set - entibación con marcos	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2	10

FUENTE: Nicholas, 1981.

La Tabla 44 analiza la compatibilidad de distintos métodos de explotación con las condiciones geomecánicas de la caja piso, considerando tres factores clave: la resistencia de la roca, el espaciamiento entre fracturas y la resistencia a la fractura. Los métodos con mayor adaptabilidad en condiciones diversas del piso son Open Pit (cielo abierto) y Square Set (entibación con marcos), ambos con una puntuación total de 10 puntos. Esto evidencia su capacidad para operar de forma eficiente incluso cuando la base del yacimiento presenta resistencia media, fracturamiento espaciado y buena cohesión estructural. Por otro lado, métodos como Block Caving y Cut and Fill Stopping también presentan niveles aceptables de compatibilidad (8 puntos), adaptándose bien a condiciones de piso medianamente competente y con fracturamiento moderado.

Se tiene como resumen:

Tabla 45 — Resumen del método de explotación

Método de explotación	A	K1=1	A*K1	B	K2=0,75	B*K2	C	K3=0,60	C*K3	D	K4=0,38	D*K4	A*K1+B*K2+C*K3+D*K4	Ranking
Open pit - cielo abierto	10		10	10		7.5	10		6	10		3.8	27.3	2
Block caving - hundimiento de bloques	-43		-43	7		5.25	6		3.6	8		3.04	-31.11	8
Sublevel stoping - cámaras por subniveles	7		7	-43		-32.25	-43		-25.8	5		1.9	-49.15	10
Sublevel caving - hundimiento por subniveles	-42		-42	6		4.5	6		3.6	6		2.28	-31.62	9
Longwall mining - tajo largo	10		10	7		5.25	6		3.6	8		3.04	21.89	5
Room and pillar - cámaras y pilares	12		12	6		4.5	6		3.6	6		2.28	22.38	4
Shrinkage stoping - cámaras almacen	6		6	7		5.25	6		3.6	6		2.28	17.13	6
Cut and fill stoping - corte y relleno	14		14	8		6	8		4.8	10		3.8	28.6	1
Top slicing - fajas ascendentes	-43		-43	8		6	6		3.6	7		2.66	-30.74	7
Square set - entibación con marcos	12		12	8		6	8		4.8	10		3.8	26.6	3

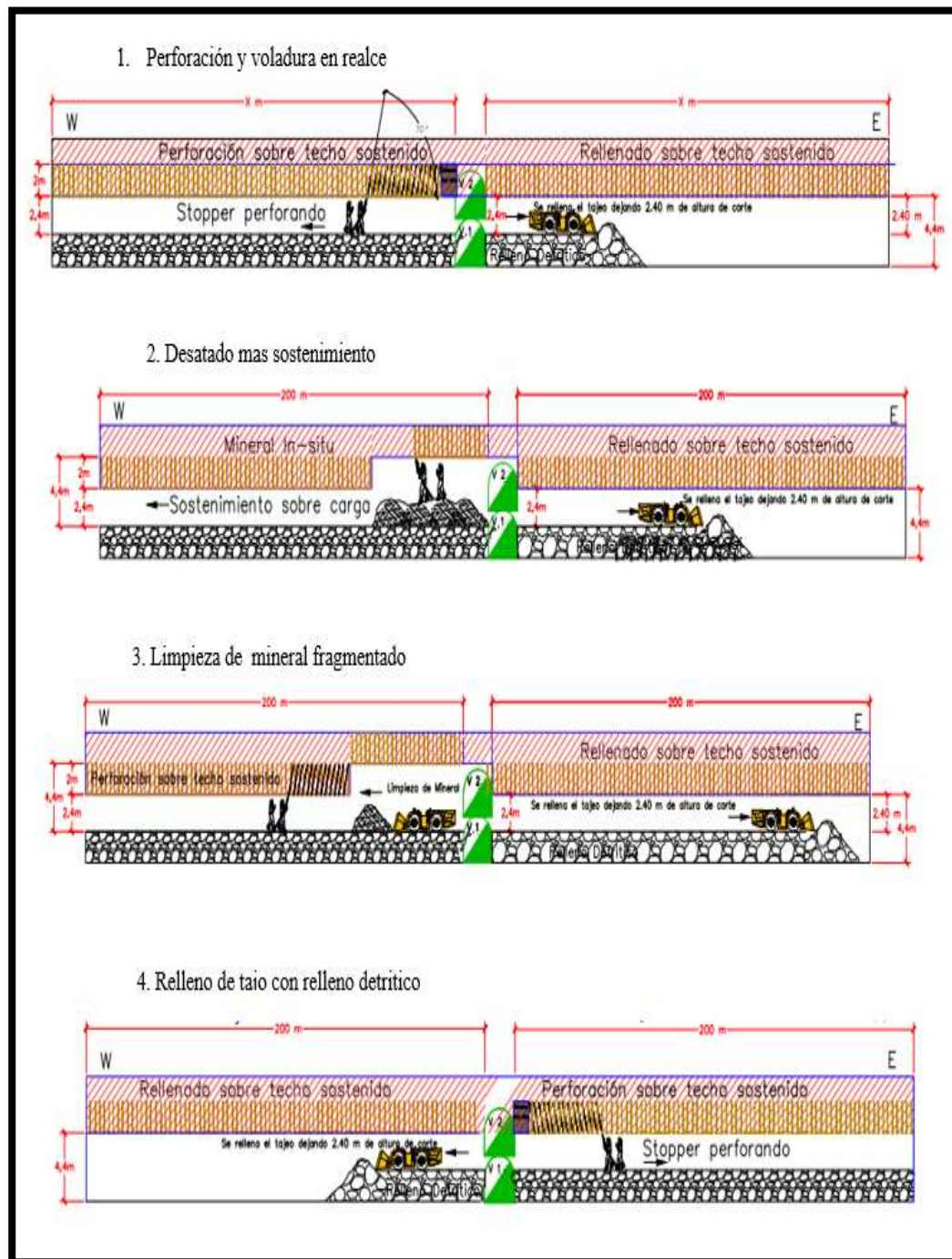
FUENTE: Nicholas, 1981.

Tabla 46 — Método de explotación

Método de explotación	Ranking
Cut and fill Stoping - corte y relleno	1
Open Pit - cielo abierto	2
Square set - entibación con marcos	3

El método seleccionado para este proyecto fue el Cut and Fill Stoping (Corte y Relleno), debido a su alta adaptabilidad a diversos tipos de depósitos minerales y sus características geotécnicas favorables para la estabilidad del yacimiento. Este método permite un control más preciso del hundimiento de la roca, minimizando el riesgo de desmoronamiento y garantizando una mayor seguridad en las operaciones. Además, es particularmente útil en zonas de difícil acceso y en yacimientos subterráneos donde la geología puede ser compleja, lo que lo convierte en la opción más eficiente y segura para la explotación de este tipo de recursos.

Se identificaron tres métodos posibles de explotación minera, cada uno con sus características específicas y aplicabilidad según las condiciones geológicas y operativas (Tabla 30). Estos métodos se clasificaron según su eficiencia y viabilidad para el proyecto, como se detalla a continuación



FUENTE: CIA MINERA KOLPA, 2023.

Figura 5 — Descripción del ciclo de explotación del método corte y relleno ascendente

Selección del método de explotación a fin de optimizar la producción en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023

En esta labor minera se desarrollan actividades operativas orientado al avance continuo mediante perforación y voladura de manera convencional en subniveles, las labores presentan una sección de 2.10 metros de ancho por 3 metros de alto, donde se realizan 2 disparos por día, los datos generales de la labor son las siguientes:

Tabla 47 — Datos de labor

Datos generales de la labor	
Tipo de explotación en labor	Avance
Sección de labor	2.10m x 3.0m
Peso específico	2.3 Tn/m ³
Número de disparos por día	2
Avance por disparo	1.3 m
Factor de esponjamiento	1.6

La Tabla 47 — Datos de labor presenta las características técnicas correspondientes a una labor minera en etapa de avance. En ella se detalla que el tipo de explotación considerado es de avance, con una sección transversal de 2.10 metros de ancho por 3.0 metros de alto, dimensiones que definen el área útil de excavación. El material extraído posee un peso específico de 2.3 toneladas por metro cúbico, lo que permite estimar su densidad y volumen en los cálculos de producción.

Asimismo, se registra que en esta labor se ejecutan dos disparos por día, cada uno con un rendimiento promedio de 1.3 metros de avance, lo que representa un progreso significativo en el desarrollo de la labor. Finalmente, el factor de esponjamiento es de 1.6, indicando el incremento de volumen que experimenta el material una vez fragmentado tras la voladura.

En conjunto, esta información constituye la base para determinar la producción diaria y planificar las operaciones, ya que integra tanto las dimensiones físicas como los parámetros operativos y de fragmentación del material.

Tabla 48 — La producción actual

Producción				
Avance por disparo	Sección	Volumen teórico	Volumen suelto	Toneladas producidas
1.3m	2.10mx3.0m	7.5 m ³	12.0 m ³	28tm

Según los registros operativos detallados en la Tabla 47, la producción actual de la unidad minera se basa en un sistema que contempla la realización de dos disparos por día, cada uno con un rendimiento de 18 toneladas de mineral extraído. Esta frecuencia de trabajo permite alcanzar una producción diaria total de 36 toneladas. Proyectando dicha producción en un periodo mensual estándar de 30 días operativos, se obtiene un volumen aproximado de 1,080 toneladas por mes.

Se busca mejorar esta producción aplicando el método de explotación seleccionado y con ella los correspondientes parámetros de perforación y voladura.

Tabla 49 — Resumen de producción

Resumen de producción		
Toneladas producidas por disparo	28	Tm
Tonelas producidas por día	56	Tm
Toneladas producidas por mes	1680	Tm

La Tabla 49 Resumen de producción presenta los resultados estimados de la producción minera considerando los parámetros operativos establecidos para la labor en avance. De acuerdo con la información consignada, se producen 28 toneladas métricas (Tm) por disparo, valor que se obtiene en función de la sección de la labor, el avance logrado por voladura, el peso específico del material y el factor de esponjamiento.

Dado que se ejecutan dos disparos diarios, la producción alcanza las 56 Tm por día, lo que permite proyectar la producción mensual en 1680 Tm, considerando un promedio de 30 días de operación continua.

La mejora de la producción se enfoca en la implementación del método de explotación más adecuado, considerando las características del yacimiento.

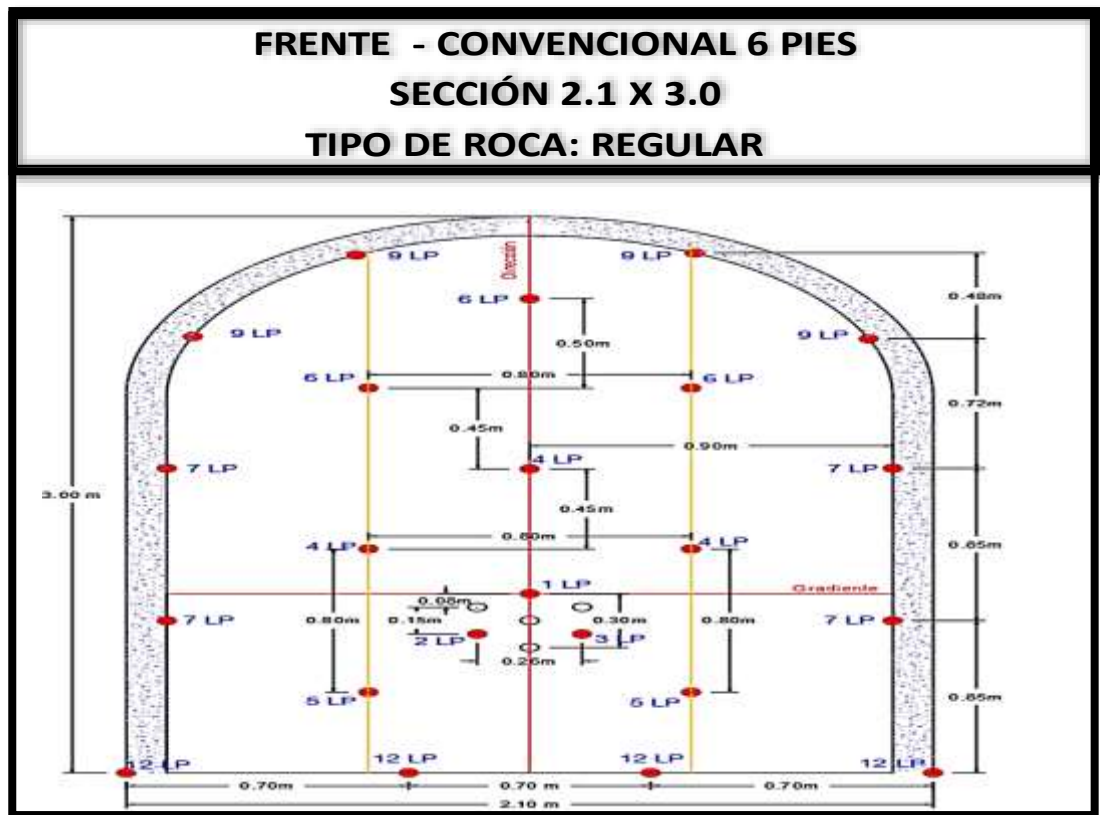
- **Plan de producción con el método de explotación seleccionado**

En función al método de explotación seleccionado de acuerdo a las características de la mina, se realiza un plan de explotación con el fin de optimizar y mejorar la producción.

• **Perforación y voladura**

Se propone una nueva malla de perforación considerando las características de la roca con el fin de mejorar la producción por disparo.

Según los resultados de las pruebas geomecánicas realizadas el tipo de roca será regular, considerando esto se propone la siguiente malla:



FUENTE: Cia Minera Kolpa, 2023.

Figura 6 — Diseño de malla de perforación para frentes de avance de sección 2.1.x3.0m

Tabla 50 — Parámetros de perforación

Parámetros de perforación	
Equipo de perforación	JACK LEG
equipo de limpieza	SCOOP-2.2
Ancho	2.1
Alto	3
Peso específico	2.3 Tn/m ³
Sección	5.78 m ²
Tal. Perforados	27
Tal. Cargados	23
Tal. De alivio	4
Eficiencia De perforación	90%
Eficiencia de disparo	94%
Long. De barreno	1.83 m
Perforación Efectiva	1.65 m
Avance efectivo	1.55 m
Factor de esponjamiento	1.6
Vol. Por disparo	14 m ³
Tonelaje por disparo	32 TM
FUENTE: Cia Minera Kolpa, 2023.	

La evaluación de los parámetros de perforación indica que la operación minera se realiza utilizando el equipo Jack Leg para la perforación, complementado con el equipo de limpieza SCOOP-2.2. Las dimensiones del frente de trabajo corresponden a un ancho de 2.1 metros y un alto de 3 metros, lo que genera una sección transversal de 5.78 m². El peso específico del mineral se ha estimado en 2.3 t/m³.

Durante el ciclo de perforación se reportan 27 taladros perforados, todos ellos cargados con explosivo, de los cuales 4 corresponden a taladros de alivio. La eficiencia de perforación alcanza el 90%, mientras que la eficiencia de disparo se sitúa en 94%, lo cual refleja un buen control técnico en el diseño y ejecución del arranque.

La longitud del barreno es de 1.83 metros, de los cuales 1.65 metros se consideran como perforación efectiva, generando un avance lineal por disparo de 1.55 metros. El volumen removido por cada disparo es de 8.95 m³, lo que, al considerar el peso específico del material, equivale a un tonelaje promedio de 20.58 toneladas por disparo.

Estos indicadores permiten concluir que el proceso de perforación y voladura presenta niveles óptimos de eficiencia operacional, lo cual resulta favorable para mantener una producción constante y planificada. Asimismo, estos valores son fundamentales para estimar tiempos de ciclo, costos unitarios de perforación y diseñar estrategias de optimización en caso se busque incrementar la productividad.

Para realizar los tajeos se considera la siguiente malla y parámetros:

Tabla 51 — Descripción

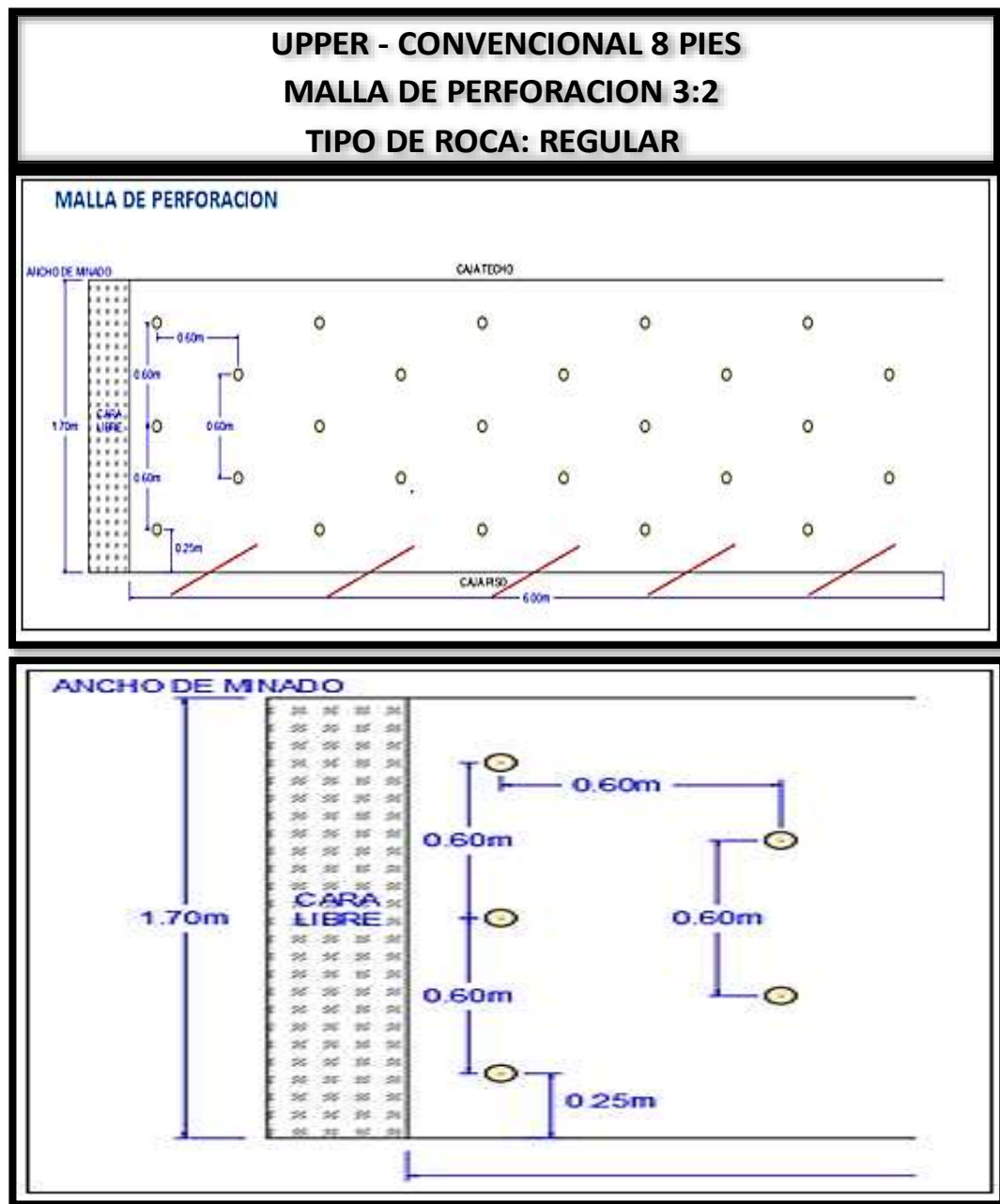
Upper-convencional de 8 pies
Malla de perforación 3:2
Tipo de roca: regular

En la tabla 51 se puede apreciar La operación de perforación descrita se ejecuta bajo el sistema Upper-convencional de 8 pies, una técnica comúnmente empleada en labores subterráneas donde se requiere realizar perforaciones hacia el techo con equipos manuales o semimecanizados. Este tipo de sistema es adecuado para frentes de trabajo reducidos o de acceso limitado.

La malla de perforación utilizada es de 3:2, lo que implica una distribución regular de los taladros, con 3 pies de separación entre filas y 2 pies entre taladros dentro de la misma fila. Esta configuración busca optimizar el avance lineal y el control de rotura del macizo rocoso, asegurando una fragmentación adecuada del material sin generar sobre excavación.

En cuanto al tipo de roca, se especifica que esta es de condición regular, lo que indica que presenta una resistencia y comportamiento mecánico intermedios, sin características extremas de dureza ni de debilidad. Esta condición favorece la aplicación de técnicas convencionales de perforación y voladura, con una eficiencia aceptable en términos de avance y recuperación de mineral.

Para la explotación de tajos se utilizó la siguiente malla de perforación:



FUENTE: Cia Minera Kolpa, 2023.

Figura 7 — Malla de perforación

Una vez establecidos los parámetros para poder realizar el método de explotación seleccionado, se realiza un plan de producción considerando la producción de los subniveles y tajos.

Tabla 52 — Parámetros de perforación para tajeos

Parámetros de perforación y voladura	
Taladros perforados	25
Taladros cargados	25
Peso específico	2.3 tn/m ³
Sección	10.2 m ²
Eficiencia de perforación	90%
Eficiencia de disparo	93%
Longitud de barreno	2.34 m
Perforación efectiva	2.10 m
Bancada efectiva	1.95 m
Factor de esponjamiento	1.6
Volumen por disparo	32 m ³
Tonelaje por disparo	73 tn
FUENTE: Cia Minera Kolpa, 2023.	

La Tabla 52 presenta los parámetros operativos asociados a la actividad de perforación y voladura en tajeos. Se reporta un total de 25 taladros perforados, todos los cuales han sido cargados con explosivo, evidenciando una ejecución completa del diseño de disparo. El peso específico del material se ha estimado en 2.3 t/m³, y la sección transversal del frente alcanza los 10.2 m², lo que define el área de rotura del macizo por disparo. En términos de rendimiento técnico, la eficiencia de perforación es del 90%, mientras que la eficiencia de disparo se sitúa en 93%, indicando un buen aprovechamiento energético en la fragmentación del macizo rocoso.

En cuanto a la geometría de perforación, se detalla una longitud promedio de barreno de 2.34 m, de los cuales 2.10 m corresponden a perforación efectiva. La bancada efectiva alcanzada por cada disparo es de 1.95 m, lo que permite un avance considerable en cada ciclo operativo. El factor de esponjamiento es 1.6. El volumen removido por disparo se estima en 32 m³, lo que, al considerar la densidad del material, representa un tonelaje de 73 toneladas por disparo.

Luego de establecer los parámetros de perforación que se utilizaran en la explotación, y contando con un método de explotación seleccionado sobre la base de estudios previos, se da inicio a la ejecución del programa de producción que se detalla a continuación.

Para la producción de subniveles se considera lo siguiente:

Tabla 53 — Datos generales para sub niveles

Datos generales para subniveles	
Tipo de explotación en labor	Corte y relleno
Sección de labor	2.10m x 3.0m
Peso específico	2.3 Tn/m ³
Avance por disparo	1.5 m
Factor de esponjamiento	1.6
FUENTE: Cia Minera Kolpa, 2023.	

La Tabla 53 Datos generales para subniveles muestra los parámetros técnicos correspondientes a la explotación minera bajo el método de corte y relleno. Se indica que la sección de la labor es de 2.10 metros de ancho por 3.0 metros de alto, dimensiones que determinan el área de excavación. El material presenta un peso específico de 2.3 toneladas por metro cúbico, valor fundamental para estimar la masa extraída.

En cuanto al rendimiento operativo, se señala que el avance por disparo es de 1.5 metros, lo que representa el progreso logrado con cada voladura. Además, el factor de esponjamiento es de 1.6, reflejando el incremento volumétrico del material luego de ser fragmentado.

Tabla 54 — Producción para sub niveles

Producción para subnivel				
Avance por disparo	Sección	Volumen teórico	Volumen suelto	Toneladas producidas
1.5m	2.10mx3.0m	8.7 m ³	14 m ³	32 TM
FUENTE: Cia Minera Kolpa, 2023.				

La Tabla 54 Producción para subniveles presenta el cálculo de la producción correspondiente a un disparo en una labor de subnivel. Según los datos, el avance por disparo es de 1.5 metros, con una sección de excavación de 2.10 metros de ancho por 3.0 metros de alto.

A partir de estas dimensiones se obtiene un volumen teórico de 8.7 m³, correspondiente al material en su estado in situ antes de ser fragmentado. Considerando el factor de esponjamiento, este volumen se incrementa a 14 m³ como volumen suelto. Finalmente, al aplicar el peso específico del material, se determina que la producción obtenida por disparo alcanza las 32 toneladas métricas (TM).

Para la producción de tajos se considera lo siguiente:

Tabla 55 — Datos generales para tajos

Datos generales para tajos	
Tipo de explotación en labor	corte y relleno
Sección de labor	10.2 m ²
Peso específico	2.3 Tn/m ³
Bancada efectiva	1.95 m
Factor de esponjamiento	1.6
FUENTE: Cia Minera Kolpa, 2023.	

La Tabla 55 Datos generales para tajos presenta los parámetros técnicos que caracterizan la explotación bajo el método de corte y relleno. Se especifica que la sección de labor es de 10.2 m², dimensión que determina el área de trabajo en el tajo.

El material extraído posee un peso específico de 2.3 toneladas por metro cúbico, valor indispensable para calcular la masa total producida.

La bancada efectiva alcanza una altura de 1.95 metros, lo que representa la porción útil de mineral que se extrae en cada ciclo de trabajo. Asimismo, el factor de esponjamiento es de 1.6, reflejando el aumento de volumen que experimenta el material luego de la voladura.

Tabla 56 — Producción para tajos

Producción para tajos				
Avance por disparo	Sección	Volumen teórico	Volumen suelto	Toneladas producidas
1.95m	10.2 m ²	19.9 m ³	32 m ³	73 TM

FUENTE: Cia Minera Kolpa, 2023.

La Tabla 56 Producción para tajos presenta el cálculo de la producción obtenida en labores mineras bajo el método de corte y relleno. El avance por disparo registrado es de 1.95 metros, con una sección de labor de 10.2 m², lo que determina el área de excavación efectiva en cada ciclo de trabajo.

A partir de estos valores, el volumen teórico del material in situ es de 19.9 m³, que, tras aplicar el factor de esponjamiento, se incrementa a un volumen suelto de 32 m³. Considerando el peso específico del material, se obtiene una producción por disparo de 73 toneladas métricas (TM).

Se propone el siguiente plan de producción, donde se planea extraer 380 Tm cada semana lo cual se proyecta en una producción mensual de 1629 TM mensuales considerando 30 días al mes

Tabla 57 — Programación semanal

	Programa por semana (Tm)														Total (Tm)
	1		2		3		4		5		6		7		
	turno		turno		turno		turno		turno		turno		turno		
	Dia	Noche	Dia	Noche	Dia	Noche	Dia	Noche	Dia	Noche	Dia	Noche	Dia	Noche	
Producción de tajo			73			73			73			73			292
Producción de subnivel	32	32		32	32		32	32		32	32		32	32	320
Total, tm por día	64		105		105		64		105		105		64		612

La programación semanal de producción detallada en la Tabla 56 establece la distribución operativa en base a dos turnos diarios (día y noche), diferenciando la producción entre labores de tajo y subnivel. Durante los días 2, 4 y 6, la producción alcanza su punto máximo con 105 toneladas métricas (Tm) por día, resultado de una operación continua en ambos turnos. En contraste, los días 2, 3, 5 y 6 solo se opera en turno diurno, alcanzando una producción de 32 y 73 Tm diarias. En términos de desagregación, la producción del tajo asciende a 73 Tm por turno completo, concentrada exclusivamente en los días pares (2, 3,5 y 6), sumando un total semanal de 292 Tm. Por su parte, la producción del subnivel, que se mantiene constante a razón de 64 Tm por día, se realiza todos los días de la semana, lo que representa un volumen total de 320 Tm semanales.

En conjunto, la programación semanal proyecta una producción acumulada de 612 Tm, resultado de una planificación estratégica que combina eficiencia operativa con rotación de turnos, manteniendo un balance entre continuidad de producción y manejo de recursos.

Tabla 58 — Producción estimada

Producción diaria estimada	
Producción (Tmd)	87
Total, producción por mes (Tm)	2623

La producción estimada proyectada para el presente escenario operativo establece una media de 87 toneladas métricas diarias (Tmd), lo que corresponde a un total mensual de 2623 toneladas métricas (Tm).

Tabla 59 — Precio unitario

Item	Descripción	Unid	Cant	Inciden cia	Precio	Parcia l	Tota l
	Unidad :						
	Partida : N° 006	GAL, CX DE 2.1 X 3 M JACK LEG + SCOOP CTTA					
	Tipo de roca:	Regular			N° Taladros Disp.	23	
	Limpieza	Hasta 150 M			Longitud perforada	162	20.64
	Horas trabajadas	10.25			N° taladros de alivio	4	
					Lomg. tal:	6	Pies
	Equipos:	JACK LEG			Longitud Real De Perf.	5.16	Pies
	Rendimiento:	1.5	M/Gdia		Factor	1.28	
	Costo directo						
1.1	Mano de obra						44.47
	Maestro perforista	HR	1.00	0.60	42.41	25.45	
	Ayudante perforista	HR	1.00	0.60	39.71	23.82	
	Operador de SCOOP	HR	1.00	0.19	50.52	9.60	
	Operador de SCOOP	HR	1.00	0.15	50.52	7.58	
				1.54			
1.2	Materiales y accesorios						24.35
	Accesorios eq. perforacion sd	PP	162		0.22	24.35	
1.3	Herramienta						2.22
		%MO		5.00%	44.47	2.22	
1.4	Implementos de seguridad						3.11
	Implementos de seguridad	%MO		7.00%	44.47	3.11	
1.5	Equipos y otros						138.35
	Maquina perforadora	PP	162		0.23	25.04	
	scoop 2.2 yd3	HM	1.05		69.52	48.77	
	Scoop 4.1 yd3 carguío volquete	HM	0.86		97.10	55.92	

	Lámpara minera	PZA	1.54		0.28	0.29	
2.0	Total, costo directo						220.63
3.0	Costo indirecto						
	Costos fijos		46.61 %				102.84
	Imprevistos		3.00%				6.62
	utilidad		10.00 %				22.06
4.0	Total costo indirecto						131.52
	Total, costo x metro lineal en dólares (\$ / m)					US \$	352.15
FUENTE: Pegama Ingenieros SAC, Operación Unidad Minera Kolpa, 2023.							

Los precios unitarios que se considera para tajos son los siguientes

Tabla 60 — En los tajos el precio unitario

	Unidad:	Estructura de costos			Fecha:			
	Partida: n° 018	Explotación selectiva perforación vertical scoop cta						
	Tipo de roca:	regular			n° taladros disp.	25		
	limpieza	hasta 150 m			malla	0.475		
	Sistema	14x7			Volumen roto	19.8		
	Densidad	3			long. taladros:	8	PIES	
	Equipos:	jack leg			Longitud real perfora	7.6	PIES	
	Rendimiento:	59.40	tm/gdia		factor	1.28		
Item	Descripcion	unidad	Cant	Incidencia	Precio	Parcial	Total	
1.0	Costo directo							
1.1	Mano de obra						1.78	
	Maestro perforista	hr	1.00	0.64	42.41	27.17		
	Ayudante perforista	hr	1.00	0.64	39.71	25.44		
	Operador de scoop	hr	1.00	0.47	50.52	23.52		
	Operador de scoop	hr	1.00	0.58	50.52	29.47		
				2.33				
1.2	Materiales y accesorios						0.76	
	Accesorios eq. perforacion sd	pp	200		0.22	0.76		
1.3	Herramientas						0.09	
	Herramientas	%mo		5.0%	1.78	0.09		
1.4	Implementos de seguridad						0.12	
	Implementos de seguridad	%mo		7.0%	1.78	0.12		
1.5	Equipos y otros						16.66	
	Perforación	pp	200		0.23	1.79		
	Scoop 1.5 yd3	hm	2.79		51.39	4.35		

	Scoop 4.1 yd ³ carguio y relleno		hm	3.57		97.10	10.50	
	Lámpara minera		pza	2.33		0.28	0.02	
2.0	Sub total costo directo							21.99
3.0	costo indirecto							
	Costos fijos			41.61 %				10.25
	Imprevistos			3.00 %				0.66
	Utilidad			10.00 %				2.20
4.0	Total, costo indirecto							13.11
4.0	Costo total por tonelada metrica						US \$	35.09
FUENTE: Pegama Ingenieros SAC, Operación Unidad Minera Kolpa, 2023.								

La estructura de costos presentada en la Tabla 60 corresponde a un escenario de explotación selectiva con perforación vertical, aplicando el sistema Scoop en un frente con roca de tipo regular y una longitud de perforación efectiva de 8 pies. El rendimiento operativo estimado asciende a 59.40 toneladas métricas por día (tm/día), utilizando equipos como el Jack leg y el Scoop 1.5 y 1.3 yd³ de capacidad

En cuanto a los costos directos, se identifica una carga laboral que comprende al maestro perforista, ayudante perforista y operadores de scoop, cuyos costos unitarios por hora varían entre S/. 42.41 y S/. 50.52, generando un costo total de S/. 1.78 por tonelada. A ello se suman los costos de materiales, accesorios y herramientas, destacando el costo de perforación (S/. 10.50) y el uso del equipo scoop (S/. 5.51), lo que eleva el subtotal del costo directo a S/. 21.99 por tonelada.

Los costos indirectos, incluyendo gastos fijos, imprevistos y utilidad, representan S/. 13.11 adicionales. De esta manera, el costo total por tonelada métrica asciende a S/. 35.09, considerando tanto los factores operativos como económicos involucrados en el proceso.

Según el programa de producción, los gastos operativos que se realizarán para extraer el mineral en el mes son:

Tabla 61 — Programación por mes

Labor	Nº de disparos	Avance por disparo (m)	Total de metros por semana	Precio por metro(\$/m)	Precio total por semana (\$/m)
Subnivel	10	1.5	15	352.15	5282.25
	Nº de disparos	TM por disparo	Total, TM por semana	Precio por TM	Precio total por semana (\$/TM)
Tajo	4	45	180	35.09	6316.2

La programación mensual de actividades mineras, según lo expuesto en la Tabla 61, contempla dos frentes de operación diferenciados: subnivel y tajo. En el caso del subnivel, se realizan 10 disparos semanales, con un avance promedio de 1.5 metros por disparo, lo que equivale a un total de 15 metros lineales por semana. El costo estimado por metro lineal perforado es de S/ 352.15, generando un gasto total semanal de S/ 5,282.25.

Por otro lado, el tajo ejecuta 4 disparos semanales, cada uno con un rendimiento de 45 toneladas por disparo, acumulando una producción semanal de 180 toneladas métricas. El costo unitario de producción en este caso es de S/ 35.09 por tonelada, lo que representa un costo total de S/ 6,316.20 por semana.

Este análisis permite evidenciar tanto el volumen de producción alcanzado por cada método como la estructura de costos asociada, lo cual resulta clave para la toma de decisiones respecto a la asignación de recursos, priorización de labores y evaluación de rentabilidad operativa por tipo de laboreo.

Tabla 62 — Precio de producción por mes

Precio de producción por mes (\$)	
Subnivel	22638.21429
Tajo	27069.42857
TOTAL	49707.64286

La estimación del precio total de producción mensual, según lo presentado en la Tabla 55, asciende a USD 49,707.64, considerando los costos operativos correspondientes a

las labores de subnivel y tajo. La actividad desarrollada en subnivel representa un costo mensual de USD 22,638.21, mientras que la explotación en tajo implica un gasto de USD 27,069.43.

Estos valores reflejan una distribución equilibrada de los recursos económicos entre ambas modalidades de explotación, con una ligera predominancia del costo asociado a los trabajos en tajo, debido probablemente al mayor volumen de material extraído por unidad de disparo y a la logística que demanda el acarreo y procesamiento de dicho mineral.

Este análisis constituye un insumo clave para la planificación presupuestal, ya que permite identificar el peso relativo de cada unidad operativa en el costo global.

DETERMINACION DEL COSTO DEL MINERAL

Considerando las dimensiones del cuerpo mineralizado:

Tabla 63 — Dimensionamientos

Potencia promedio	1.45	m
Altura	70	m
Longitud	180	m
Densidad	2.6	g/cm ³

La Tabla 63 presenta los principales parámetros geométricos y físicos del cuerpo mineralizado. Se indica que la potencia promedio del yacimiento es de 1.45 metros, lo que representa el espesor medio del mineral útil en la sección transversal. Asimismo, el yacimiento se extiende a lo largo de una longitud de 180 metros y presenta una altura vertical de 70 metros, lo cual permite inferir un volumen significativo de explotación dentro de una configuración alargada y verticalmente desarrollada.

En cuanto a la densidad del material, se ha determinado un valor de 2.6 g/cm³, equivalente a 2.6 t/m³, lo cual es característico de rocas de mediana a alta densidad, como calizas compactas, andesitas o ciertos tipos de sulfuros masivos. Este dato resulta fundamental para la estimación de reservas, el cálculo del tonelaje total explotable y el dimensionamiento del equipo necesario para su manejo y transporte.

Para determinar el CAPEX y OPEX se determinó de la siguiente manera:

Para determinar el CAPEX se consideró los precios y maquinaria con la que cuenta la empresa ejecutora.

Tabla 64 — Costo de adquisición de equipos y maquinaria

Equipos	UND	Costo
SCOOP 2.2 yd	1	170000
SCOOP 4.1 yd	1	280000
Jack leg	3	10200
Bomba 9HP	1	3000
Total		463200

La Tabla 64 detalla la inversión de capital (CAPEX) destinada a la adquisición de los principales equipos de operación minera requeridos para el desarrollo del proyecto. El equipamiento incluye una combinación de maquinaria pesada y herramientas operativas de uso continuo. Se contempla la adquisición de un SCOOP 2.2 yd³ con un costo estimado de 170,000 dólares, y un SCOOP 4.1 yd³, cuyo valor asciende a 280,000 dólares. Estos equipos cumplen funciones esenciales en la carga y acarreo de material, tanto en labores de tajo como subnivel, y representan la mayor proporción de la inversión inicial debido a su capacidad operativa y especialización. Adicionalmente, se incluyen tres equipos Jack Leg utilizados en perforación manual, con un costo unitario de 3,400 dólares, sumando un total de 10,200 dólares. Finalmente, se considera la adquisición de una bomba de 9HP de potencia, necesaria para el manejo de aguas subterráneas y servicios auxiliares, con un costo de 3,000 dólares, y el costo total 463200 dólares.

En conjunto, estos equipos constituyen la infraestructura básica para el arranque y sostenimiento del ciclo productivo, siendo fundamentales para garantizar la continuidad operativa y alcanzar los niveles de producción proyectados.

Tabla 65 — Costo de ejecución de rampa y crucero por metro

Labores de preparación (\$)	
Rampa	13531
Crucero	16914

La Tabla 65 Costo de ejecución de rampa y crucero por metro presenta el valor unitario de construcción para dos tipos de labores mineras: rampa y crucero. Según los datos, el costo de ejecución por metro lineal es el mismo para ambas labores, ascendiendo a 483.26 dólares estadounidenses (US\$).

Este valor refleja la inversión necesaria para avanzar un metro en cualquiera de estas dos labores, considerando factores como perforación, voladura, acarreo, sostenimiento y ventilación. La información es relevante para la estimación de presupuestos, la proyección de gastos operativos y la evaluación económica de los proyectos de desarrollo subterráneo.

Tabla 66 — Costo total de ejecución de rampa y galería

Labor	Costo (\$/m)
Rampa	483.26
Crucero	483.26

La Tabla 66 Costo total de ejecución de rampa y galería presenta el monto total invertido en labores de preparación minera para dos tipos de excavaciones: rampa y crucero. Según los datos, la construcción de la rampa tuvo un costo total de 13,531 dólares estadounidenses (US\$), mientras que la ejecución del crucero demandó 16,914 dólares estadounidenses (US\$).

Estos valores reflejan la inversión acumulada para completar cada labor, considerando los costos unitarios por metro, la longitud ejecutada y los insumos requeridos. Esta información es fundamental para el análisis económico del proyecto, permitiendo evaluar la eficiencia de la inversión y planificar futuros trabajos de desarrollo subterráneo.

Tabla 67 — Costo de inversión (CAPEX)

costos de inversión (US\$)		
Maquinaria y Equipos:	463200,00	US\$
Costo rampa:	13531.28,00	US\$
Crucero	16914,10	US\$
Costo infraestructura:	7000,00	US\$
Total	500645,38	US\$

La Tabla 67 presenta la estructura del costo total de inversión (CAPEX) requerido para la puesta en marcha del proyecto minero, ascendiendo a un total de USD 500,645.38. Este monto contempla la adquisición de maquinaria y equipos operativos, así como las obras iniciales de infraestructura minera básica.

El componente de mayor peso corresponde a la partida de maquinaria y equipos, con una inversión de USD 463,200, que incluye cargadores frontales (SCOOPS), equipos de perforación (Jack Leg), bombas de desagüe, entre otros elementos esenciales para el ciclo de explotación.

A esta inversión se suman los costos de desarrollo inicial, como la construcción de rampa de acceso (USD 13,531.28) y la ejecución del crucero o galería horizontal (USD 16,914.10), necesarios para habilitar el ingreso al cuerpo mineralizado y permitir el tránsito de equipos y personal.

Finalmente, se contempla una partida de USD 7,000 destinada a infraestructura general, que puede incluir oficinas, almacenes, sistemas eléctricos o servicios auxiliares básicos.

Este desglose es esencial para la elaboración del flujo de caja inicial, el análisis de payback y la evaluación financiera del proyecto. Además, permite identificar los rubros prioritarios para la asignación de capital y estimar la depreciación contable en el horizonte de vida útil.

Para determinar el OPEX se necesita:

Tabla 68 — Programación Semanal

	Programa por semana (Tm)														Total (Tm)
	1		2		3		4		5		6		7		
	turno		turno		turno		turno		turno		turno		turno		
	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	
Producción de tajo			73			73			73			73			292
Producción de subnivel	32	32		32	32		32	32		32	32		32	32	320
Total, tm por día	64		105		105		64		105		105		64		612

La Tabla 68 Programación semanal presenta la distribución de la producción minera, expresada en toneladas métricas (Tm), organizada por tipo de labor, turno y día de la semana.

En la producción de tajo, se observa que los días 1, 3, 5 y 7 se alcanzan picos de 73 Tm en turno diurno, mientras que en los días restantes la producción es menor, con valores de 7 Tm por turno nocturno, totalizando 292 Tm a la semana.

En cuanto a la producción de subnivel, se mantienen cifras constantes en la mayoría de los días, con valores de 32 Tm en turno diurno y 2 o 3 Tm en turno nocturno, alcanzando un total semanal de 320 Tm.

La suma de ambas labores da como resultado un total diario que varía entre 64 Tm y 105 Tm, acumulando una producción semanal total de 612 Tm.

Tabla 69 — producción por mes

Producción semanal	612 TM
Producción diaria estimada	87 TM
Producción proyectada por mes	2623 TM

La Tabla 69 Producción por mes presenta la proyección de la capacidad productiva minera a partir de los registros semanales y diarios. Según los datos, la producción semanal asciende a 612 toneladas métricas (TM), lo que equivale a una producción diaria estimada de 87 TM.

A partir de estos valores, se calcula una producción proyectada por mes de 2623 TM, asumiendo un periodo operativo promedio de 30 días y manteniendo el mismo ritmo de trabajo.

Esta información es fundamental para la planificación de la explotación, el control de metas productivas y la estimación de ingresos, ya que permite anticipar el rendimiento mensual de la operación minera .

Tabla 70 — Según el programa semanal se determina el costo de producción diaria y mensual

Para subnivel	
Labor	Subnivel
Nº de disparos	10
Avance por disparo (m)	1.5
Metros por semana	15
Precio por metro (\$)	352.15
Precio total (\$)	5282
Para tajos	
Labor	Tajo
Nº de disparos	4
Toneladas por disparo	73
Total de toneladas por semana	292
Precio por tonelada (\$)	35.09
Precio total (\$)	10246
Costo de producción por mes \$	
Costo de subnivel	22638 \$
Costo de tajos	43913 \$
TOTAL	66551
Resumen cálculo de OPEX	
Producción proyectada por mes	2632 tm
Precio total de producción por mes	66551 \$/mes
OPEX	25 \$/tm

La Tabla 70 muestra el costo operativo mensual por tonelada métrica (OPEX), determinado en USD 25 por tonelada. Este valor corresponde al gasto unitario necesario para sostener las operaciones productivas en la unidad minera, incluyendo

actividades como perforación, voladura, acarreo, sostenimiento, ventilación y otros servicios vinculados directamente a la extracción del mineral.

El costo OPEX constituye un indicador clave de eficiencia operativa, ya que permite evaluar la viabilidad económica del proyecto, calcular márgenes de ganancia y establecer comparaciones con operaciones similares. Un valor moderado como el reportado sugiere una estructura de costos razonablemente optimizada, siempre que el precio de venta del mineral supere este umbral unitario.

Asimismo, este dato es fundamental para la elaboración del flujo de caja, el análisis de punto de equilibrio y la determinación de la rentabilidad neta del proyecto, en función de los ingresos esperados por tonelada comercializada.

Tabla 71 — Cálculo del valor del mineral

Reserva de la zona de explotación	
Reservas de mineral	56028 TM
Ley Promedio de mineral de Cu	2.3 %
FUENTE: JE AL ENTERPRISES INC SAC.	

La Tabla 71 Cálculo del valor del mineral presenta la estimación de las reservas de mineral disponibles en la zona de explotación. De acuerdo con los datos, la reserva total asciende a 56,028 toneladas métricas (TM). Asimismo, se indica que la ley promedio de mineral de cobre (Cu) es de 2.3 %, lo que representa la concentración media de cobre contenido en el mineral extraído.

Para la determinación del valor del mineral se consideran los datos de la planta de procesamiento donde se lleva el mineral.

Tabla 72 — Datos

Datos		UND
Reservas de mineral:	56028	tm de mineral
Ley promedio de explotación:	2.3%	Cu
Capacidad de planta (puede ser producción mensual analizar):	150	tmd de mineral
Días operación al año	360	días
Precio Cu:	2.98	\$/lb
Recuperación de planta:	85%	

Recuperación de Fundición:	90%	
Maquilas:	200	\$/t de concentrado
Ley de concentrado obtenido:	28%	
Costos de producción OPEX:	25	\$/t de mineral

La Tabla 72 consolida los principales datos técnicos y económicos necesarios para la evaluación financiera del proyecto minero. Se reportan unas reservas minerales estimadas de 47,502 toneladas métricas, con una ley promedio de explotación de 2.3% de cobre (Cu). La capacidad operativa diaria de la planta se estima en 54 toneladas métricas diarias (TMD), y se prevé una operatividad continua durante 360 días al año, lo que representa un escenario productivo de régimen intensivo.

El precio del cobre en el mercado de referencia se ha fijado en USD 2.98 por libra, mientras que se proyecta una recuperación metalúrgica en planta del 90%, complementada por una recuperación en fundición del 95%, lo cual eleva significativamente el porcentaje de mineral finalmente recuperable. Asimismo, se considera un costo de maquila de USD 200 por tonelada de concentrado, y se espera obtener un concentrado con una ley del 28% de Cu, lo que permite estimar el volumen final comercializable.

Realizamos los cálculos correspondientes:

Tabla 73 — Determinación de la duración del proyecto

Horizonte del proyecto			
Reservas	Cap. De producción (tmd)	día/año	Horizonte(años)
56,028 tm	87 tm/Dia	360	1.8

La Tabla 73 define el horizonte temporal del proyecto minero en función de las reservas disponibles y la capacidad operativa diaria de procesamiento. Con un volumen total de 56,028 toneladas métricas de mineral y una capacidad instalada de planta de 87 tmd, operando durante 360 días al año, se ha determinado que el proyecto tendrá una duración aproximada de 1.8 años.

Este horizonte de producción permite proyectar con precisión los flujos de caja operativos, planificar la amortización de inversiones y establecer las metas anuales de producción, recuperación y comercialización. Además, este dato es clave para evaluar la viabilidad económica y financiera, ya que influye directamente sobre indicadores

como el Valor Actual Neto (VAN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y el periodo de recuperación de la inversión (payback).

La claridad en la delimitación del horizonte operativo facilita también la planificación de estrategias de cierre progresivo, el diseño de fases del minado y la estructuración de contratos de servicios y abastecimiento durante toda la vida útil del proyecto.

$\text{Ratio Ley de concentrado (\%)/ (Ley de cabeza (\%) x Recuperación de (\%) = Planta (\%))}$

FUENTE: Wills, B.A. & Finch, J. (2016). *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. 8th Edition. Elsevier

Tabla 74 — Ratio de concentración

Ratio de concentración			
Ley de concentrado	ley de cabeza	Recuperación planta	Ratio
28%	2.30%	85%	14,3

La Tabla 74 presenta el cálculo del ratio de concentración, un indicador técnico fundamental en la evaluación del rendimiento metalúrgico de la planta. El ratio se obtiene a partir de la relación entre la ley de cabeza del mineral, la ley del concentrado final obtenido, y la eficiencia de recuperación metalúrgica de la planta. En este caso, se parte de una ley de cabeza de 2.30% de cobre, una ley de concentrado del 28%, y una recuperación metalúrgica del 85%, lo que arroja un ratio de concentración de aproximadamente 14,3. Este valor significa que se requiere procesar cerca de 14,3 toneladas de mineral bruto para obtener una tonelada de concentrado comercializable, bajo las condiciones operativas actuales. Un ratio de concentración como el calculado es característico

de yacimientos de cobre de ley media, y su valor incide directamente en los costos operativos por tonelada de concentrado, así como en los márgenes económicos del proyecto. Una buena eficiencia de planta como la asumida en este caso (85%) contribuye significativamente a mantener un ratio controlado y una mayor rentabilidad.

Valor del mineral

Tabla 75 — Cálculo NSR y Ventas

NSR Y VENTAS		Ventas = Valor del mineral (\$/TM) x Capacidad planta (TMD) x Días por año								
Material	Ley de cabeza	Precio (US/lb)	Recuperación planta	Recuperación fundición	Conversión (lb a TM)	Maquila (\$/TM)	Valor del mineral (\$/TM)	Capacidad planta (TMD)	Días por año	Ventas
valor del mineral	2.30%	2.98	85%	90%	2204.62	14.0	101.6	87	360	3198756.056
valor del concentrado	28%	2.98	100%	90%	2204.62	200	1455.6	6.1	360	3198756.056

$$\text{Valor del mineral (\$/TM) - NSR} = (\text{Ley de cabeza} \times \text{Precio (US/lb)} \times \text{Recuperación planta (\%)} \times \text{Recuperación fundición (\%)} \times \text{Conversión (lb a TM)}) - \text{Maquila (\$/TM)}$$

FUENTE: Hartman, H. L., & Mutmansky, J. M. (2002).

La Tabla 75 presenta el cálculo del Net Smelter Return (NSR) y los ingresos por ventas anuales derivados del procesamiento de mineral y su conversión en concentrado. En este análisis, se parte de una ley de cabeza de 2.30% de cobre, con un precio internacional de USD 2.98 por libra. Bajo una eficiencia metalúrgica de 90% en planta y 90% de recuperación en fundición, se estima una conversión de 2,204.62 libras por tonelada métrica.

Considerando el costo de maquila (USD 14.00 por tonelada para mineral y USD 200 para concentrado), se determina que el valor neto del mineral procesado es de USD 101.6 por tonelada métrica, mientras que el valor del concentrado comercializado asciende a USD 1455.6 por tonelada de concentrado.

Con una capacidad operativa de 87 toneladas métricas diarias y un régimen de 360 días operativos por año, las ventas anuales estimadas tanto para el mineral como para el concentrado alcanzan un valor total de aproximadamente USD 3198756.056

Este resultado permite proyectar los ingresos operacionales del proyecto, constituyendo la base para calcular la rentabilidad, flujo de caja y otros indicadores económicos. Asimismo, resalta la diferencia de valor agregado entre la comercialización del mineral bruto y su procesamiento hasta concentrado.

Tabla 76 — Costo anual

Costo anual			
Costos unitarios (\$/TM)	Producción mina (TMD)	Días por año	Costo anual (US\$)
25	87	360	786857.1

La Tabla 76 detalla el cálculo del costo anual de operación minera, considerando un costo unitario de USD 30 por tonelada métrica procesada, una capacidad diaria de producción de 87 toneladas métricas, y un total de 360 días operativos por año.

Multiplicando estos factores se obtiene un costo total anual de USD 786857.1, valor que representa la magnitud del gasto operativo requerido para mantener la producción continua del proyecto. Este valor incluye actividades como perforación, voladura, acarreo, ventilación, sostenimiento y otros servicios esenciales para la operación.

El resultado constituye un insumo clave para la evaluación económica y financiera del proyecto minero, ya que permite contrastarlo con los ingresos netos proyectados (NSR), y así calcular indicadores como la utilidad neta operativa, el margen bruto, y la rentabilidad esperada.

Tabla 77 — Valor de mineral por tonelada

Valor del mineral NRS	101.6 \$/tm
------------------------------	-------------

La Tabla 77 presenta el valor unitario del mineral sin considerar la recuperación metalúrgica en fundición, el cual ha sido estimado en USD 101.6 por tonelada de mineral. Este valor corresponde al ingreso bruto proyectado por tonelada procesada bajo condiciones de recuperación exclusivamente en planta, sin descontar las pérdidas asociadas a la etapa de fundición. El cálculo de este valor permite establecer una línea base para el análisis económico del proyecto, brindando una perspectiva de ingresos bajo un escenario más directo y simplificado. Aunque no refleja con precisión el flujo neto generado en la comercialización final, es útil para evaluaciones preliminares de rentabilidad, comparaciones entre escenarios operativos o análisis de sensibilidad frente a variaciones de la eficiencia metalúrgica en etapas posteriores. Es importante señalar que este valor puede ser superior al Net Smelter Return (NSR), ya que no considera descuentos por pérdidas metalúrgicas en fundición ni costos de tratamiento

(maquilas), lo que resalta la necesidad de ajustar los ingresos en análisis financieros más detallados.

FLUJO DE CAJA:

La construcción de la infraestructura tendrá un tiempo de 2 meses considerando los siguientes datos técnicos del proyecto

Tabla 78 — Tiempo de construcción del proyecto

valor del mineral	101.6	US\$/tm
costo de minado	25	US \$/tm
reservas	56028	tm
tamaño	87	tmd
Horizonte	1.80	años
	21.60	Meses
días/mes	30	Días
CAPEX	500645.38	US\$
Tasa de descuento	10%	
Maquinaria y Equipos	463200	US\$
Costo rampa:	13531	US\$
CRUCERO	16914	US\$
Costo infraestructura:	7000	US\$

La Tabla 78 resume los parámetros clave relacionados con el tiempo de construcción y la puesta en marcha del proyecto minero, estableciendo una duración estimada de 2 meses para completar las labores iniciales de infraestructura y montaje operativo.

El análisis económico considera un valor unitario del mineral de USD 101.6 por tonelada, frente a un costo de minado de USD 25 por tonelada, lo que permite proyectar un margen operativo bruto positivo. Las reservas totales ascienden a 56028 toneladas métricas, con una capacidad de procesamiento diario de 87 tmd, lo que define un horizonte de explotación de aproximadamente 1.80 años o 30 meses. El modelo financiero se desarrolla sobre la base de 30 días operativos por mes, y aplica una tasa de descuento del 10% para la evaluación del flujo de caja descontado. El CAPEX total asciende a USD 500,645.38, el cual se desagrega en partidas específicas: maquinaria y equipos (USD 463,200), construcción de rampa (USD 13,531.28), crucero (USD 16,914) y infraestructura general (USD 7,000).

Este conjunto de datos consolida los supuestos técnicos y financieros que sustentan la evaluación económica del proyecto, permitiendo avanzar hacia la construcción del flujo de caja proyectado y la obtención de indicadores clave como el Valor Actual Neto

(VAN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y el periodo de recuperación (payback) de la inversión.

Saldo de caja

$$\text{Saldo de caja} = \text{Ingresos} - \text{Costos} - \text{Inversion}$$

FUENTE: Hartman, H. L., & Mutmanský, J. M. (2002).

$$\text{VAN} = \sum_{t=0}^n \frac{F_t}{(1+r)^t} - C_0$$

- Ft: Flujo de caja en el periodo t.
- r: Tasa de descuento
- n: Numero de periodos
- Co: Inversión inicial (flujo negativo en t=0)

$$0 = \sum_{t=0}^n \frac{F_t}{(1+\text{TIR})^t} - C_0$$

Es la tasa r que hace que el VAN sea igual a cero.

Tabla 79 — Cronograma del día 1 al 12

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Ingresos			265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176
Costos			65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250
Inversiones												
Equipo	463200											
Infraestructura principal	15222.5	15222.5										
Infraestructura de servicio	3500	3500										
Saldo de caja	-481922.5	-18722.5	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926

La Tabla 79 completa la secuencia del cronograma mensual de flujo de caja operativo, cubriendo el periodo comprendido entre los meses 1 al 12. Durante este intervalo, el proyecto mantiene una operación constante, con ingresos mensuales de USD 186,324.86 y costos operativos fijos de USD 49,687.71, lo que permite obtener un saldo de caja mensual positivo de USD 136,637.14.

Este comportamiento uniforme, observado desde el mes 1 hasta el mes 12, evidencia una gestión operativa eficiente y estable, sin variaciones significativas en los ingresos ni en los costos. El saldo neto generado mes a mes puede ser utilizado para cubrir amortización de inversiones iniciales, generar utilidades, o reinvertirse en etapas de expansión o mejora del proceso.

La consistencia del flujo positivo a lo largo de 22 meses consecutivos es altamente favorable para la evaluación financiera del proyecto, y permite proyectar una recuperación progresiva del capital invertido. Además, proporciona la base para calcular indicadores de rendimiento como el Valor Actual Neto (VAN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y el periodo de recuperación de la inversión (payback).

Tabla 80 — Cronograma del día 13 al 24

Mes	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Ingresos	265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176	265176	123748.8
Costos	65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250	65250	30450
Saldo de caja	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926	199926	93298.8

La Tabla 80 concluye el análisis del flujo de caja proyectado para el proyecto minero, abarcando los últimos cuatro meses del horizonte operativo (meses 13 al 24). Durante los meses 22, 23 y 24, el comportamiento financiero se mantiene constante respecto a los meses anteriores, con ingresos de USD 186,324.86, costos de USD 49,687.71, y un saldo de caja mensual positivo de USD 136,637.14.

En el mes 32, se observa una reducción proporcional tanto en ingresos (USD 31,233.93) como en costos (USD 8,329.23), lo cual indica que este último periodo representa un mes parcial, correspondiente al remanente de producción necesario para agotar completamente las reservas mineras calculadas. En dicho mes, el saldo de caja generado es de USD 22,904.70, completando así el flujo operativo del proyecto.

Este último tramo asegura el aprovechamiento total del recurso, manteniendo la rentabilidad incluso en la fase final. Con este cierre, el proyecto completa un horizonte de 22 meses productivos, en los cuales se generó un flujo de caja constante y positivo tras la etapa de inversión inicial.

Tabla 81 — VAN y TIR

VAN (US\$) (10%)	1083384.5
TIR	31%

La Tabla 81 presenta los resultados finales del análisis de rentabilidad del proyecto minero, expresados a través de los indicadores financieros más relevantes: el Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR). El VAN calculado a una tasa de descuento del 10% asciende a USD 1083384.5, lo cual indica que el valor presente de los flujos de caja generados por el proyecto supera ampliamente la inversión inicial, generando una ganancia neta significativa. Un VAN positivo como el obtenido confirma que el proyecto es económicamente viable y financieramente atractivo. Por su parte, la TIR obtenida es del 31%, lo que implica que el proyecto genera un retorno superior al costo de oportunidad del capital considerado (10%). Este resultado refleja una alta rentabilidad, situando al proyecto dentro de los estándares recomendables para su ejecución, especialmente en el sector minero, donde la rentabilidad debe compensar el riesgo inherente a este tipo de operaciones.

En conjunto, estos indicadores respaldan la decisión de inversión, confirmando que el proyecto no solo recupera el capital comprometido, sino que también genera un excedente significativo para los inversionistas.

Indicador beneficio costo:

La tasa K es de 10% y la inversión total 500645

Tabla 82 — Indicador del beneficio costo mensual de 1 a 12 meses

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
		19923 0.7	18111 8.8	16465 3.4	14968 4.9	13607 7.2	12370 6.6	11246 0.5	10223 6.8	9294 2.6	8449 3.2
48192 2.5	1872 2.5	49023. 3	44566. 6	40515. 1	36831. 9	33483. 6	30439. 6	27672. 4	25156. 7	2286 9.7	2079 0.7

La Tabla 82 presenta la evolución mensual del indicador beneficio–costo (B/C) durante los primeros once meses del proyecto. Este indicador, calculado como la relación entre los beneficios generados y los costos incurridos en cada mes, permite evaluar la eficiencia económica del proyecto en el tiempo. Durante los primeros dos meses, los valores del indicador son negativos (–481,922.69 y –18,722.69, respectivamente), lo cual es coherente con el desembolso inicial de capital para cubrir inversiones en equipos e infraestructura, etapa en la cual el proyecto aún no genera ingresos. A partir del mes 3, el indicador toma valores positivos y decrecientes en magnitud, comenzando con 139,988.62 y reduciéndose progresivamente hasta 63,305.72 en el mes 11. Esta tendencia indica que, aunque los beneficios siguen superando a los costos, el margen relativo disminuye conforme avanza el tiempo, lo que es normal debido a la estabilización de la operación y la maduración del proyecto.

Esta información es clave para analizar la velocidad de retorno y la eficiencia mensual del capital invertido, ayudando a validar el comportamiento real del flujo de caja frente a lo proyectado y respaldando los resultados obtenidos en el análisis del VAN y la TIR.

Tabla 83 — Indicador del beneficio costo mensual del 13 a 24

13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
76812. 0	69829. 1	63481. 0	57710. 0	52463. 7	47694. 2	43358. 4	39416. 7	35833. 4	32575. 8	29614. 4	12563. 7
18900. 6	17182. 4	15620. 3	14200. 3	12909. 4	11735. 8	10668. 9	9699.0	8817.3	8015.7	7287.0	3091.5

La Tabla 83 muestra el comportamiento del indicador beneficio–costo diario durante los meses 12 al 22 del proyecto minero, evidenciando una tendencia decreciente tanto en el valor de los beneficios como en los costos asignados a cada periodo. Durante el mes 12, el indicador alcanza su punto más alto dentro del rango analizado con un beneficio de USD 59,368.84 frente a un costo de USD 15,832.04, lo que representa una sólida relación beneficio/costo. Sin embargo, conforme

avanza el proyecto hacia el mes 22, los beneficios disminuyen gradualmente hasta USD 22,889.26, mientras que los costos también bajan proporcionalmente hasta USD 6,103.94. Esta tendencia decreciente puede atribuirse a diversos factores, tales como: agotamiento progresivo del mineral de mayor ley, estabilización de la producción sin incrementos de eficiencia o incluso la naturaleza decreciente del ingreso marginal por tonelada en un proyecto maduro. No obstante, el indicador se mantiene positivo, lo que significa que el proyecto continúa generando beneficios netos durante todo el periodo evaluado.

Este análisis es clave para verificar la sostenibilidad económica del proyecto a lo largo del tiempo y para identificar posibles ventanas de optimización operativa antes de la etapa de cierre.

Índice de costo-Beneficio

$$\text{Índice Costo-Beneficio (C/B)} = \frac{\text{Beneficios Totales}}{\text{Costos Totales}}$$

FUENTE: Sapag Chain, Nassir (2014).

Tabla 84 — Índice costo beneficio

B	1907957.2
C	970122.7
B/C	1.97

El resumen final del análisis económico arroja un beneficio total acumulado (B) de USD1907957.2 frente a un costo total (C) de USD 970122.7, lo cual permite calcular un índice beneficio–costo (B/C) de 1.63. Este resultado indica que, por cada dólar invertido en el proyecto, se genera un retorno equivalente a USD 1.97, lo que representa un desempeño económico altamente favorable. Un índice B/C superior a 1 confirma la viabilidad financiera del proyecto, mientras que un valor de 1.97 sugiere una rentabilidad sólida y atractiva para inversionistas o entidades financiadoras.

Este indicador, junto con los valores previamente obtenidos de VAN positivo y TIR del 22%, consolidan la conclusión de que el proyecto no solo recupera eficientemente su inversión inicial.

Periodo de recuperación de la inversión:

$$\text{PRI} = \text{Mes anterior} + \left(\frac{\text{Inversión restante}}{\text{Flujo del mes en que se recupera}} \right)$$

FUENTE: Gitman, L. J. (2012).

Tabla 85 — Periodo de recuperación de la inversión

Periodo de recuperación de la inversión		
MESES	FLUJOS	FLUJOS ACUMULADOS
1	-481922.5	
2	-18722.5	
3	199926	199926
4	199926	399852
5	199926	599778
6	199926	799704
7	199926	999630
8	199926	1199556
9	199926	1399482
10	199926	1599408
11	199926	1799334
12	199926	1999260
13	199926	2199186
14	199926	2399112
15	199926	2599038
16	199926	2798964
17	199926	2998890
18	199926	3198816
19	199926	3398742
20	199926	3598668
21	199926	3798594
22	199926	3998520
23	199926	4198446
24	93298.8	4291744.8

La Tabla 85 presenta el análisis del flujo de caja anual y acumulado, permitiendo identificar el periodo de recuperación de la inversión (payback) para el proyecto minero. Los flujos anuales se mantienen constantes en USD 1999926 a partir del tercer mes, tras una fase inicial de inversión negativa en los dos primeros años (USD -481,922.69 y -18,722.69).

La recuperación del capital invertido se logra en el año 12, cuando el flujo acumulado alcanza USD 199926, superando ampliamente el monto total invertido (CAPEX estimado: USD 500,645.38). Este resultado implica que el payback del proyecto se produce antes del 50% del horizonte de vida útil (24 meses), lo cual es un indicador altamente favorable en términos de liquidez y retorno temprano del capital. A partir del año 13 en adelante, los flujos positivos se acumulan de manera sostenida, alcanzando un total de USD 4291744.8 al finalizar el mes 24. Esta

acumulación progresiva refleja un excelente desempeño económico, respaldado por una operación estable, ingresos sostenidos y costos controlados.

El periodo de recuperación calculado, junto con los resultados de VAN (USD 666,101.06), TIR (22%) y el índice B/C (1.63), ratifican que el proyecto no solo es rentable, sino también atractivo para la inversión en términos de eficiencia temporal del retorno.

Tabla 86 — Periodo de recuperación de la inversión

PRI	4.5	Meses
-----	-----	-------

El Periodo de Recuperación de la Inversión (PRI) calculado para el proyecto minero asciende a 4.5 meses en valor exacto. Este indicador representa el tiempo requerido para recuperar completamente el capital inicial invertido a partir de los flujos netos generados por el proyecto.

El PRI es un criterio clave en decisiones de inversión, particularmente cuando se evalúan proyectos en contextos con incertidumbre de mercado o volatilidad de precios, ya que acorta la exposición al riesgo.

Rendimiento operativo

Considerando dos turnos de trabajo por jornada (Día/Noche), los trabajadores se realizan según el cronograma semanal de producción establecido

Tabla 87 — Avance y producción

Avance y producción															
		Programa por semana													
		1		2		3		4		5		6		7	
		turno		turno		turno		turno		turno		turno		turno	
		DIA	NOCHE	DIA	NOCHE	DIA	NOCHE	DIA	NOCHE	DIA	NOCHE	DIA	NOCHE	DIA	NOCHE
Producción de tajo				73			73			73			73		
Producción de subnivel		32	32		32	32		32	32		32	32		32	32
Total tn por día		64		105		105		64		105		105		64	

La Tabla 87 Avance y producción presenta la programación semanal de la producción minera, considerando dos turnos de trabajo por jornada: diurno y nocturno. El registro incluye la producción de tajo y subnivel, distribuidas a lo largo de los siete días de la semana.

En la producción de tajo, se observan jornadas con valores significativos de 73 toneladas métricas (TM) en los días 3, 5 y 7 durante el turno diurno, mientras que en el resto de los días no se registran volúmenes en este rubro.

La producción de subnivel se mantiene constante, con 32 TM por turno (diurno y nocturno) en todos los días de la semana, reflejando una operación continua y estable en este frente.

El total de producción diaria varía entre 64 TM y 105 TM, dependiendo de si se incluyen o no las jornadas con producción de tajo. Esta programación semanal permite identificar los días de mayor rendimiento, optimizar la asignación de recursos y coordinar el trabajo entre ambos métodos de explotación para alcanzar las metas establecidas.

Tabla 88 — Producción

Producción de tajo por semana	292 Tn
Producción de subnivel por semana	320 Tn
Producción promedio por día	87 Tn
Producción total por semana	612 Tn

La Tabla 88 Producción resume los volúmenes obtenidos en la operación minera durante una semana, diferenciando la producción por tipo de labor. La producción de tajo alcanza las 292 toneladas métricas (Tm) por semana, mientras que la producción de subnivel suma 320 Tm en el mismo periodo.

El promedio diario de producción, considerando ambos métodos de explotación, es de 87 Tm, lo que permite proyectar el rendimiento operativo diario. En total, la producción semanal asciende a 612 Tm, consolidando la capacidad de extracción en función de la programación establecida y las condiciones operativas.

Tabla 89 — Programa semanal de avance

	Programa Semanal De Avance													
	1		2		3		4		5		6		7	
	Turno		Turno		Turno		Turno		Turno		Tur no		Turno	
	Di a	Noc he	Di a	Noc he	Di a	Noc he	Di a	Noc he	Di a	Noc he	Di a	Noc he	Di a	Noc he
Avance de subnivel	1.5	1.5		1.5	1.5		1.5	1.5		1.5	1.5		1.5	1.5

La Tabla 89 Programa semanal de avance presenta la planificación del avance en labores de subnivel a lo largo de una semana, considerando dos turnos diarios: diurno y nocturno.

En todos los días, tanto en el turno diurno como en el nocturno, se registra un avance constante de 1.5 metros por turno. Esta uniformidad indica una programación estable y predecible, lo que facilita la planificación de recursos, la coordinación de equipos de trabajo y el cumplimiento de las metas establecidas en el cronograma operativo.

Tabla 90 — Avance de subnivel

Avance de subnivel por semana	15 m
Avance promedio por día	2 m

La Tabla 90 Avance de subnivel muestra los resultados consolidados del progreso en la excavación de subniveles. Según los datos, el avance semanal alcanza los 15 metros, lo que equivale a un promedio diario de 2 metros.

Estos valores reflejan un ritmo constante de desarrollo, permitiendo proyectar con precisión los tiempos de ejecución y la disponibilidad de nuevas áreas para la explotación. Además, este control de avance es clave para coordinar las labores de perforación, voladura y sostenimiento, asegurando un flujo continuo en la producción minera.

Tabla 91 — Avance y producción por mes

Avance y producción por mes	
Producción mensual	2623 tn
Avance mensual	60 m

Tiempo efectivo de operación

Se identificó y registro el tiempo improductivo durante el turno de trabajo total de horas de trabajo 10 horas (600 min)

Tabla 92 — Pérdida de tiempo operativo programado

pérdida de tiempo operativo programados		
Charla de seguridad	15	minutos
Ingreso/salida de mina	20	minutos
Traslado de equipos	10	minutos
Alimentación	60	minutos

La Tabla 92 Avance y producción por mes presenta la proyección mensual de la operación minera. Según los datos, la producción mensual estimada es de 2,623 toneladas métricas (Tm), mientras que el avance mensual en labores alcanza los 60 metros.

Estos indicadores permiten evaluar el rendimiento global de la explotación, ya que integran tanto la cantidad de mineral extraído como el progreso físico en el desarrollo de la mina. Esta información es esencial para el control de metas operativas, la planificación de recursos y la proyección de la vida útil de la operación.

Tabla 93 — Pérdida de tiempo operativo no programado

Pérdida de tiempo operativo no programado		
Fallas mecánicas	25	minutos
Espera por materiales o insumos	10	minutos
Congestión en accesos o labores	5	minutos

La Tabla 93 Pérdida de tiempo operativo no programado detalla las interrupciones imprevistas que afectan la continuidad de la producción minera. Según los datos, las fallas mecánicas representan la mayor pérdida, con 25 minutos de inactividad. Le sigue el tiempo de espera por materiales o insumos, que genera 10 minutos de retraso, y finalmente la congestión en accesos o labores, que ocasiona 5 minutos adicionales de inactividad.

En conjunto, estas interrupciones suman 40 minutos de tiempo no productivo, lo que impacta directamente en el rendimiento operativo diario. Este registro es esencial para identificar las principales causas de ineficiencia y establecer medidas correctivas orientadas a reducir las demoras y optimizar la utilización de recursos.

Tabla 94 — Total del tiempo improductivo y eficiencia operativa

Total de tiempo improductivo durante en turno de trabajo			145	minutos
Tiempo efectivo operativo	600 - 145	455	minutos	
Eficiencia operativa	76%			

La Tabla 94 Total del tiempo improductivo y eficiencia operativa muestra el cálculo del rendimiento efectivo de la operación minera durante un turno de trabajo. El tiempo total improductivo registrado es de 145 minutos, resultado de diversas interrupciones no programadas.

Considerando que la duración total del turno es de 600 minutos, al descontar el tiempo improductivo se obtiene un tiempo efectivo operativo de 455 minutos. Este valor representa el periodo real en el que se ejecutan labores productivas.

La eficiencia operativa calculada es del 76 %, lo que indica que poco más de tres cuartas partes del tiempo disponible se utilizan de forma productiva. Este indicador es clave para evaluar el desempeño operativo, identificar áreas de mejora y proponer acciones que reduzcan las pérdidas de tiempo, aumentando así la productividad global de la mina.

5.2. Discusión

Para comenzar, Vásquez López (2019) llevó a cabo una investigación con el objetivo de determinar si la implementación del método Bench and Fill incrementaba la productividad en la Unidad Minera Uchucchacua, específicamente en la veta Gina Socorro. A través de un enfoque aplicado y cuantitativo, comparó los costos por tonelada y los niveles de dilución entre diferentes métodos de explotación. Como resultado, se evidenció una reducción de la dilución del 19% al 15% y un incremento del 43.56% en la productividad. En consecuencia, se concluyó que el método Bench and Fill resultaba más eficiente que el tradicional Cut and Fill. En contraste, en la veta Santa Rosa de la Unidad Minera Saywa, se seleccionó el método Cut and Fill Stopping, fundamentando la decisión en parámetros geomecánicos del macizo rocoso (RQD de 41.33%, RMR de 48.67, Q de 1.46 y GSI de 46). Aunque ambas investigaciones llevaron a cabo un análisis comparativo de métodos de explotación, se diferenciaron en los criterios de selección: mientras Vásquez enfatizó aspectos económico-productivos, Saywa priorizó la estabilidad estructural del macizo.

A continuación, Buendía Meza (2021) propuso la implementación del método de explotación de corte y relleno ascendente en vetas angostas del tajo Carmelita, perteneciente a la mina Toctopata en Andahuaylas. Su estudio, de tipo aplicada, descriptiva y experimental, se basó en la evaluación de factores geomecánicos y económicos. Los resultados obtenidos incluyeron un payback de 4.05 años y una relación costo-beneficio de 1.7, lo que demostró la viabilidad técnica y económica del método. De manera análoga, en la mina Saywa se optó por el método Cut and Fill Stopping, aunque en este caso la elección se sustentó principalmente en la baja calidad geomecánica del macizo. Si bien ambos estudios coincidieron en la idoneidad del método para vetas angostas, se diferenciaron en su enfoque: Buendía priorizó el análisis financiero, mientras que Saywa se centró en criterios técnicos geotécnicos.

Posteriormente, Choccelahua (2020) analizó la selección del método de explotación más adecuado para la veta Juanita en la Unidad Minera Fénix. Empleando un enfoque inductivo-deductivo, de nivel explicativo y tipo aplicado, comparó los métodos Bench and Fill, Sublevel Stopping y Cut and Fill. Los resultados mostraron que el método Cut and Fill ofrecía mayor utilidad bruta con un menor costo unitario (91 US\$/ton), por lo que fue considerado el más rentable técnica y económicamente. De forma similar, en Saywa se seleccionó el método Cut and Fill Stopping, aunque basado en criterios geomecánicos, destacando un GSI de 46. En consecuencia, ambos trabajos coincidieron en la elección del mismo método de explotación, pero se diferenciaron en el fundamento: mientras

Choccelahua priorizó los aspectos económicos, Saywa fundamentó su decisión en la estabilidad del macizo rocoso.

Más adelante, Lezama y Urteaga (2014) desarrollaron una investigación orientada a seleccionar el método de explotación más adecuado para la veta Vista Alegre, aplicando el método numérico de Nicholas. Su estudio fue de tipo aplicado, descriptivo y longitudinal, y se centró en la caracterización geomecánica del macizo. Determinaron que tanto la roca caja techo como la caja piso presentaban una resistencia R4 y un fracturamiento muy denso, lo que fue determinante para la elección del método. De forma concordante, en la mina Saywa se llevó a cabo una caracterización geomecánica detallada mediante los sistemas RMR, Q y GSI, obteniendo valores moderados (RMR promedio de 48.67). Aunque ambos estudios coincidieron en utilizar la geomecánica como criterio principal de selección, se diferenciaron en la calidad del macizo: más competente en Vista Alegre, lo que implicó mayor flexibilidad en la elección del método, frente a una calidad intermedia en Saywa, que exigió un enfoque más conservador como el Cut and Fill Stopping.

Finalmente, Escalante y Benavides (2018) llevaron a cabo un estudio en la UEA Contonga con el fin de incrementar la producción diaria de 1200 a 2000 toneladas mediante la aplicación de los métodos Sublevel Open Stopping y Bench and Fill. El enfoque metodológico fue descriptivo y de tipo mixto. Como resultado, se logró un incremento del 67% en la producción comparado con el método Cut and Fill. Concluyeron que los métodos de taladros largos son más productivos, aunque requieren un análisis económico detallado. En contraste, en la mina Saywa no se priorizó el aumento de la producción, sino la estabilidad estructural del macizo rocoso. Por tanto, mientras que Contonga se orientó hacia la eficiencia productiva, Saywa adoptó una estrategia conservadora, condicionada por un entorno geomecánico menos favorable. No obstante, ambos estudios compartieron la práctica de comparar métodos de explotación subterránea, aunque con objetivos y condicionantes técnicos distintos.

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

- El objetivo general de la investigación fue realizar la selección del método de explotación más adecuado que permita optimizar la producción en la Unidad Minera Saywa, específicamente en la veta Santa Rosa, ubicada en el distrito de Tumay Huaraca, provincia de Andahuaylas, durante el año 2023. Para ello, se integraron criterios geomecánicos y geométricos que permitieron evaluar la viabilidad técnica del método de explotación subterránea, en función de la estabilidad del macizo rocoso, la geometría del yacimiento y la eficiencia operativa proyectada. El método de explotación más adecuado que optimizó la producción en la Unidad Minera Saywa, veta Santa Rosa, fue el método Cut and Fill Stopping (corte y relleno ascendente). Esta elección se sustentó en los resultados de la caracterización geomecánica del macizo rocoso, que presentó valores de RQD promedio de 41.33%, RMR promedio de 48.67, Q de Barton de 1.46 y GSI de 46, indicadores que corresponden a una roca de baja a moderada competencia. Además, las características geométricas del yacimiento, como la potencia angosta promedio de 1.40 metro de la Veta y una inclinación de 55°, limitaron la aplicabilidad de métodos masivos y favorecieron la selección de un método más selectivo y controlado. El método Cut and Fill permitió una explotación segura, con control de la dilución, adaptabilidad a vetas angostas y mejora de la recuperación del mineral, logrando así optimizar la producción en condiciones geotécnicas desfavorables.
- El primer objetivo específico fue caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso en la veta Santa Rosa de la Unidad Minera Saywa. Esta caracterización se realizó mediante la aplicación de sistemas de clasificación reconocidos como RMR (Rock Mass Rating), Q de Barton y GSI (Geological Strength Index). Los resultados indicaron un RQD promedio del 41.33%, una clasificación RMR media de 48.67, un valor Q promedio de 1.46 y un índice GSI de 46, lo que permitió clasificar el macizo como de competencia baja a moderada. Estos valores reflejan condiciones geotécnicas

que requieren un método de explotación que ofrezca alta estabilidad, control de dilución y adaptabilidad a vetas estrechas.

- El segundo objetivo específico fue analizar los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado de la veta Santa Rosa. En este análisis se evaluaron variables como la potencia de la veta, que presentó un rango promedio entre 0.8 y 1.2 metros, una inclinación promedio de 60 grados y una continuidad longitudinal favorable. Estas características geométricas indicaron que el yacimiento presenta una geometría angosta, con orientación y dimensiones que dificultan la aplicación de métodos masivos, lo cual justificó la necesidad de optar por un método de explotación selectivo y adaptable, como el corte y relleno (Cut and Fill Stopping).
- El tercer objetivo específico consistió en determinar el método de explotación subterránea más adecuado para la veta Santa Rosa. Tras el análisis integral de la calidad geomecánica del macizo (RQD de 41.33%, RMR de 48.67, Q de 1.46, GSI de 46) y de la geometría del cuerpo mineralizado (potencia promedio de 1 metro e inclinación de 55°), se concluyó que el método Cut and Fill Stopping era el más apropiado. Este método permite una explotación segura y eficiente en condiciones de roca de baja competencia, con control adecuado de la estabilidad de las labores mineras y minimización de la dilución del mineral, lo que favorece la recuperación y sostenibilidad del proyecto.
- El Cuarto objetivo específico consistió en determinar el rendimiento operativo alcanzó un 76 % de eficiencia, resultado de un tiempo efectivo de 455 minutos sobre un total programado de 600 minutos por turno. Este indicador evidencia que, si bien la mayor parte de la jornada se destinó a labores productivas, aún persisten pérdidas de tiempo asociadas a fallas mecánicas, demoras por insumos y congestión en labores, lo que representa un margen de mejora para optimizar la productividad global de la operación minera.

6.2. Recomendaciones

- Se recomienda implementar y consolidar el método Cut and Fill Stopping como sistema de explotación principal en la veta Santa Rosa de la Unidad Minera Saywa, dado que este método demostró ser el más adecuado para optimizar la producción en condiciones geotécnicas desfavorables y vetas angostas. Asimismo, se aconseja estandarizar protocolos de control de dilución y recuperación del mineral, de manera que se garantice la seguridad, estabilidad del macizo rocoso y eficiencia operativa a largo plazo.

- Se recomienda continuar con campañas periódicas de caracterización geomecánica empleando sistemas de clasificación como RQD, RMR, Q de Barton y GSI, a fin de monitorear cambios en la competencia del macizo y actualizar las condiciones de diseño de las labores. Además, se aconseja implementar sistemas de soporte geotécnico complementario (pernos de anclaje, mallas metálicas y shotcrete) para reforzar la estabilidad en sectores con valores críticos de baja resistencia.
- Se recomienda priorizar la aplicación de métodos de explotación selectivos en función de la geometría angosta de la veta, evitando el uso de métodos masivos que puedan incrementar la dilución del mineral. Asimismo, se sugiere incorporar herramientas de modelamiento geológico 3D que permitan un mayor control en la orientación y potencia de la veta, mejorando la planificación y secuencia de explotación.
- Se recomienda consolidar la aplicación del Cut and Fill Stopping como estrategia operativa estándar, optimizando el diseño de los tajos y la secuencia de relleno. Asimismo, se sugiere evaluar la implementación de rellenos cementados en zonas críticas de baja competencia para incrementar la seguridad de las labores subterráneas y extender la vida útil de la mina.
- Se recomienda establecer un plan de mantenimiento preventivo y predictivo de los equipos mineros, con el fin de reducir las fallas mecánicas que impactan en la eficiencia. Igualmente, se aconseja optimizar la logística de suministro de insumos y mejorar la coordinación de las cuadrillas de trabajo para minimizar tiempos muertos por congestión en las labores. Finalmente, se propone implementar indicadores de control operativo en tiempo real (KPI's) para garantizar que la eficiencia supere el 85 % en turnos de trabajo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALBORNOZ, F., 2020. *Calculo de la tasa de produccion optima en minera a cielo abierto* [en línea]. S.l.: Tesis para optar el grado academico de Ingeniero, Universidad de Concepcion. Disponible en: [http://repositorio.udec.cl/bitstream/11594/4604/1/Tesis Calculo de la tasa de produccion.Image.Marked.pdf](http://repositorio.udec.cl/bitstream/11594/4604/1/Tesis%20Calculo%20de%20la%20tasa%20de%20produccion.Image.Marked.pdf).

ARROYO POMA, YESICA.JANETH. y ASTO RAMOS, YIMI., 2023. *Aplicación del método de explotacion corte y relleno ascendente en la veta escondida, Minera Vicus S.A.C.* [en línea]. S.l.: Tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, Universidad Continental. Disponible en: https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/12761/2/IV_FIN_110_TE_Arroyo_Asto_2023.pdf.

AZADEH, ADEMIR., OSANLOO, MORTEZA. y ATAEI, MOHAMMAD., 2010. A new approach to mining method selection based on modifying the Nicholas technique. *Applied Soft Computing Journal* [en línea], vol. 10, no. 4, ISSN 15684946. DOI 10.1016/j.asoc.2009.09.002. Disponible en: <https://doi.org/10.1016/j.asoc.2009.09.002>.

AZURIN GARCIA, RUBEN., 2023. *Optimización de perforación y voladura para reducir sobrerotura en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021* [en línea]. S.l.: Tesis para optar el grado academico de Ingeniero, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac. Disponible en: https://repositorio.unamba.edu.pe/bitstream/handle/UNAMBA/1338/T_131.pdf?sequence=1&isAllowed=y.

BALOYI, V.D. y MEYER, LAMBERTUS.DANIEL., 2020. The development of a mining method selection model through a detailed assessment of multi-criteria decision methods. *Results in Engineering* [en línea], vol. 8, no. March, ISSN 25901230. DOI 10.1016/j.rineng.2020.100172. Disponible en: <https://doi.org/10.1016/j.rineng.2020.100172>.

BIENIAWSKI, ZDZISLAW. TADEUSZ. *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. New York: Wiley, 1989. ISBN 978-0471602310.

BOSHKOV, S. H.; WRIGHT, F. D. *Basic and parametric criteria in the selection, design, and development of mining systems*. Washington: U.S. Bureau of Mines, 1973.

BUENDÍA MEZA, CESAR.JOSE., 2021. [en línea]. S.l.: Tesis para optar el grado academico de Ingeniero, Universidad Continental. Disponible en: [https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/8929%0Afiles/5193/Buendía Meza - 2021 - Implementación del método de explotación corte y r.pdf%0Afiles/5194/8929.html](https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/8929%0Afiles/5193/Buendía%20Meza%20-%202021%20-%20Implementación%20del%20método%20de%20explotación%20corte%20y%20r.pdf%0Afiles/5194/8929.html).

CHOCCELAHUA VARGAR, FRANKLIN., 2020. *Selección del método de minado a fin de optimizar la producción de la veta Juanita Unidad Minera Fénix-ecavaciones de Piques S.A.C.* S.l.: Tesis para optar el grado academico de Ingeniero, Universidad Continental]. <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/7333?locale=es>

COMEXPERÚ, 2023. La minería metálica creció un 3.2% en el primer trimestre de 2023. [en línea]. S.l.: Disponible en: <https://www.comexperu.org.pe/articulo/la-mineria-metalica-crecio-un-32-en-el-primer-trimestre-de-2023>.

CÓRDOVA, M. y SALAS, J. *Gestión de operaciones mineras: indicadores y control de procesos*. Lima: Editorial Ingeniería & Minería, 2019.

ESCALANTE ATENCIO, JOSHIMAR.SAUL. y BENAVIDES CHAGUA, SILVESTRE.FABIAN., 2018. *Proyecto de incremento de la producción de 1200 tmd a 2000 tmd mediante*

el método Sublevel open stoping y bench & fill en la U.E.A. Contonga S.A. [en línea]. S.l.: Tesis para optar el grado académico de Ingeniero, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion. Disponible en: http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1383/1/T026_70864825_T.pdf.

HARTMAN, HARMAN. L.; MUTMANSKY, J. M. *Introductory Mining Engineering*. 2. ed. New York: Wiley, 2002. ISBN 978-0471348515.

HERNÁNDEZ-SAMPIERI, ROBERTO. y MENDOZA TORRES, CRISTIAN PAULINA., 2018. Metodología de la investigación. Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta. *Mc Graw Hill*, vol. 1, no. Mexico,

HERRERA HERBERT, JUAN., 2006. Métodos de Minería a Cielo Abierto. *Métodos de Minería a Cielo Abierto* [en línea], DOI 10.20868/upm.book.10675. Disponible en: https://oa.upm.es/10675/1/20111122_METODOS_MINERIA_A_CIELO_ABIERTO_2.pdf.

HOEK, E.; BROWN, EDWIN. T. *Practical estimates of rock mass strength*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1997, vol. 34, n. 8, p. 1165–1186.

INSTITUTO NACIONAL DE ESTADÍSTICA E INFORMÁTICA (INEI), 2023. Producción Nacional marzo 2023. *Defensoria del Pueblo* [en línea], Disponible en: <https://m.inei.gob.pe/media/MenuRecursivo/boletines/05-informe-tecnico-produccion-nacional-mar-2023.pdf>.

INGEMMET. *Mapa geológico del cuadrángulo de Andahuaylas (Hoja 28-u)*. Lima: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico, 2016.

JASANSKY, SIMON., LIEBER, MIRKO., GILJUM, STEFAN. y MAUS, VICTOR., 2023. An open database on global coal and metal mine production. *Scientific Data* [en línea], vol. 10, no. 1, ISSN 20524463. DOI 10.1038/s41597-023-01965-y. Disponible en: <https://www.nature.com/articles/s41597-023-01965-y>.

KURAMOTO, JUANA. y GLAVE, MANUEL., 2007. *La minería peruana: lo que sabemos y lo que aún nos falta saber* [en línea]. S.l.: s.n. ISBN 9789972615429. Disponible en: <https://biblioteca.clacso.edu.ar/Peru/grade/20100513021350/InvPolitDesarr-4.pdf>.

LAUBSCHER, D. H. *A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design*. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1990, vol. 90, n. 10, p. 257–273.

LEZAMA MACHUCA, JOICY MARLY. y URTEAGA FLORES, GABRIELA ALEJANDRA., 2014. *Selección del método de miado para la veta vista Alegre aplicando el método número de Nicholas, La Asunción - Cajamarca 2020* [en línea]. S.l.: Tesis para optar el grado académico de Ingeniero, Universidad Privada del Norte. Disponible en: [https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/26313/Lezama Machuca%2C Joicy Marly - Urteaga Flores%2C Gabriela Alejandra.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/26313/Lezama%20Machuca%20Joicy%20Marly%20Urteaga%20Flores%20Gabriela%20Alejandra.pdf?sequence=1&isAllowed=y).

MALDONADO ROGEL, DANIEL ALEJANDRO, NUÑEZ RODAS, LEONARDO ANIBAL., 2022. *Propuesta de diseño de explotación subterránea para la extracción de oro en el área minera Patricia, El Guabo - El oro* [en línea]. S.l.: Tesis para optar el grado académico de Ingeniero, Universidad del Azuay. Disponible en: <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/12378/1/17905.pdf>.

MEJÍA, JULIO. y ALIAKBARI, ELMIRA., 2022. Survey of Mining Companies 2022. [en línea]. S.l.: Disponible en: <https://www.fraserinstitute.org/sites/default/files/annual-survey-of-mining-companies-2022.pdf>.

MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS (MINEM), 2023. Boletín estadístico minero

producción nacional de cobre creció 11.2%. *Boletín estadístico Minero - Ministerio de Energía y Minas* [en línea]. S.l.: Disponible en: <http://www.minem.gob.pe/images/publicaciones/publicacion-z96zgszzz2mz3-bem2023.jpg>.

MOLINA, OSWALDO., 2017. Sector minero en el Perú. Productividad, competitividad e innovación. [en línea]. S.l.: Disponible en: https://www.cieplan.org/wp-content/uploads/2019/09/MOLINA-sintesis-ejecutiva-mineria-Peru_web_compressed-1.pdf.

NAMIN, FAHAD.SAMIMI., GHADI, ALIAKBAR. y SAKI, FARSHAD., 2022. A literature review of Multi Criteria Decision-Making (MCDM) towards mining method selection (MMS). *Resources Policy* [en línea], vol. 77, no. November 2021, ISSN 03014207. DOI 10.1016/j.resourpol.2022.102676. Disponible en: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102676>.

PÉREZ-REYES, A. *Geología económica aplicada a la minería subterránea*. Lima: Fondo Editorial UNI, 2015. ISBN 978-9972-57-323-4.

ÑAUPAS PAITAN, HUMBERTO., VALDIVIA DUEÑAS, RAUL MARCELINO., PALACIOS VILELA, JESUS.JOSEFA. y ROMERO DELGADO, HUGO.EUSEBIO., 2018. *Metodología de la investigación cuantitativa-cualitativa y redacción de la tesis*. 5. S.l.: Ediciones de la U. ISBN 9788578110796.

NICHOLAS, DAVID.E., 1981. Method selection - A numerical approach. *Design and operation of caving and sublevel stoping mines* [en línea], Disponible en: https://www.cnitucson.com/publications/1981_Nicholas_436-Method Selection - A Numerical Approach 1981.pdf.

SALOMÓN , LILIANA., ORTIZ, ALEXIS. y VÍCTOR, CORDERO., 2018. Productividad Del Proceso Minero, Más Allá De La Producción. *UNIVERSIDAD, CIENCIA y TECNOLOGÍA* [en línea], vol. 22, no. 89, ISSN 2542-3401. Disponible en: <https://uctunexpo.autanabooks.com/>.

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA PETRÓLEO Y ENERGÍA, 2004. Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea. [en línea], vol. I, Disponible en: https://www.anm.gov.co/sites/default/files/folleto_mineria_ventilacion.pdf%0Ahttps://www.minenergia.gov.co/documents/10192/23980938/010318_guia_seg_ventilacion_minas_subterranas.pdf/52d1871d-37c0-45fe-9951-1b2adff92289.

VÁSQUEZ LOPEZ, VICENTE., 2019. *Aplicación del método Bench and Fill para la mejora de la productividad en las operaciones mineras - veta Gina Socorro - Unidad Minera Uchucchagua - 2018* [en línea]. S.l.: Tesis para optar el grado académico de Ingeniero, Universidad Alas Peruanas. Disponible en: https://repositorio.uap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12990/8853/Tesis_Método_Productividad_Mineras.pdf?sequence=5&isAllowed=y.

VILLAVICENCIO, M. *Selección de métodos de explotación en vetas angostas aplicando criterios geomecánicos y geométricos*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2018.

ANEXOS

Anexo A

Tabla 95 — Matriz de consistencia

Problemas	Objetivos	Hipótesis	VARIABLES	DIMENSIONES	POBLACIÓN/MUESTRA	Tipo/nivel y diseño de la investigación	Técnica e instrumento			
Problema General:	Objetivo general:	Hipótesis general	V1: Métodos de explotación	Caracterización geomecánica de macizo rocoso	Unidad de análisis: Población: Son todas las estructuras mineralizadas que cruzan los dos niveles. Muestra: Será la veta Santa Rosa en la Unidad Minera Saywa - Distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023, siendo un muestreo no probabilístico a criterio del investigador.	Tipo: Aplicada Nivel: Descriptivo Diseño: No-experimental	Técnica: Observación Instrumento: Ficha de observación			
¿Qué método de explotación permitirá optimizar la producción en la Unidad Minera Saywa, Veta Santa Rosa – distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023?	Seleccionar el método de explotación que permita optimizar la producción en la Unidad Minera Saywa, veta Santa Rosa – distrito de Tumay Huaraca – Andahuaylas, 2023.	La selección del método de explotación influye significativamente en la optimización de la producción en la Unidad Minera Saywa – Veta Santa Rosa, distrito de Tumay Huaraca, Andahuaylas, – 2023.		Características geométricas del depósito mineral						
				Método numérico de Nicholas						
			Económicas							
Problemas Específicos:	Objetivos específicos:		V2: La Producción	Financieras.						
¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso de la mina en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023	-Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso de la mina en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023	La selección del método de explotación influye significativamente en la optimización económica en la Unidad Minera Saywa – Veta Santa Rosa,	Rendimiento operativo							

<p>Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?</p> <p>¿Cuáles son los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado de la mina en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?</p> <p>¿Cómo determinar el método de explotación apropiado en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?</p> <p>¿La selección adecuada del método de explotación permitirá la optimización económica en la Unidad Minera Saywa Veta Santa Rosa -</p>	<p>-Analizar los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado de la mina en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca 2023</p> <p>Determinar el método de explotación apropiado en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023</p> <p>-Evaluar si la selección adecuada del método de explotación contribuye a la optimización económica en la Unidad Minera Saywa, veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas, 2023.</p> <p>-Evaluar si la selección adecuada del método de explotación contribuye a la optimización financiera en la Unidad Minera Saywa, veta Santa Rosa - distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas, 2023.</p>	<p>distrito de Tumay Huaraca, Andahuaylas, - 2023.</p> <p>La selección del método de explotación influye significativamente en la optimización financiera en la Unidad Minera Saywa - Veta Santa Rosa, distrito de Tumay Huaraca, Andahuaylas, - 2023.</p>					
--	--	--	--	--	--	--	--

<p>Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?</p> <p>¿La selección adecuada del método de explotación permitirá la optimización financiera en la Unidad Minera Saywa Veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?</p> <p>¿Cuáles es el rendimiento operativo de la mina en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023?</p>	<p>-Determinar el rendimiento operativo de la mina en la Unidad Minera Saywa veta Santa Rosa - Distrito de Tumay Huaraca - Andahuaylas 2023</p>						
---	---	--	--	--	--	--	--

Panel fotográfico



Figura 8 — Testigos obtenidos de las muestras de campo para las pruebas en laboratorio de Geomecánica de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.



Figura 9 — Pesaje de testigo N°1



Figura 10 — Pesaje de testigo N°3



Figura 11 — Pesaje de testigo N°2



Figura 12 — Corte de muestra para pruebas geomecánicas.

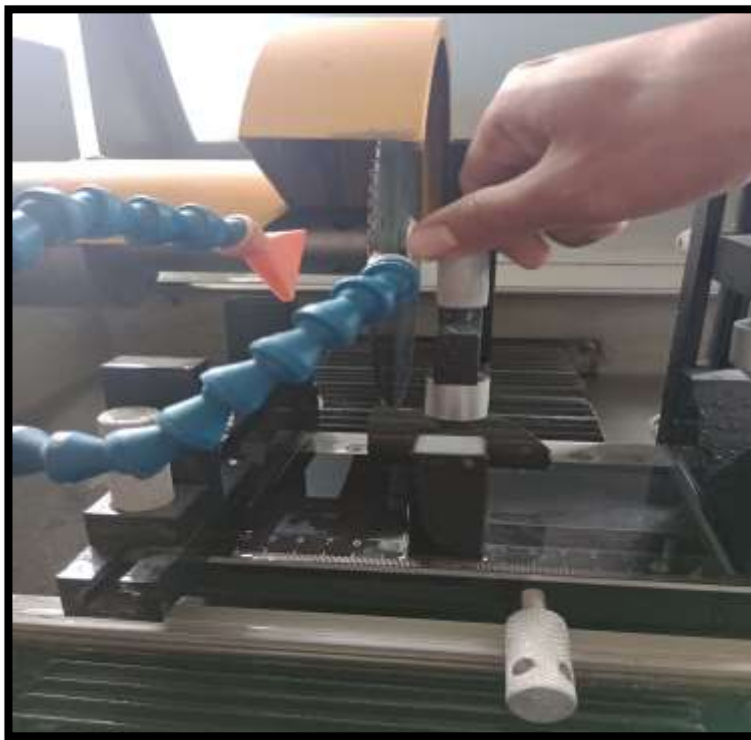


Figura 13 — Corte del testigo al tamaño requerido



Figura 14 — Posicionamiento de testigo para regular el tamaño de muestra



Figura 15 — Testigo N° 1 después de las pruebas en laboratorio



Figura 16 — Testigo N° 2 después de las pruebas en laboratorio



Figura 17 — Testigo N° 3 después de las pruebas en laboratorio



Figura 18 — Datos obtenidos durante la prueba de compresión en testigos.



Figura 19 — Datos obtenidos durante la prueba de compresión en testigos.



Figura 20 — Levantamiento geo mecánico en hastial derecho en interior mina