



UNIVERSIDAD PERUANA DE CIENCIAS APLICADAS

FACULTAD DE INGENIERÍA

PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA DE GESTIÓN MINERA

Diseño del sostenimiento de una rampa negativa en preparación a profundidad,
mediante métodos empíricos y numéricos de una mina subterránea convencional
al sur del Perú

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

Para optar el título profesional de Ingeniero de Gestión Minera

AUTOR(ES)

Huamani Ancco, Karina Andrea	0000-0003-2684-9339
Mamani Linares, Lucero Carol	0009-0003-5007-8957

ASESOR(ES)

Pehovaz Alvarez, Humberto Ivan	0000-0003-2407-0751
--------------------------------	---------------------

Lima, 27 de Junio del 2025

DEDICATORIA

A nuestras familias, quienes nos dieron su apoyo incondicional y fueron guías en el transcurso de nuestra carrera.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradecer a nuestros familiares, que son una parte fundamental de motivación y soporte en nuestras vidas. Asimismo, agradecemos cordialmente a nuestros profesores y asesores, en especial al Ing. Humberto Pehovaz e Ing. Juan Jara, quienes durante nuestra carrera compartieron sus conocimientos y nos orientaron en la elaboración del presente trabajo de suficiencia profesional.

De igual manera, agradecemos cordialmente a la gerencia de Mina Aguada por brindarnos el permiso de realizar el presente trabajo en su distinguida empresa. Del mismo modo al sr Edinson Jacob Martinez y al Ing. Ricardo Huisa por el apoyo para realizar nuestra investigación.

RESUMEN

El presente trabajo de suficiencia profesional tiene como título “Diseño del sostenimiento de una rampa negativa en preparación a profundidad, mediante métodos empíricos y numéricos de una mina subterránea convencional al sur del Perú”, el cual tiene como objetivo principal el diseño de un sistema de sostenimiento capaz de enfrentar la inestabilidad de la zona y las deformaciones inducidas por los esfuerzos asociados a la profundización de la rampa

El estudio geomecánico se realizó en una veta angosta aurífera, ubicada en una labor de preparación desarrollada mediante una rampa negativa. Previo a la aplicación de la metodología correspondiente, se recopilaron datos actualizados de estudios geológicos, con el fin de resumir la litología de la zona. Posteriormente, a través del estudio geomecánico, se empleó información proveniente de estaciones geológicas, mapeo geomecánico y ensayos de laboratorio, con el objetivo de determinar las propiedades de resistencia del macizo rocoso.

El modelamiento geomecánico de la rampa negativa, basado en métodos empíricos, proporciona variables que son ingresadas a un software especializado. A través de la aplicación de métodos numéricos, se analiza el comportamiento de la estabilidad del terreno y las deformaciones generadas por los esfuerzos actuantes sobre el diseño de sostenimiento seleccionado. Este proceso tiene como finalidad garantizar la estabilidad de la labor, la cual constituye un acceso principal hacia otras labores en proceso de profundización.

Palabras clave: Métodos empíricos, rampa negativa, vetas angostas

ABSTRACT

This thesis is entitled "Support Design of a Negative Ramp in Deep Mine Preparation Using Empirical and Numerical Methods for a Conventional Underground Mine in Southern Peru." Its main objective is to design a support system capable of addressing the instability of the area and the deformations induced by the stresses associated with the deepening of the ramp.

The geomechanical study was conducted in a narrow gold-bearing vein located in a preparation work developed using a negative ramp. Prior to applying the corresponding methodology, updated data from geological studies were collected to summarize the lithology of the area. Subsequently, through the geomechanical study, information from geological stations, geomechanical mapping, and laboratory tests was used to determine the strength properties of the rock mass.

The geomechanical modeling of the negative ramp, based on empirical methods, provides variables that are entered into specialized software. Through the application of numerical methods, the stability behavior of the ground and the deformations generated by the stresses acting on the selected support design are analyzed. The purpose of this process is to ensure the stability of the work, which constitutes the main access to other works being deepened.

Keywords: Empirical methods, numerical negative ramp, narrow veins

INFORME DE ORIGINALIDAD



FUENTES PRIMARIAS

1	repositorioacademico.upc.edu.pe	6%
Fuente de Internet		
2	repositorio.unap.edu.pe	3%
Fuente de Internet		
3	hdl.handle.net	1%
Fuente de Internet		
4	repositorio.ucv.edu.pe	1%
Fuente de Internet		
5	repositorio.ingemmet.gob.pe	1%
Fuente de Internet		
6	repositorio.uchile.cl	1%
Fuente de Internet		
7	bdigital.unal.edu.co	<1%
Fuente de Internet		
8	docplayer.es	<1%
Fuente de Internet		
9	upc.aws.openrepository.com	<1%
Fuente de Internet		
10	Pozo Garcia, Raul Rodolfo. "Modificación del Sistema GSI en función de la Escala de Análisis de Estabilidad de Taludes en Macizos Rocosos", Pontificia Universidad Católica del Perú (Peru), 2023	<1%
Publicación		

ÍNDICE

CAPÍTULO 1: DEFINICIÓN DEL PROYECTO	11
1.1. ANTECEDENTES	11
1.2. DESCRIPCIÓN DE LA ORGANIZACIÓN	14
1.2.1. Ubicación	14
1.2.2. Acceso.....	15
1.2.3. Geología Regional	15
1.2.4. Geología local	16
1.2.5. Unidades Litoestratigráficas	17
1.2.6. Geomorfología	18
1.2.7. Yacimiento.....	19
1.2.8. Mineralogía.....	20
1.2.9. Clima.....	20
1.2.10. Área de desarrollo del trabajo	20
1.2.11. Operaciones mineras	20
1.3. DEFINICIÓN DEL PROBLEMA	21
1.3.1. Identificación y formulación del problema.....	22
1.3.2. Justificación teórica, justificación metodológica y justificación práctica	23
1.4. OBJETIVOS	25
1.4.1. General.....	25
1.4.2. Objetivos Específicos.....	25
1.5. INDICADORES DE ÉXITO	25
1.6. PLANIFICACIÓN DE PROYECTO	26
CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO	27
2.1. MARCO CONCEPTUAL	27
2.1.1. Rampa Negativa en minería subterránea	27
2.1.2. Clasificación del macizo rocoso	28

RMR.....	28
2.1.3. Métodos numéricos.....	31
2.1.4. Software UnWedge.....	32
2.2. ESTÁNDARES, FRAMEWORKS Y BUENAS PRÁCTICAS	33
2.3. BASES LEGALES Y MARCO NORMATIVO	35
CAPÍTULO 3: DESARROLLO DEL PROYECTO	36
3.1. DISEÑO DE LA SOLUCIÓN	36
3.2. DESARROLLO DE LA SOLUCIÓN	41
3.2.1 Definir la muestra sobre la cual se basará la investigación.....	41
3.2.2. Definir los instrumentos para registrar los datos	41
3.3. PROCEDIMIENTO DE LA METODOLOGIA.....	42
3.3.1 Objetivo específico 1: Identificar la litología de la zona de estudio.....	42
3.3.2. Objetivo específico 2: Caracterizar el macizo rocoso de la rampa negativa lado norte	42
3.3.3. Objetivo específico 3: Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento.....	47
3.3.4. Objetivo específico 4: Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa.....	48
3.3.5. Objetivo específico 5: Diseñar el tipo de sostenimiento del modelo numérico 2D....	49
3.4. VALIDACIÓN DEL PROYECTO.....	49
3.4.1. Resultado del objetivo específico 1: Identificar la litología de la zona de estudio...49	
3.4.2. Resultado del objetivo específico 2: Caracterizar el macizo rocoso de la rampa lado norte	53
3.4.3. Resultado del objetivo específico 3: Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento	61
3.4.4. Resultado del objetivo específico 4: Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa	64
3.4.5. Resultado del objetivo específico 5: Diseñar el tipo de sostenimiento elegido.....	70
3.5. INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS	73
3.5.1. Interpretación de resultados objetivo 1: Identificar la litología de la zona de estudio	73

3.5.2. Resultado del objetivo específico 2: Caracterizar geomecánicamente la rampa negativa lado norte.....	73
3.5.3. Interpretación de resultados objetivo 3: Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento	74
3.5.4. Interpretación de resultados objetivo 4: Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa	74
3.5.5. Interpretación de resultados objetivo 5: Diseñar el tipo de sostenimiento elegido...	75
4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	75
RECOMENDACIONES	75
CONCLUSIONES	75
5. BIBLIOGRAFÍA	77

TABLAS

Tabla 1 Coordenadas de ubicación UTM WG S84.....	14
Tabla 2 Ruta de acceso de la Unidad Minera Aguada	15
Tabla 3 Minerales de la Veta Nueva Victoria.....	20
Tabla 4 Indicadores de logro.....	25
Tabla 5 Clasificación del valor Q de Barton, Jn y Jr	29
Tabla 6 Clasificación del valor Q de Barton Ja.....	30
Tabla 7 Clasificación del valor de Q de Barton, Jw.....	30
Tabla 8 Clasificación del valor de Q de Barton , SRF	30
Tabla 9 Estimación resistencia a la compresión uniaxial.....	43
Tabla 10 Designación de porcentaje para el RQD	44
Tabla 11 Separación entre las discontinuidades según Bieniawski	44
Tabla 12 Evaluación de la calidad de la roca en Aguada con los criterio del RMR según Bieniawski.....	46
Tabla 13 Mapeo geomecánico por celdas	47
Tabla 14 Estudio petrográfico - Mina Aguada.....	50
Tabla 15 Estudio Minerográfico - Mina Aguada	51
Tabla 16 Litología Veta Esperanza	53

Tabla 17 Lecturas con el esclerómetro de la caja techo.....	55
Tabla 18 Lecturas con esclerómetro de la caja piso.....	56
Tabla 19 Valores de la veta	57
Tabla 20 Resumen del mapeo geomecánico por estación.....	61
Tabla 21 Resumen de los valores del RMR por cada estación	62
Tabla 22 Tipo de sostenimiento a partir del RMR de roca regular	62
Tabla 23 Resumen de tiempo de autosostenimiento por estación.....	63
Tabla 24 Valores ESR según el tipo de excavación.....	71

FIGURAS

Figura 1 Plano de ubicación de la mina	14
Figura 2 Plano Geológico	16
Figura 3 Columna estratigráfica la mina Aguada	18
Figura 4 Plano Geomorfológico.....	19
Figura 5 Morfología de Aguada.....	19
Figura 6 Árbol de problema	22
Figura 7 Esquema de planificación del proyecto	26
Figura 8 Análisis computarizado	32
Figura 9 Simulación de cuñas en software Unwedge	32
Figura 10 Framework de Mina Aguada	34
Figura 11 Diagrama del proceso para el objetivo específico 1: Identificar la litología de la zona de estudio.	36
Figura 12 Diagrama del proceso para el objetivo específico 2: Caracterizar el macizo rocoso de la rampa lado norte.....	37
Figura 13 Diagrama del proceso para el objetivo específico 3: Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento.	37
Figura 14 Diagrama del proceso para el objetivo específico 4: Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa.	38
Figura 15 Diagrama del proceso para el objetivo específico 5: Diseñar el tipo de sostenimiento elegido.....	39
Figura 16 Diagrama de flujo de proceso de la implementación de la propuesta	40
Figura 17 Tabla de estabilidad de Barton	48
Figura 18 Cartilla Geomecánica	49
Figura 19 Estructura mineralizada de 18 cm	52

Figura 20 Perfil Longitudinal Veta Esperanza.....	52
Figura 21 Ensayo de laboratorio con el martillo Schmidt	54
Figura 22 Gráfico de correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote.....	55
Figura 23 Histograma de rebotes de martillo Schmidt de la caja techo.....	56
Figura 24 Histograma de rebotes de martillo Schmidt de la caja piso.....	57
Figura 25 Histograma de rebotes de martillo Schmidt en la veta	58
Figura 26 Inicio del ensayo de carga puntual	58
Figura 27 Testigo extraído del ensayo	59
Figura 28 Valor del índice de la resistencia por ensayo de carga puntual	59
Figura 29 Mapeo Geomecánico de la estación 1	60
Figura 30 Mapeo geomecánico de la estación 2	60
Figura 31 Clasificación del Macizo Rocosó (RMR).....	62
Figura 32 Límites de estabilidad en minas subterráneas no sostenidos (Bieniawski,1989; Villaescusa,2014).....	63
Figura 33 Interpolación de puntos de la estación 1	65
Figura 34 Estereografía de la estación 01	65
Figura 35 Simulación de cuñas de la estación 01	66
Figura 36 Interpolación de puntos de la estación 02.....	66
Figura 37 Estereografía de la estación 02	67
Figura 38 Simulación de cuñas de la estación 02	67
Figura 39 Estereografía de la estación 03	68
Figura 40 Simulación de cuñas de la estación 03	68
Figura 41 Estereografía de la estación 04	69
Figura 42 Simulación de cuñas de la estación 04	69
Figura 43 Estereografía de la estación 05	70
Figura 44 Simulación de cuña de la estación 05.....	70
Figura 45 Requerimiento de sostenimiento por el sistema Q	72
Figura 46 Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas.....	73

CAPÍTULO 1: DEFINICIÓN DEL PROYECTO

1.1. ANTECEDENTES

En el presente trabajo de suficiencia profesional, se tiene como objetivo principal proponer un diseño de sostenimiento adecuado. Para ello, se revisaron diversas fuentes de investigación con el fin de ampliar el conocimiento sobre los tipos de sostenimiento, particularmente aquellos basados en enfoques empíricos y numéricos. Lu et al. (2022) desarrollaron enfoques analíticos, numéricos y empíricos para evaluar la estabilidad en excavaciones subterráneas. En la parte analítica se realiza un análisis de confiabilidad, la cual representa la relación entre las cargas que un sistema debe soportar y su capacidad para soportarlas. Estos datos sirven para hallar el índice de confiabilidad y la probabilidad de falla, llamado método de fiabilidad de primer orden (FORM), cuyos resultados serán comparados con la técnica de simulación de Monte Carlo (MCS). El FORM depende de variables del enfoque numérico como; UCS (MPa), módulo elástico (MPa), los cuales serán hallados utilizando el RS2 (Rocscience), mientras que por parte del enfoque empírico se utilizará el Q de Barton. Los resultados del análisis de fiabilidad muestran que el túnel presentó una fiabilidad relativamente alta y no se prevé inestabilidad tras la excavación. Mediante enfoques analíticos y numéricos, los resultados de la evaluación de la estabilidad de la excavación confirmaron los resultados de fiabilidad derivados del enfoque empírico basado en Q del algoritmo FORM. También se examinó la fiabilidad del túnel con el sistema de soporte real instalado, sus resultados muestran que la fiabilidad ha mejorado drásticamente en comparación con el caso del túnel sin soportes. Se concluye, que los tres enfoques estudiados son de importancia para la evaluación de la estabilidad de una labor minera. De igual manera, Heidarzadeh & Saeidi (2024) detallan el uso de la técnica de simulación de Monte Carlo (MCS) y el uso del FLAC 3D para predecir los niveles de daños vinculados a las variaciones en la calidad del macizo rocoso y el esfuerzo in situ. La investigación se centraliza en macizos rocosos de calidad moderada que fueron categorizados en tres grupos según su GSI, UCS, constante de material Hoek-Brown, módulo de Young, coeficiente de Poisson, con el fin de estimar probabilísticamente los parámetros de resistencia y deformación. Para la evaluación probabilística, se toman dos criterios para cuantificar la gravedad del daño dentro del macizo rocoso, primero un criterio de falla basado en el esfuerzo llamado índice de corte frágil (BSR) y otro basado en la deformación llamado índice de daño plástico (PDI). Los resultados de las curvas de fragilidad BSR y PDI explicaron y cuantificaron satisfactoriamente la evolución y la severidad del daño en los espacios de tensión de las capas internas y externas para las tres clases de calidad del macizo rocoso. En base a los parámetros mencionados, se puede analizar el comportamiento del macizo rocoso ante la resistencia y

deformación. Respecto a las clasificaciones geomecánicas existentes, Fu et al. (2020) comparan el CMRR y RMR para la evaluación de las condiciones del macizo rocoso. Una vez obtenidos estos datos, utilizaron el kriging, superpusieron parámetros del diseño de mina y la información de las fallas para con ello realizar las comparaciones entre las propiedades del macizo rocoso y la geología estructural. Los resultados indican que el sistema CMRR es eficiente para la caracterización de macizo rocoso del techo, mientras que la resistencia ejerce una influencia en el CMRR y la RMR para la clasificación y el diseño de soporte. Los resultados de las clasificaciones geomecánicas son de importancia para evaluar el macizo rocoso, analizar la estabilidad, determinar sus propiedades, y proporcionar un diseño preliminar de soporte.

Por otro lado, uno de los aspectos importantes del macizo rocoso es su comportamiento dada su resistencia y los esfuerzos in situ que actúan en él. Tal y como mencionan Cortés et al. (2024), concluyen en su investigación la importancia que tienen los parámetros como la resistencia a la compresión uniaxial, la tensión in situ y la redistribución de tensiones, que suelen utilizarse para la evaluación por métodos empíricos, sin embargo, estos métodos pasan por alto información como las fallas por cizallamiento, las discontinuidades y las ondas de perturbación dinámica. Todos estos aspectos mencionados deben ser considerados como data esencial en las fases iniciales de un proyecto minero.

En el diseño de excavaciones subterráneas, uno de los aspectos fundamentales a considerar es la interacción entre el sostenimiento y el macizo rocoso. Esta relación no solo define la estabilidad inmediata de la excavación, sino también su comportamiento a lo largo del tiempo, especialmente en macizos con condiciones geomecánicas variables. En este contexto, Showkati et al. (2021) mencionan que la característica distintiva de las excavaciones es la interacción directa entre el soporte primario y las rocas circundantes, debido a ello, las cargas varían con el transcurso del tiempo a causa de los cambios en el comportamiento del macizo rocoso. En la investigación proponen una metodología mediante ecuaciones logarítmicas semiempíricas para la predicción de la estabilidad a largo plazo considerando la meteorización de la roca y el deterioro del soporte. Realizaron una exhaustiva investigación de los principales mecanismos para el deterioro de sistemas de soporte, como bulones de roca, aceros, y shotcrete, los cuales son representados por ecuaciones que cuantifican los daños en sus propiedades mecánicas en el tiempo. En conclusión, los resultados indican que la degradación del macizo rocoso incrementa la extensión de la zona plástica alrededor de la excavación, generando que el terreno tenga deformaciones mayores, y esto con el tiempo hace que la presión del terreno que actúa sobre el soporte aumente, mientras que la corrosión de los pernos y otros aceros, provoca, su pérdida de capacidad portante con el tiempo.

En la investigación de Iasiello et al. (2021), analizaron la comparación de métodos empíricos, numéricos y un enfoque analítico mediante un modelamiento de curvas de respuesta del terreno (GRC) con el objetivo de evaluar el efecto de compresión en el macizo rocoso. Para ello, necesitaron datos geotécnicos y geológicos de las zonas cercanas al túnel, mientras que para el modelamiento se utilizará el Plaxis 2D para medir la evolución de la deformación. Una vez obtenida los resultados, se concluye que todos los datos ingresados del enfoque empírico, numérico y de campo en el modelo Plaxis es buena, siendo el parámetro más importante el módulo de corte. Por último, una vez obtenido los resultados se hace el mismo análisis pero relacionado al diseño de su soporte.

En relación con los tipos de diseño para sostenimiento, Kang et al. (2021) propusieron un nuevo diseño basado en el sostenimiento, modificación de la roca y la reducción de sus esfuerzos. Se utiliza sostenimiento con pernos de alta resistencia combinado con mallas de acero soldadas, y con inyección de cemento en zonas de alto fracturamiento, generando una mejora del macizo rocoso y un aumento de su resistencia por los pernos de anclaje, mientras que por el alivio de esfuerzos se aplica el fracturamiento hidráulico. En síntesis, este tipo de diseño proporciona una medida eficaz para el control del macizo rocoso en condiciones de presión extrema.

El uso de métodos empíricos basados en clasificaciones geomecánicas ha sido ampliamente adoptado en la ingeniería de túneles para estimar el comportamiento del macizo rocoso y definir criterios de sostenimiento adecuados. Estas metodologías permiten integrar observaciones de campo con parámetros geológicos y mecánicos, facilitando la toma de decisiones en condiciones variables y complejas. En esta línea, el estudio realizado por Terron-Almenara et al. (2023) analizó 118 casos de túneles para la evaluación de métodos empíricos por medio de la clasificación del macizo rocoso, con la finalidad de diseñar un sostenimiento para distintas variaciones de condiciones geológicas y mecánicas. Los resultados revelaron un valor de $Q < 1$, y se propuso un diseño integrado específicamente para terrenos en malas condiciones. Esta metodología se relaciona al enfoque de interacción terreno-soporte, el cual consiste en una clasificación de los tipos de comportamiento del terreno, el monitoreo de la deformación, el análisis numérico y herramientas capaces de identificar mecanismos de falla y en el soporte del macizo rocoso. En el caso de deformaciones dependientes del tiempo debido al posible debilitamiento en rocas débiles, se utiliza el modelamiento con RS2, brindando una simulación a largo plazo de la roca in situ o la suposición de un comportamiento a largo plazo. Una parte importante dentro del proceso de

diseño de sostenimiento de la investigación dependió de la clasificación del macizo rocoso, donde se realizan trabajos como, la inspección visual, el mapeo y la calificación de los parámetros importantes para la modelación con RS2. Seguido de ello, se ejecutaron evaluaciones de tendencias, distribuciones e intervalos de valores de la deformación del túnel y el FS.

1.2. DESCRIPCIÓN DE LA ORGANIZACIÓN

1.2.1. Ubicación

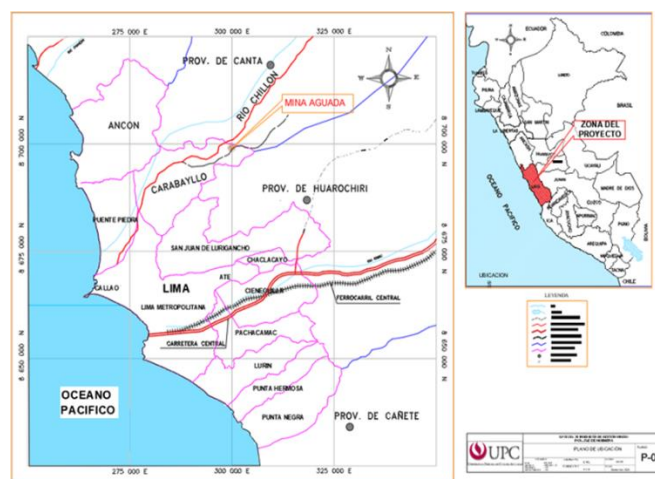
La mina Aguada se encuentra situada en la zona central de la costa peruana, extendiéndose hacia los márgenes occidentales de la Cordillera de los Andes. Su desarrollo se localiza al noreste de la provincia de Lima, dentro de la Región Lima, formando parte de la cuenca hidrográfica del río Chillón. Geopolíticamente, se ubica en el distrito de Carabayllo, provincia y departamento de Lima, a una altitud aproximada de 1,820 m s.n.m (ver figura 1). En la tabla 1 se detalla sus coordenadas geográficas UTM WGS84.

Tabla 1 *Coordenadas de ubicación UTM WG S84*

VERTICE	COORDENADAS UTM WGS 84	
	ESTE	NORTE
1	299500	8699750
2	300250	8699750
3	300250	8698250
4	299500	8698250

Nota. Elaboradora a partir de los datos brindados del Departamento de Geología, por la Unidad Minera Aguada

Figura 1 *Plano de ubicación de la mina*



Nota. Adaptado de los planos brindados por el Departamento de Geología, por la Unidad Minera Aguada

1.2.2. Acceso

Para acceder a la zona de estudio se puede realizar desde la ciudad de Lima, tomando la carretera Panamericana Norte en dirección al distrito de Carabayllo. Desde allí, se continúa por la avenida Túpac Amaru hasta aproximadamente el kilómetro 22, donde se toma un desvío a la altura del Fundo Cassinelli. Luego, el recorrido prosigue pasando por el centro poblado de Río Seco, hasta alcanzar la zona del proyecto mediante una vía tipo trocha (ver Tabla 2). Este trayecto permite el ingreso vehicular hacia la mina Aguada y constituye la principal vía de acceso desde la capital.

Tabla 2

Ruta de acceso de la Unidad Minera Aguada

LUGAR	DISTANCIA (KM)	TIPO DE VIA	TIPO DE VEHICULO	TIEMPO (H)
Lima-Vía Tupac Amaru (Km 22)	22	Carretera asfaltada	Camioneta	1
Tupac Amaru (Km 22)- (desvío fundo Cassinelli)	18	Carretera asfaltada	Camioneta	0.3
Desvío fundo Cassinelli- CP Río Seco	25	Trocha carrozable	Camioneta	1
CP Río Seco-Unidad Minera (campamento)	18.5	Trocha carrozable	Camioneta	1

Nota. Elaborado a partir de la información brindada del Departamento de Geología

1.2.3. Geología Regional

Desde un punto de vista geológico, dada la investigación de Quispe (2019) menciona que el área de estudio mina se encuentra en el segmento Lima del Batolito de la Costa, incluido en la franja metalogenética de depósitos de Oro-Plomo Zinc- Cobre. La mineralización es en vetas que contienen cuarzo, oro y sulfuros, y se alojan en intrusivos del Cretácico Superior y controladas por fallas transcurrentes. En relación con el afloramiento en el batolito de la costa se encuentra principalmente la presencia de rocas ígneas y sedimentarias. Se reconoce cuerpos subvolcánicos depositados en stocks y diques, como consecuencia de eventos volcánicos. La secuencia sedimentaria está conformada por el Cretáceo Inferior y Jurásico Superior (formaciones Yangas y Arahua), la cual litológicamente comprende andesitas masivas, lutitas, areniscas, lodolitas, margas silicificadas con chert, y tobas. Mientras que las rocas ígneas son parte de la super unidad Santa Rosa en el Batolito de la Costa, y se conforman por

cuerpos tonalíticos-dioríticos y tonalíticos-granodioríticos, los cuales conforman la mayor extensión dentro del área del segmento Lima.

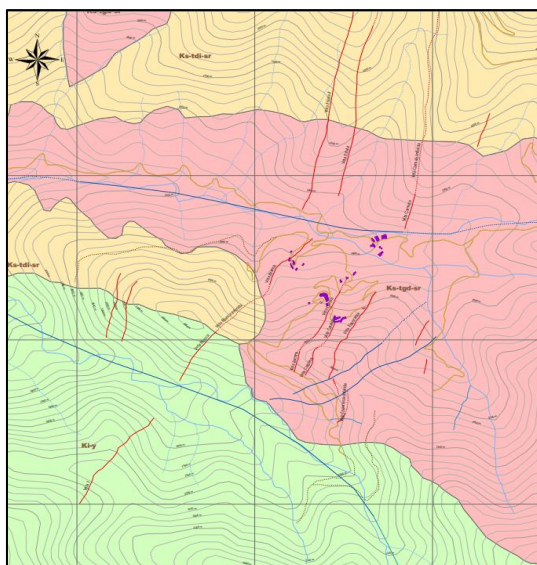
La zona de interés está ubicada en la parte norte de Chosica, donde se observa la prolongación de la falla Chillón, la cual tiene una extensión de 28 km en dirección SO-NE. La aparición de la falla se da a la altura del distrito de Yangas y recorre el río Chillón hasta las inmediaciones del caserío San José y se extiende hasta el distrito de Huaros (pasando Canta), recorriendo 13 km (Quispe, 2019).

1.2.4. Geología local

Las unidades geológicas, se ubican en rocas intrusivas, donde se observa Tonalita-diorita, Tonalita-granodiorita, diorita xenolítica, (diorita oscura), y depósitos aluviales. Es un depósito polimetálico del tipo hidrotermal, mesotermal de tipo filoniano, el cual contiene Oro (Au), Plomo (Pb), Zinc (Zn), Cobre (Cu) (Ver figura 2). La mineralización se presenta en veta con cuarzo, oro, sulfuros, que se hospedan en los intrusivos, el afloramiento se da en estructuras paralelas de 400 m de longitud, y la potencia varía entre 0,05 a 0.40 m(Quispe, 2019).

Figura 2

Plano Geológico



Nota. Adaptado del Departamento de Geología de la Unidad Minera Aguada

1.2.5. Unidades Litoestratigráficas

En la mina Aguada afloran rocas de diferentes edades que van desde el Jurásico hasta el Cretácico superior. La columna estratigráfica se detalla en la figura 3.

- Formación Arahuay (Jurásico): Se caracteriza por tener en gran cantidad rocas volcánicas, entre ellas tenemos: andesitas, margas silicificadas, limonitas tobáceas, y areniscas.
- Volcánico Yangas (Cretáceo Inferior): Está compuesto en su secuencia de gran dimensión por lodositas, margas silificadas con contenido de chert, y lavas masivas andesíticas, mientras que en niveles superiores aparecen limonitas, limonitas tobáceas, y areniscas.
- Formación Pamplona (Cretáceo Inferior): Compuesta de lutitas, margas, calizas, limonitas calcáreas, con un espesor de 400m.
- Formación Atocongo (Cretáceo inferior): Tiene secuencia calcárea, bancos grandes de calizas con color gris claro y blanco beige.
- Volcánico Huarangal (Cretáceo medio): Se encuentra sobre las calizas de la formación Atocongo, su base se conforma por piroxenos epidotizados color verde, lavas dacíticas de color gris verdoso, y andesitas piroclásticas.
- Volcánico Quilmaná (Cretáceo Superior): Se conforma por rocas piroclásticas, derrames y lavas andesíticas masivas.
- Grupo Rímac (Neógeno inferior): Contiene rocas volcánicas piroclásticas y sedimentarias de color rojo y violeta, en gran magnitud al oeste de la Cordillera Occidental.
- Volcánico Colqui (Neogeno inferior): Compuesta por lavas porfíricas de color gris, verde y violeta, y tiene una secuencia volcánica sedimentaria.
- Volcánico Millotingo (Neógeno Superior): Se observan rocas volcánicas de gran composición andesítica de color verde a violeta.
- Volcánico Huarochiri (Neógeno Superior): Contiene presencia de areniscas y limonitas tobáceas con un espesor de aproximadamente 600m.
- Depósitos aluviales (Cuaternario): Compuesta por capas de gran espesor de grava de los ríos Chancay, Lurín y Rímac.

Figura 3
Columna estratigráfica la mina Aguada

Era	Sistema	Serie	Unidades Litoestratigráficas		Rocas Intrusivas	
CENOZOICA	Cuaternario	Holocena	Depositos aluviales	Qh-al	Diorita Andesita SUPER UNIDAD TIPO DE ROCA	Ts-di Ts-a
		Pleistocena	Depositos aluviales	Qpl-al		
			Deposito glaciares	Qpl-gl		
	Neógeno	Superior	Volcanico Huarochiri	Ts-hu		
			Volcanico Millotingo	Ts-m		
		Inferior	Volcanico Colqui Grupo Rimac	Ti-co Ti-ri		
MESOZOICO	Cretácico	Superior	Volcanico Quilmana	Kms-q	Granito SANTA ROSA Tonalita-granodiorita Tonalita-diorita	Ks-sr/gr Ks-sr/tgd Ks-sr/tdi
			Medio	Volcanico Huarangal	Kim-h	PACCHO Tonalita-Diorita
		Inferior	Fm. Atocongo	Ki-at	PARAISO Tonalita-Diorita	Ks-pa/tdi
			Fm. Pamplona	Ki-pa	PATAP Gebro-diorita	Ks-gt/gbdi
			Volcanico Yangas	Ki-y	Dolerita Andesita	Kms-db Ks-an
	JURASICO	Fm. Arahuay	J-ar			

Nota. Elaborador a partir de “Caracterización Geológica para seleccionar el Método de Explotación de la Veta Esperanza en la Mina Aguada-Carabayllo Lima”, por A. Quispe, 2019

1.2.6. Geomorfología

Las unidades geomorfológicas que conforman la mina son; valles, quebradas y estribaciones andinas occidentales (ver Figura 4 y Figura 5).

Valles

Los valles en Aguada han sido creados por la erosión fluvial, siendo el agua el medio que transporta los detritos y otros sedimentos, tienen forma de “V” en la parte superior y tienen una fuerte inclinación.

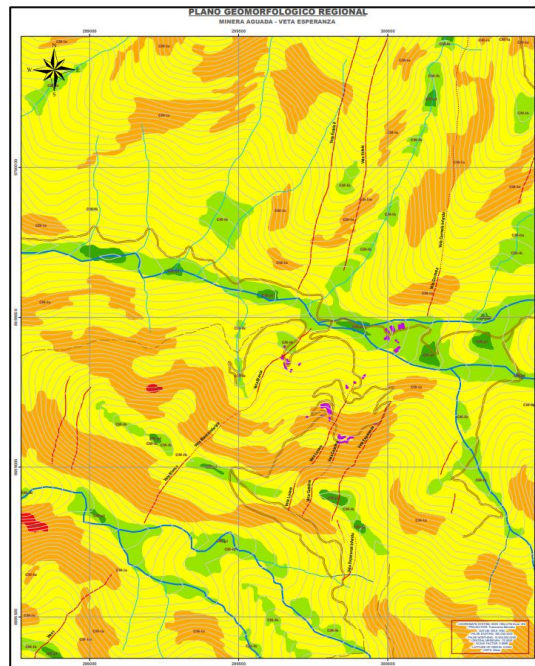
Quebradas

Las quebradas son aberturas entre lomas, donde fluyen los cauces de los ríos de la quebrada Hurta vieja, Pan de Azúcar, y Yerba Buena. Usualmente, estas quebradas están secas durante el año.

Estribaciones

En Aguada se tiene estribaciones andinas que están conformadas por una serie de cerros de baja altitud que para la costa peruana se representa como una interrupción formada por valles y desiertos.

Figura 4
Plano Geomorfológico



Nota. Adaptado del Plano otorgado por el área de Geología

Figura 5
Morfología de Aguada



Nota. En la imagen se observa el valle “V” con fuerte inclinación, y la quebrada inactiva que se encuentra en medio de los dos cerros

1.2.7. Yacimiento

El yacimiento es un depósito de minerales epigenéticos, del tipo de relleno de fracturas, formadas a partir de soluciones mesotermales que contienen oro. La veta principal explotada es denominada Nueva Victoria, la cual está controlada por fracturamiento local y regional, es un depósito hidrotermal, mesotermal del tipo filón, este se clasifica como veta hidrotermal de cuarzo-oro-sulfuros, teniendo como mineral principal al cuarzo seguido de pirita, arsenopirita y el oro nativo, siendo este último el origen de las soluciones hidrotermales auríferas que provienen de fuentes magmáticas calcoalcalinas (Quispe, 2019).

1.2.8. Mineralogía

El depósito es vetiforme, la cual forma estructuras mineralizadas tipo rosario. En la tabla 3 se muestra los minerales de la veta Nueva Victoria.

Tabla 3

Minerales de la Veta Nueva Victoria

MINERALES	COMPOSICIÓN	OBSERVACIÓN
Oro	Au	Hipógeno y supergenico
Argentita	AgS	Hipógeno y supergenico
Galena	Pbs	Hipógeno y supergenico
Pirita	FeS2	Hipógeno
Calcopirita	CuFeS2	Hipógeno
Esfalerita	ZnS	Hipogeno
Marmatita	ZnS	Hipogeno
Cuarzo	SiO2	Hipogeno – supergenico
Limonita	FeO3nH2O	Zona de oxidación
Arsenopirita	FeAsS	Hipogeno
Bornita	CuFeS4	Hipogeno

Nota. Información de los minerales presentes en la veta Nueva Victoria. Elaborado a partir de datos obtenidos del departamento de Geología

Minerales de mena: Oro nativo asociado a Sulfuros (esfalerita, galena, argentita, marmarita y calcopirita).

Minerales de ganga: Cuarzo y pirita.

1.2.9. Clima

El clima en la zona es variante, debido a la diferencia de altitud que conlleva tener un clima, seco, templado y caluroso en el día y levemente frío en la noche. La temperatura en invierno se mantiene entre los 11°C y los 15°C, y en verano entre los 12°C y los 20°C. Según los registros de lluvias de las estaciones cercanas del proyecto, la temporada de lluvias en la mina es de noviembre a marzo, y no hay más precipitaciones desde mayo a setiembre.

1.2.10. Área de desarrollo del trabajo

El área de desarrollo de trabajo de investigación es Geomecánica la cuál será la encargada de la evaluación y estudio del macizo rocoso en la etapa de diseño, operación, ejecución y cierre de la unidad minera Aguada.

1.2.11. Operaciones mineras

Actualmente se realizan trabajos en los siguientes niveles:

Nivel Principal Cortada (1820 m.s.n.m) : Actualmente la operación está centrada en el avance de frentes de 2.2m x 2.2m sobre la veta. Por el lado Norte con un avance de 130 m y por el lado Sur 178 m . Además de ello el avance de subnivel 1 de cortada del lado sur, en este caso con frente de menor dimensión de 1.20m x1.80m con una veta de potencia de 15cm. Finalmente en un tramo de aproximadamente de 50 m tanto para el subnivel 1 del lado norte y sur se encuentra siendo tajeado.

1.3.DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

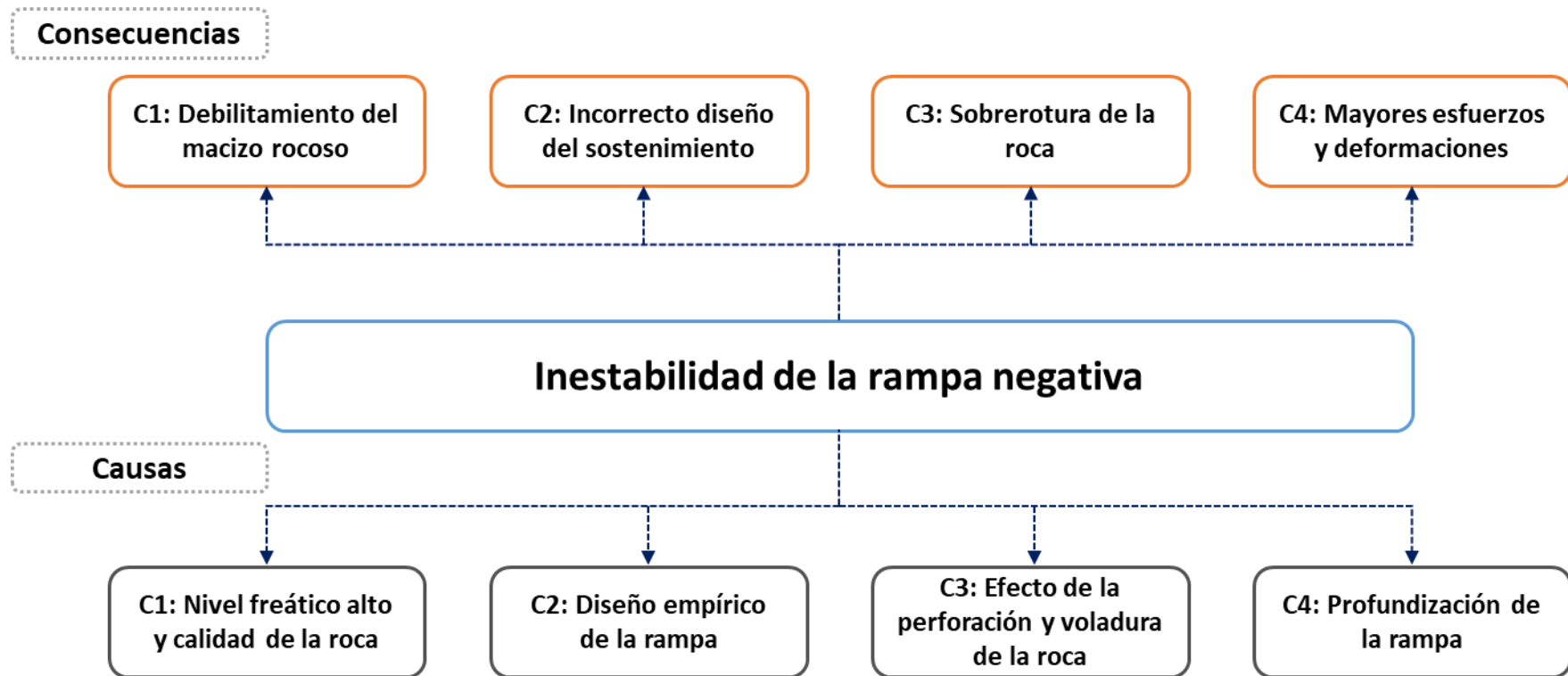
La empresa Inversiones Martínez E.I.R.L. es la responsable de la explotación de la unidad minera Aguada, dedicada a la extracción de minerales polimetálicos. Para ello, emplea el método de explotación corte y relleno ascendente, el cual permite un adecuado control de la estabilidad del macizo rocoso, tanto en labores horizontales como verticales. Este método tiene como finalidad principal garantizar un sostenimiento eficiente durante el avance de las labores, minimizando los riesgos asociados a la operación. Con su implementación, se busca salvaguardar la integridad del personal, así como proteger los equipos, maquinarias, instalaciones y demás recursos involucrados en el proceso operativo.

Actualmente, se ha identificado una problemática en el avance del acceso al nivel 1818 de la unidad minera. Aunque la roca presente en la zona es considerada competente, la presencia de filtraciones de agua en forma de goteras ha generado el debilitamiento de las cajas, debido a que estas contienen panizo. Esta condición geológica incrementa el riesgo de colapsos o desprendimientos súbitos, lo cual representa un peligro significativo para la seguridad de las labores subterráneas. Frente a este escenario, y considerando las condiciones geotécnicas descritas, el presente trabajo de suficiencia profesional se enfoca en proponer un diseño de sostenimiento eficiente y adaptado a las características geomecánicas específicas de la unidad minera Aguada, así como a su realidad operativa. El objetivo es garantizar la estabilidad de las labores y reducir los riesgos asociados a la presencia de agua y materiales de baja resistencia en el entorno de trabajo (ver Figura 6).

1.3.1. Identificación y formulación del problema

Figura 6

Árbol de problema



1.3.2. Justificación teórica, justificación metodológica y justificación práctica

Justificación Teórica:

El diseño de sostenimiento en excavaciones subterráneas es una etapa fundamental dentro de la ingeniería de minas, ya que permite garantizar la estabilidad del macizo rocoso, la seguridad del personal operativo y la continuidad de las labores mineras. Las rampas negativas, debido a su inclinación y orientación en el macizo rocoso, están sometidas a condiciones geomecánicas complejas que requieren un análisis técnico riguroso para evitar colapsos, desprendimientos o deformaciones estructurales.

En este contexto, los métodos empíricos como el RMR (Rock Mass Rating), el Q-System y el GSI (Geological Strength Index), permiten realizar una clasificación geomecánica del macizo rocoso a partir de parámetros observables y medibles en campo y laboratorio, proporcionando una primera aproximación del tipo y nivel de sostenimiento requerido. Estos métodos, desarrollados a partir de datos de múltiples proyectos reales, ofrecen resultados prácticos, rápidos y ampliamente validados en la industria minera.

Por otro lado, los métodos numéricos, basados en principios de la mecánica de rocas y análisis de elementos finitos o diferencias finitas (por ejemplo, mediante software como RS2, FLAC3D o Phase2), permiten simular el comportamiento del macizo rocoso frente a excavaciones y cargas, considerando condiciones específicas del terreno, geología, esfuerzos in situ y condiciones hidráulicas. Esto permite analizar con mayor precisión los niveles de deformación, esfuerzos, zonas de falla potencial y evaluar distintas alternativas de sostenimiento con criterios de seguridad y eficiencia (Velasco, 2019).

La integración de ambos enfoques empírico y numérico permite complementar la visión práctica con la analítica, mejorando la confiabilidad del diseño final de sostenimiento. En el caso específico de la mina subterránea ubicada en la comunidad Chemitos del Sur, la aplicación combinada de estos métodos permitirá establecer un diseño de sostenimiento confiable, seguro, técnicamente fundamentado y económicamente viable, adaptado a las condiciones particulares del nivel 1818 y alineado con buenas prácticas de ingeniería geotécnica.

Justificación Metodológica:

Se seguirá una metodología de trabajo con el fin de determinar el tipo de sostenimiento que contribuya a dar un mejor soporte en la rampa negativa y así controlar el desprendimiento de la roca producto del avance a profundización. Belizario-Calsin et al. (2020) indican que la caracterización geomecánica del macizo rocoso implica el uso de sistemas de clasificación como el Rock Mass Rating (RMR) , el sistema Tunneling Quality Index (Q) y el Geological Strength Index (GSI) para determinar la calidad del macizo rocoso. El análisis de estabilidad consiste en utilizar el método del gráfico de estabilidad de Mathews para determinar si el diseño actual se encuentra en una zona estable o no. El diseño empírico se lleva a cabo una vez que el diseño actual haya sido considerado inestable.

El fin de reconocer las propiedades del macizo rocoso es proporcionar los parámetros de entrada requeridos para que el modelo numérico pueda realizar simulaciones, lo cual se logra a través de relaciones empíricas entre los sistemas de clasificación y las propiedades de la roca intacta.

Justificación Práctica:

En base a la metodología planteada se buscará diseñar un sistema de sostenimiento para la rampa negativa que controle el desprendimiento de la roca en el avance a profundización de dicha labor. Esto se da en base a una necesidad de recomendar un tipo de sostenimiento al avance de la rampa sin contratiempos producto de factores como la sobrerotura de la roca, agua en forma de goteras. Torres & Camacho, (2023) destacan la importancia de realizar un mapeo geomecánico detallado como etapa previa a la implementación del sostenimiento. En su estudio, recomiendan el uso de arcos noruegos combinados con cable bolting como una alternativa eficaz en condiciones geomecánicas complejas. Por su parte, Jurado Córdova (2018) plantea que, para el diseño y construcción de rampas negativas, es fundamental realizar una evaluación geomecánica rigurosa con el fin de caracterizar la calidad del macizo rocoso. Para ello, emplea los métodos GSI (Geological Strength Index) y RMR (Rock Mass Rating), herramientas que permiten estimar la estabilidad del terreno y, en consecuencia, definir el sistema de sostenimiento más adecuado. En este contexto, el presente trabajo de investigación busca aplicar enfoques similares adaptados a la realidad geotécnica de la unidad minera Aguada, proponiendo un diseño de sostenimiento eficiente, seguro y técnicamente viable para las condiciones actuales de la rampa negativa.

1.4.OBJETIVOS

1.4.1. General

Diseñar un sistema de sostenimiento de una rampa negativa en preparación a profundidad, mediante métodos empíricos y numéricos en una mina subterránea convencional al sur del país.

1.4.2. Objetivos Específicos

- Identificar geológicamente el macizo rocoso
- Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso entorno a la rampa.
- Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento.
- Simular numéricamente la estabilidad de la rampa negativa.
- Elegir el tipo de sostenimiento mediante la comparación de ambos métodos

1.5.INDICADORES DE ÉXITO

A continuación, se presentan los siguientes indicadores de éxito:

Tabla 4

Indicadores de logro

OBJETIVO ESPECÍFICO	INDICADOR DE LOGRO
Identificar la geología de la zona	<ul style="list-style-type: none">• Litología de la zona
Caracterizar el macizo rocoso	<ul style="list-style-type: none">• RMR• GSI• Sistema Q
Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento para definir un esquema preliminar del soporte.	<ul style="list-style-type: none">• Sistema Q
Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa utilizando software para validar y optimizar el diseño del sostenimiento	<ul style="list-style-type: none">• Gráficos de esfuerzos y deformación
Elegir el tipo de sostenimiento mediante la comparación de ambos métodos	<ul style="list-style-type: none">• Tipo de sostenimiento óptimo

1.6.PLANIFICACIÓN DE PROYECTO

El presente trabajo de suficiencia profesional (TSP) tiene como objetivo diseñar el sostenimiento para garantizar la estabilidad del macizo rocoso mediante la aplicación de métodos empíricos y numéricos.

Como se muestra en la Figura 7, para obtener un diseño de sostenimiento óptimo en la rampa, se sigue una metodología secuencial. En primer lugar, se recopila información bibliográfica relevante, con el objetivo de conocer experiencias previas y diseños de sostenimiento aplicados en labores mineras similares, cuyos resultados hayan sido validados mediante modelamiento numérico.

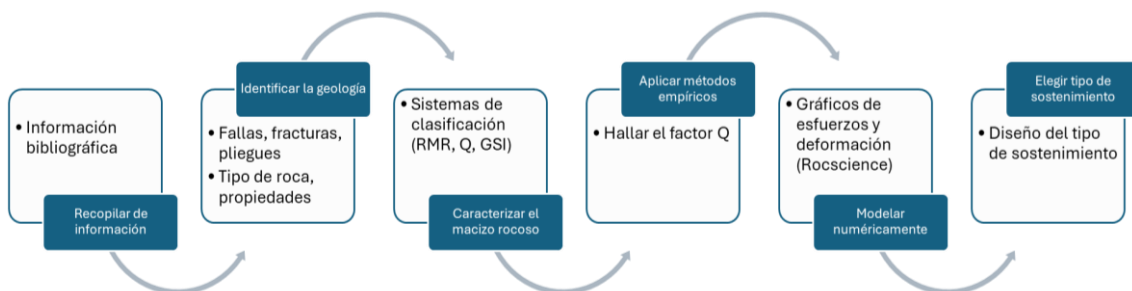
Posteriormente, se lleva a cabo la identificación geológica del macizo rocoso, considerando elementos como la presencia de fallas, fracturas, discontinuidades, tipos de roca y otras características estructurales. Con esta información, se procede a la caracterización geomecánica del macizo, aplicando los sistemas de clasificación más reconocidos, tales como el RMR (Rock Mass Rating), el sistema Q y el GSI (Geological Strength Index).

Con base en esta caracterización, se utilizan métodos empíricos para calcular el índice Q, el cual permite realizar un análisis preliminar de la estabilidad del terreno. A partir de estos datos, se ejecuta la modelación numérica mediante software especializado, obteniendo representaciones gráficas que muestran la distribución de esfuerzos y deformaciones dentro del macizo rocoso.

Finalmente, en función de los resultados del modelamiento y del análisis de estabilidad, se procede a definir el diseño de sostenimiento más adecuado para las condiciones específicas de la rampa, garantizando así la seguridad y funcionalidad de la labor.

Figura 7

Esquema de planificación del proyecto



CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO

2.1. MARCO CONCEPTUAL

Para el trabajo de investigación es importante establecer un contexto claro y preciso que cubra los aspectos fundamentales relacionados al diseño de las rampas negativas, los métodos de sostenimiento tanto empíricos como numéricos. La siguiente información deberá proporcionar una visión general del tema resaltando el diseño del sostenimiento adecuado considerando los desafíos geológicos y operativos, y la relevancia de aplicar los métodos avanzados para asegurar la seguridad y eficiencia en las operaciones mineras subterráneas.

2.1.1. Rampa Negativa en minería subterránea

Una rampa negativa es un término empleado para describir una estructura o pendiente que tiene una pendiente descendente. En este tipo de rampa se emplea un estudio de trayectorias, desplazamientos o movimientos que implican una disminución de altura desde un nivel de referencia principal. En cuanto a la minería subterránea de metales como el oro, plata, cobre y hierro, las rampas negativas permiten el acceso a los diferentes niveles del yacimiento. Además, este tipo de rampa es fundamental para el acceso a yacimientos, a la extracción de minerales y el transporte del mismo desde el interior de la mina hasta la superficie (Jurado Córdova, 2018).

En cuanto a sus principales características y función de la rampa negativa en minería se da el acceso a yacimientos, este tipo de rampa permite a los trabajadores y a la maquinaria acceder a los niveles inferior de una mina subterránea pues la inclinación hacia abajo optimiza el desplazamiento de los materiales y equipos pesados como son los camiones de carga o de bajo perfil. En segundo lugar, el transporte de mineral y material estéril generados por la perforación y voladura, debido a la pendiente el material puede ser transportado de material más eficiente y rápido, aún más si se usa un sistema de transporte motorizado. En tercer lugar, el diseño de una rampa negativa en minería debe considerar varios factores entre los cuales tenemos el ángulo de inclinación, la capacidad de la carga de los vehículos que recorrerán, el tipo de ventilación, el sistema de drenaje y las condiciones geológicas del terreno. Hay que tomar en consideración que una inclinación demasiado pronunciada podría generar diversos riesgos en el transporte, mientras que una inclinación poco elevada podría resultar en un uso ineficiente del espacio. En cuarto lugar; la seguridad, aunque las rampas negativas son fundamentales para el avance en las operaciones mineras estas deben estar construidas bajo estrictos estándares de seguridad

para minimizar los riesgos de accidentes. Finalmente, en cuanto a la relación con la geología, la inclinación de la rampa negativa puede estar influenciadas por la geometría del yacimiento mineral, las cuales deben estar diseñadas para adaptarse a la estructura geológica y permitir el acceso a los diferentes cuerpos mineralizados de manera efectivo.

2.1.2. Clasificación del macizo rocoso

La clasificación geomecánica es un método sistemático utilizado para caracterizar y cuantificar la calidad del macizo rocoso, a partir de la resistencia de la roca intacta, el tipo y condición de las discontinuidades, el grado de fracturamiento, entre otros factores estructurales y geotécnicos. Esta clasificación resulta esencial en labores mineras, ya que proporciona una base técnica para el diseño de sostenimiento y la evaluación de la estabilidad en proyectos de excavación, tanto subterráneos como a cielo abierto (Bieniawski, 1989).

RMR

El sistema Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski es un sistema de clasificación geomecánica que permite evaluar la calidad del macizo rocoso con fines de diseño y estabilidad, principalmente en operaciones mineras subterráneas (Alvarado, 2020). En base a la suma de los seis parámetros principales del macizo rocoso se obtiene una puntuación entre 0 al 100 que luego se podrá caracterizar categorías. En la siguiente table se muestra la clasificación del macizo rocoso desde la roca muy buena a roca mala. Con este tipo de clasificación se puede tomar decisiones sobre el tipo de excavación, sostenimiento y la cantidad del mismo

Índice de calidad tunelera, Q

El sistema se propuso sobre la base de un análisis de 212 historias de casos de túneles de Escandinavia.

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

Dónde:

RQD: Rock Quality Designation

J_n: Índice de Diaclasado

J_r: Índice de Rugosidad

J_a: Índice de Alteración de las Juntas

SRF: Stress reduction factor

En primer lugar, el cociente (RQD / J_n), se refiere a la estructura del macizo rocoso, es decir la medida del tamaño del bloque que varía entre (100/0.5 y 10/20). Posiblemente, los bloques de mayor dimensión deberían ser más veces este tamaño y los fragmentos más pequeños tienden a ser menos de la mitad de su dimensión (no se incluyen a las partículas de arcilla). En segundo lugar, el cociente (J_r / J_a) interpreta las características de rugosidad y fricción de las paredes de la junta. Finalmente, el cociente (J_w / SRF) contiene dos parámetros de tensión. Mientras, que el SRF es una medida de carga de aflojamiento cuando se tenga una excavación a través de zonas de corte y roca que contiene arcilla, tensión de la roca en roca competente y apretar cargas en rocas plásticas incompetentes. Asimismo, el parámetro J_w se basa en la medición de la presión del agua, que produce un efecto negativo en la resistencia al esfuerzo cortante de las fisuras debido a la reducción en el esfuerzo efectivo normal (Cabana, 2018).

Tabla 5

Clasificación del valor Q de Barton, J_n y J_r

2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS		J_n
A. Masivo sin o con pocas juntas		0.5 – 1.9
1		
B. Una familia de juntas		2.0
C. Una familia de juntas + una aislada		3.0
D. Dos familias de juntas		4.0
E. Dos familias de juntas + una aislada		6.0
F. Tres familias de juntas		9.0
G. Tres familias de juntas + una aislada		12.0
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)		15.0
J. Roca triturada terrosa		20.0
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS		Valor (J_r)
Notas		
a) Contacto con las paredes		
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.		
A. Juntas sin continuidad		4.0
B. Rugosas e irregulares, ondulantes		3.0
C. Lisas, ondulantes		2.0
2.0		
D. Pulidas, ondulantes		1.5
E. Rugosas o irregulares, planares		1.5
1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m.		

Nota. Adaptado de Barton, N.;Lien, R.;Lunde,J (1974). “Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support”. Rock Mechanics, Springer Verlag, vol.6, pp.189-236

Tabla 6

Clasificación del valor Q de Barton Ja

4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	J _a	Ø _i grados aprox.
<i>a) Contacto con las paredes de roca</i>		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación.	1.0	(25° - 30°)
1. Los valores de Ø _i , ángulo de fricción residual, dan una guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si éstos están presentes.		
1.0		
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0	(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	(20° - 25°)

Nota. Adaptado de Barton, N.;Lien, R.;Lunde,J (1974). “Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support”. Rock Mechanics, Springer Verlag, vol.6, pp.189-236

Tabla 7

Clasificación del valor de Q de Barton, Jw

5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS	J _w	Presión Aprox. del Agua (Kg/cm2)
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).	1.0	<1.0
1.0		
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0-2.0
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	1.0 - 2.5
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5 – 10.0
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2-0.1	2.5 – 10.0, >10
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento.	0.1-0.05	>10
1. Los factores C hasta F son estimaciones imprecisas. Aumentar J _w , si se instala drenaje 2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.		

Nota. Adaptado de Barton, N.;Lien, R.;Lunde,J (1974). “Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support”. Rock Mechanics, Springer Verlag, vol.6, pp.189-236

Tabla 8

Clasificación del valor de Q de Barton , SRF

6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS (cont.)	SRF		
<i>b) Roca competente, problemas de esfuerzos</i>	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	2. Para un campo de tensiones muy anisotrópico (si es medido): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c a $0.8\sigma_c$ y σ_t a $0.8\sigma_t$, donde:
H. Esfuerzo bajo, cerca de la superficie	>200	>13	2.5 σ_c = resistencia a la compresión sin confinar
J. Esfuerzo medio	200 – 10	13-0.66	1.00 σ_t = resistencia a la tracción (carga puntual)
K. Esfuerzo elevado, estructura muy cerrada, generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las paredes	10.0-5.0	0.66-0.33	0.5-2 σ_1 y σ_3 =esfuerzos principales mayor y menor
L. Estallido de roca moderado (roca masiva)	5.0 – 2.5	0.33-0.16	5.0-10.0
8.00			
M.Estallido de roca intenso (roca masiva)	<2.5	<0.16	10.0-20.0

Nota. Adaptado de Barton, N.;Lien, R.;Lunde,J (1974). “Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support”. Rock Mechanics, Springer Verlag, vol.6, pp.189-236

2.1.3. Métodos numéricos

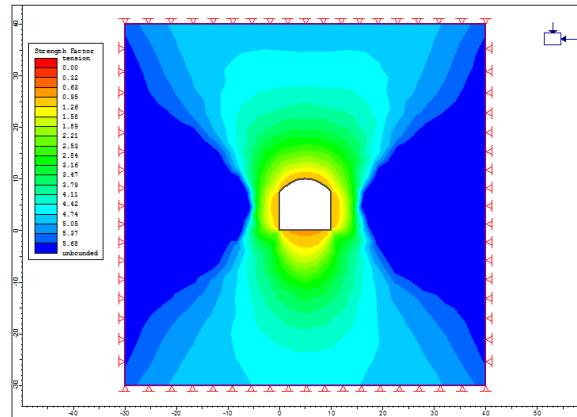
Los métodos numéricos son herramientas primordiales para la simulación y resolución de problemas en minería pues una de sus principales funciones es modelar los fenómenos físicos como la deformación de las rocas , la estabilidad de los taludes y la extracción de minerales. En minería existen diversos métodos, entre los más comunes tenemos al Método de elementos finitos (FEM) .Este método numérico es ampliamente utilizado para resolver ecuaciones diferenciales parciales que modelan los fenómenos físicos como es el comportamiento mecánico de las rocas. En este caso se usarán el software Dips donde se representan los macizos rocosos con las clasificaciones geomecánicas, logrando así obtener desplazamientos de la excavación y su entorno y, el software Unwedge, el cual es una herramienta de análisis para la simulación de las cuñas.

Software Phase2

Se usa este software para representar los macizos rocosos y los soportes encontrados con las clasificaciones geomecánicas logrando así obtener desplazamientos de la excavación y su entorno. En las siguientes figuras del Phase2 se asignan valores de la profundidad, peso específico y el valor de k para el cálculo de tensiones verticales y horizontales. Luego se procederá a definir las propiedades del material , coeficiente de Poisson, Modulo de Young, resistencia a la compresión.

Finalmente, según los parámetros ingresados en el software Phase2 se procederá a realizar la delimitación de la excavación, enmallado, discretización, compositar y luego interpretar la excavación según el factor de seguridad de la zona plástica. Los resultados se presentan mediante gráficos, mapas de tensiones, deformaciones y factores de seguridad para mejorar el diseño del proyecto, véase las siguientes figuras:

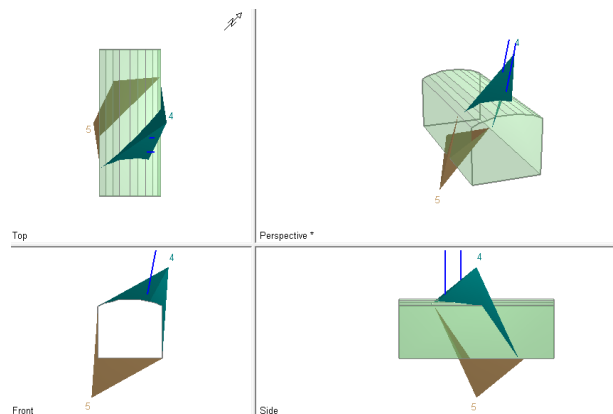
Figura 8 *Análisis computarizado*



2.1.4. Software UnWedge

Esta herramienta computacional permite realizar un análisis de estabilidad en terrenos rocosos utilizando el método de cuñas de deslizamiento. Con esta herramienta se evalúa la estabilidad en función de las discontinuidades geológicas y las fuerzas actuantes sobre el macizo rocoso. El software calcula el factor de seguridad que indica cuán estable es, en minería subterránea, las paredes de las excavaciones con el fin de evitar desprendimientos de las rocas que puedan poner en peligro la seguridad del personal, operacional y viabilidad del proyecto. Una de las principales ventajas para el uso de dicho software es el estudio detallado sin la necesidad de trabajos de campo costosos y evaluaciones prolongadas pues brinda una solución preventiva basada en los resultados de las simulaciones. En la figura 14 se muestra la determinación de planos mayores en el software dips a partir de la concentración de polos representativos de cada discontinuidad y, en la figura 15 la simulación de las posibles cuñas formada por tres planos mayores del Software Unwedge y el análisis de incremento del factor de seguridad con el sostenimiento a emplearse en dicha labor.

Figura 9 *Simulación de cuñas en software Unwedge*

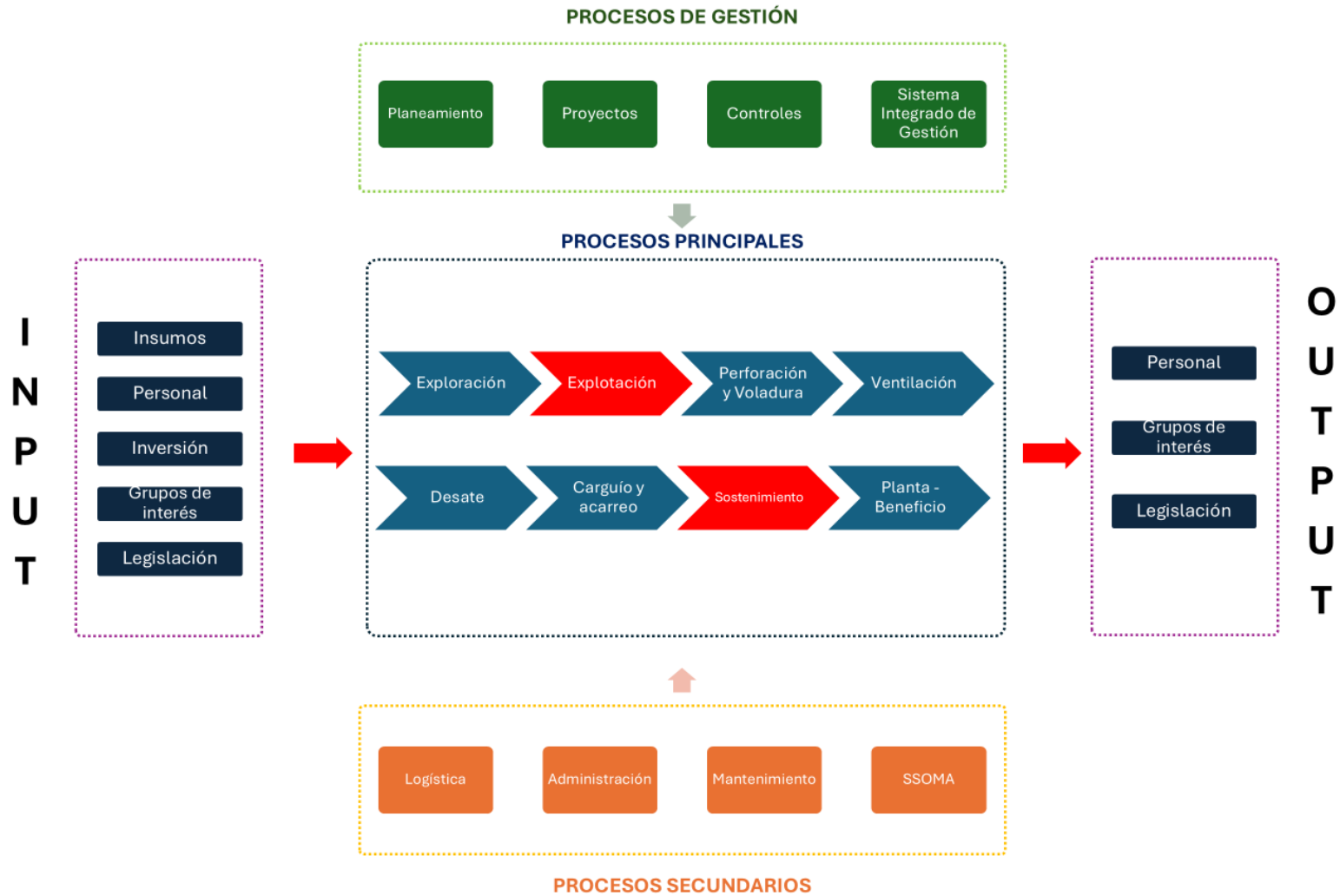


2.2. ESTÁNDARES, FRAMEWORKS Y BUENAS PRÁCTICAS

Para el desarrollo de diseño de sostenimiento en la rampa negativa, se presenta la esquematización (ver figura 7) de los procesos que involucran diversas áreas que son parte de la cadena de valor dentro de Mina Aguada.

Los inputs, están conformados por los insumos y el personal, que hacen efectivo el desarrollo de la actividad operativa; luego se tiene a los recursos de inversión relacionados al capital que sostiene económicamente a la empresa; mientras que los grupos de interés son aquellos que participan en la viabilidad de la actividad minera, y para finalizar la legislación minera la cual es importante porque su aplicación en todos los procesos garantiza que la empresa es responsable con la actividades que realiza, y cuida la integridad del personal. Los procesos principales son 8, los cuales son: exploración, explotación, perforación y voladura, ventilación, desate, carguío y acarreo, sostenimiento y planta de procesos. El enfoque del proyecto se centraliza en el proceso de explotación porque es rampa negativa desarrollada en mineral, y en el proceso de sostenimiento porque el diseño se aplicará como medio para contrarrestar la inestabilidad del macizo rocoso en profundidad. Por otro lado, los procesos secundarios y de gestión actúan como soporte para la ejecución del proyecto. Son procesos clave para asegurar que los procesos principales funcionen eficientemente y cumplan los objetivos de la empresa minera. Para finalizar, dado los procesos ejecutados, se logran los outputs, es decir los resultados finales del proyecto.

Figura 10 Framework de Mina Aguada



2.3. BASES LEGALES Y MARCO NORMATIVO

El Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional DS-024-2016-EM, con su modificatoria DS-023-2017-EM, es una normativa que establece disposiciones clave con el fin de promover ambientes de trabajo seguros y saludables. En particular, el sostenimiento dentro de este reglamento está relacionado con las medidas y técnicas que deben implementarse para garantizar la seguridad de los trabajadores. Dentro del Capítulo I Estándares de las Operaciones Mineras Subterráneas, que a su vez se divide en el subcapítulo Ingeniería del Macizo Rocos, mencionan los artículos 213 y 214 que el sostenimiento tiene como base principal el estudio geomecánico antes de continuar con el avance en frentes de exploración o explotación, además remarca que los PETS en relación a las condiciones del macizo rocoso serán continuamente actualizados dado su constante cambio, y por último detalla la importancia de los ensayos para el control de calidad del sostenimiento ejecutado, ello mejora el monitoreo antes eventos de caída de rocas, estallido de rocas, entre otros. Asimismo, en el inciso d) del artículo 221 describe que toda galería o chimenea que tenga conexión con rampas, By Pass, cruceros, entre otros, debe fortificarse con sostenimiento eficaz que salvaguarde la seguridad del personal. En el subcapítulo II, titulado Desate y Sostenimiento menciona los pasos obligatorios a seguir para el ingreso correcto a labores posterior a su voladura. Antes de aplicar cualquier diseño de sostenimiento, se debe garantizar que la labor este correctamente desatada, y todo elemento de sostenimiento tendrá que realizarse hasta el tope del frente, por su lado el artículo 225 indica que todo sostenimiento deberá regirse según los estándares en sostenimiento. El artículo 228, establece que, para cruceros, galerías, rampas, cortadas, y tajos, es obligatorio utilizar hormigón proyectado (Shotcrete) en combinación con pernos helicoidales, Split set, mallas, entre otros.

Para finalizar, en el subcapítulo III Minería Subterránea sin rieles, en el artículo 230 detalla que si la labor es mayor a 4 metros se utiliza desatadores mecánicos, mientras que en el artículo 231, si la labor supera los 5 metros, entonces se utiliza equipo de sostenimiento mecanizado.

CAPÍTULO 3: DESARROLLO DEL PROYECTO

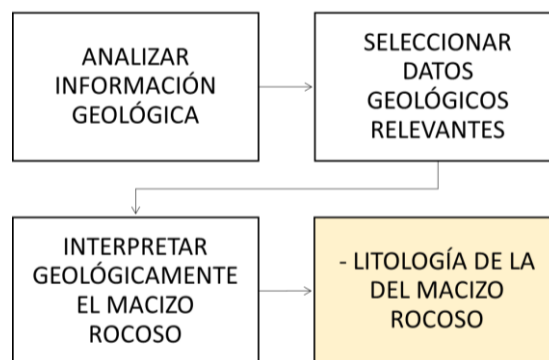
3.1. DISEÑO DE LA SOLUCIÓN

El presente Trabajo de Suficiencia Profesional tiene como objetivo principal el diseño de un sistema de sostenimiento para la rampa negativa, basado en la aplicación complementaria de métodos empíricos y numéricos. Por tal motivo, el estudio adopta un enfoque cuantitativo, sustentado en la caracterización del macizo rocoso y en la simulación computacional del comportamiento del terreno frente a diferentes esquemas de sostenimiento. La base del proyecto radica en la evaluación geomecánica del macizo rocoso, la cual permite obtener parámetros fundamentales que serán posteriormente utilizados en un análisis numérico. Finalmente, con los resultados obtenidos, se procederá a diseñar un sostenimiento adecuado, ajustado a las condiciones geológicas y estructurales de la rampa en profundización.

En la etapa inicial, se identifica la inestabilidad del macizo rocoso como el problema principal que afecta el avance de la rampa negativa (ver Figura N°16). Esta condición ha sido reportada desde el área de Operaciones de Mina al área de Planeamiento, con el fin de tomar decisiones operativas orientadas a la implementación de sostenimiento que mitigue la situación de inseguridad detectada. En caso de que la propuesta inicial de sostenimiento no sea aprobada, se realiza una nueva evaluación técnica y se reformulan las recomendaciones, atendiendo a las observaciones planteadas.

A continuación, se detallan los pasos metodológicos que guiarán el desarrollo del presente proyecto:

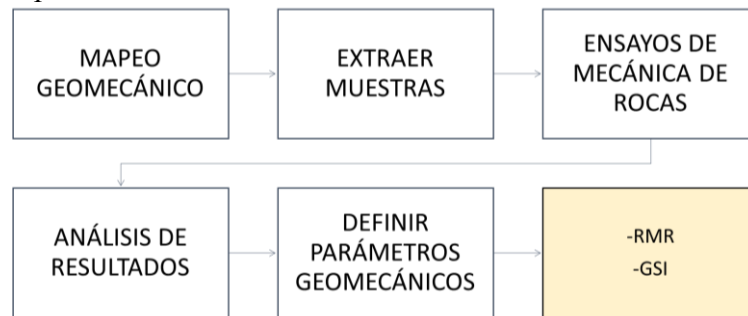
Figura 11 Diagrama del proceso para el objetivo específico 1: Identificar la litología de la zona de estudio.



En primer lugar (ver Figura N.º 11), una parte esencial del proyecto consiste en conocer a detalle la litología de la mina. Para ello, se solicitó al área de geología toda la información recopilada durante el último año. Esta data geológica representa un *input* fundamental, ya que permite identificar y analizar los parámetros litológicos del escenario

de estudio, incluyendo el tipo de roca, mineralogía, contactos geológicos, y estructuras relevantes como fallas y fracturas. Esta información es clave para la posterior caracterización geomecánica del macizo rocoso (ver figura 12) y el diseño adecuado del sostenimiento en la rampa negativa.

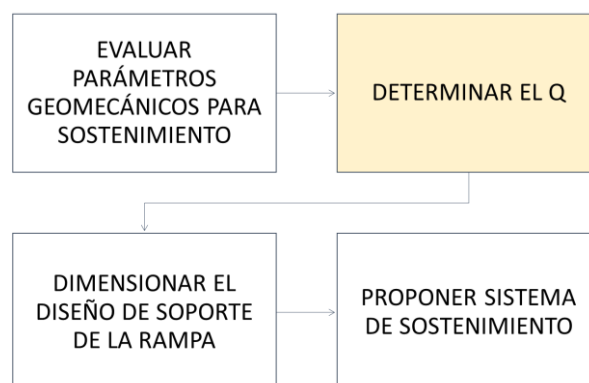
Figura 12 Diagrama del proceso para el objetivo específico 2: Caracterizar el macizo rocoso de la rampa lado norte.



Seguidamente del mapeo geomecánico realizado en la zona de estudio (ver Figura 13), se procede a la extracción de muestras representativas de roca intacta directamente desde la mina. Estas muestras son enviadas al laboratorio para la realización de ensayos geomecánicos, siendo el más relevante el ensayo de compresión uniaxial (UCS), que permite determinar la resistencia a la compresión simple del material.

Los resultados obtenidos constituyen parámetros fundamentales para la caracterización del macizo rocoso, y son utilizados en la aplicación de métodos empíricos de clasificación geomecánica, como el sistema Q de Barton. En particular, el valor de UCS es un insumo clave en el cálculo del índice Q, el cual será posteriormente usado en el análisis de estabilidad y el diseño del sostenimiento.

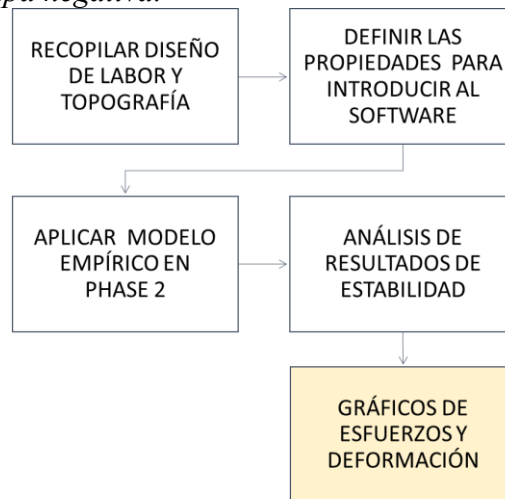
Figura 13 Diagrama del proceso para el objetivo específico 3: Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento.



Una vez obtenidos los parámetros geomecánicos a partir de los ensayos de laboratorio y el mapeo, se procede a la aplicación de los métodos empíricos de clasificación del macizo rocoso, siendo responsabilidad del área de Geomecánica validar los cálculos de los

sistemas RMR, Q y GSI. Con base en estos resultados, se elabora una propuesta preliminar del diseño de sostenimiento más adecuado para las condiciones geotécnicas identificadas. Para avanzar con el modelamiento, se requiere información adicional del área de Planeamiento, específicamente relacionada con el plan de minado, las dimensiones proyectadas de la rampa negativa y el levantamiento topográfico actualizado de la zona. Una vez recopilados estos datos y combinados con los resultados de los métodos empíricos, se procede a su ingreso en el software Phase2 (ver Figura 14), con el fin de realizar el análisis numérico del comportamiento del macizo rocoso y evaluar la estabilidad del sostenimiento propuesto.

Figura 14 Diagrama del proceso para el objetivo específico 4: Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa.



Por último (ver Figura 15), los resultados obtenidos mediante los métodos empíricos y numéricos son sometidos a una etapa de comparación y análisis. Esta comparación se realiza evaluando los elementos del sostenimiento propuesto a través de gráficos generados en el modelamiento numérico, que muestran la distribución de esfuerzos y deformaciones en el macizo rocoso. El objetivo de esta etapa es determinar la efectividad de cada alternativa de sostenimiento en función de su capacidad para controlar la inestabilidad del terreno. En base a esta evaluación comparativa, se selecciona el diseño de sostenimiento más adecuado, priorizando tanto la seguridad operativa como la eficiencia técnica y económica del sistema propuesto.

Figura 15 Diagrama del proceso para el objetivo específico 5: Diseñar el tipo de sostenimiento elegido.

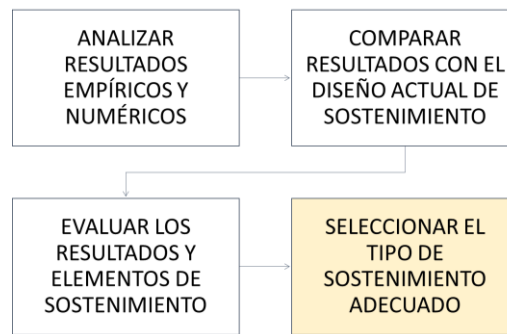
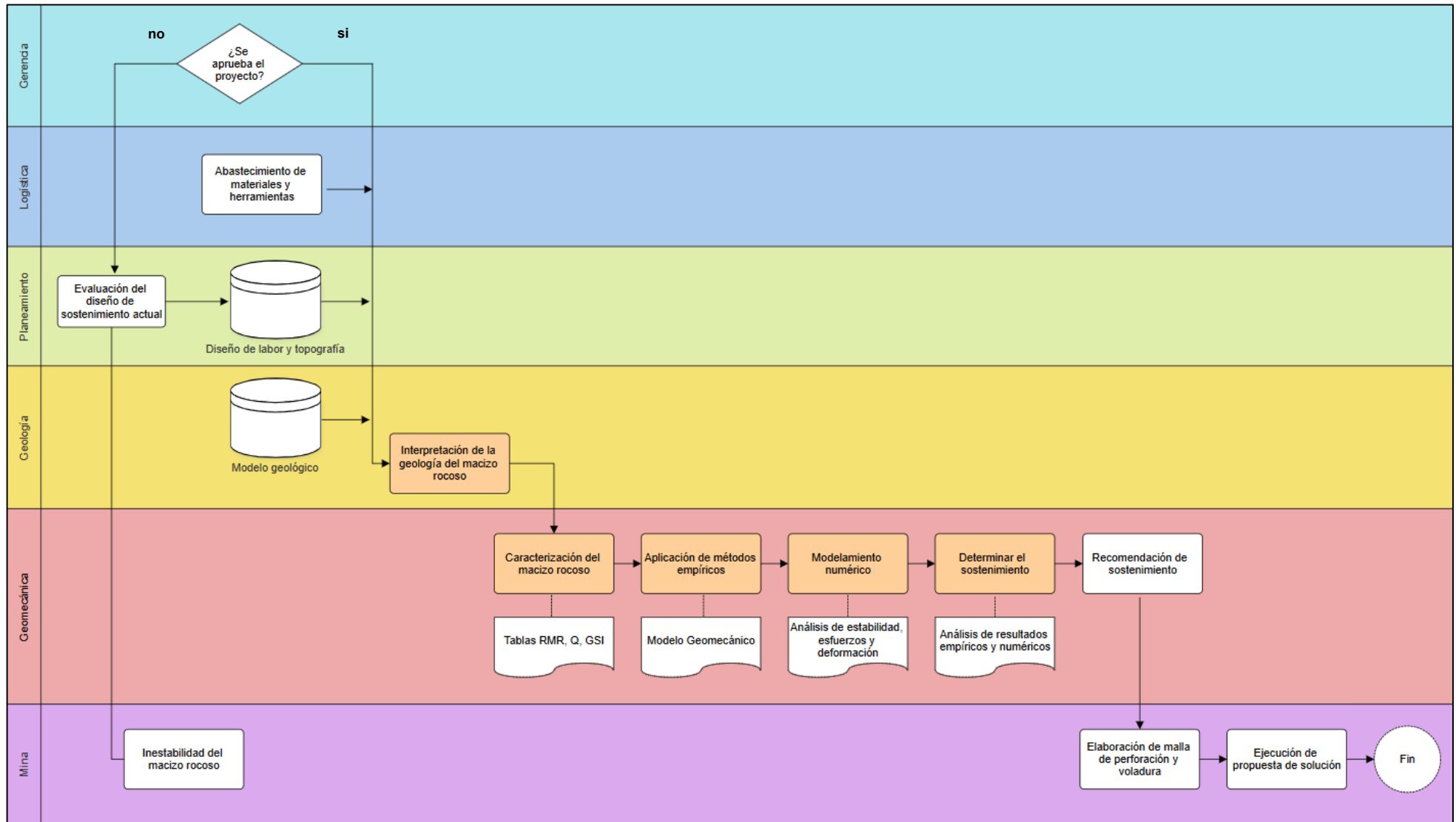


Figura 16 Diagrama de flujo de proceso de la implementación de la propuesta



3.2. DESARROLLO DE LA SOLUCIÓN

3.2.1 Definir la muestra sobre la cual se basará la investigación

El presente trabajo de investigación es de enfoque cuantitativo, ya que los datos recolectados serán medidos y expresados en términos numéricos.

Actualmente, uno de los principales problemas en mina Aguada es la inestabilidad del macizo rocoso en la rampa negativa, lo cual representa un riesgo significativo para la seguridad operativa y la continuidad de las labores mineras. Frente a esta problemática, se ha venido aplicando un sistema de sostenimiento de tipo empírico, cuya función principal ha sido ofrecer una solución rápida y temporal a los eventos de inestabilidad.

Sin embargo, este enfoque carece de un sustento técnico-científico sólido y no garantiza una solución duradera ni optimizada, ya que no considera adecuadamente las condiciones geomecánicas específicas del macizo rocoso. Esta situación evidencia la necesidad de realizar una evaluación cuantitativa y sistemática del comportamiento del macizo rocoso, que permita formular un diseño de sostenimiento basado en criterios técnicos.

Para una mejor comprensión de esta metodología, a continuación, se describen la población y la muestra del estudio, así como las variables que serán analizadas. Asimismo, se detallarán los instrumentos de recolección de datos y la metodología utilizada para el desarrollo de la investigación.

- a) Población: La labor de la rampa negativa, por tramos o estaciones, las cuales se analizarán por familias de discontinuidades.
- b) Muestra: La muestra al acceso de la rampa negativa lado norte.
- c) Variables:
 - Variable dependiente: Diseño del sostenimiento de una rampa negativa
 - Variable independiente: Métodos empíricos y numéricos

3.2.2. Definir los instrumentos para registrar los datos

El presente trabajo de suficiencia profesional comprenderá las siguientes etapas:

- **Trabajo de campo:**

Para analizar la estabilidad del macizo rocoso en la rampa negativa, se llevará a cabo una exhaustiva recolección de información geomecánica directamente en campo. Esta actividad incluirá un mapeo geomecánico sistemático, con el objetivo de caracterizar las propiedades del macizo rocoso y sus discontinuidades. Durante el mapeo se emplearán herramientas especializadas como: Picota, Lupa, Peine de Barton, Brújula Brunton, Plantillas de logueo, libreta, flexómetro.

- **Trabajo de gabinete:**

El desarrollo del trabajo de gabinete se basa en la evaluación de los parámetros geomecánicos obtenidos a través de los sistemas de clasificación RMR (Rock Mass Rating) y Q de Barton, ampliamente utilizados en la caracterización del macizo rocoso. Estos sistemas permiten estimar la calidad del macizo y establecer criterios preliminares para el diseño de sostenimiento.

3.3.PROCEDIMIENTO DE LA METODOLOGIA

3.3.1 Objetivo específico 1: Identificar la litología de la zona de estudio

En primer lugar, para alcanzar el primer objetivo de la investigación, se procederá al análisis de la información geológica recopilada en el área de estudio, correspondiente a la rampa negativa. Esta información incluirá estudios petrográficos y mineralógicos, los cuales permitirán identificar las características litológicas del macizo rocoso, así como su composición mineral, textura, grado de alteración y otras propiedades relevantes que influyen directamente en su comportamiento mecánico.

Estos estudios servirán como base para comprender el contexto geológico local y para complementar el análisis geomecánico del macizo, lo cual es fundamental para una correcta interpretación de los parámetros estructurales y la posterior evaluación de estabilidad mediante métodos numéricos.

3.3.2. Objetivo específico 2: Caracterizar el macizo rocoso de la rampa negativa lado norte

Para llevar a cabo la caracterización del macizo rocoso, se utiliza el sistema Q de Barton y el índice GSI. Estos métodos permiten estimar de manera sistemática y cuantitativa las propiedades del macizo rocoso, brindando una base técnica sólida para el análisis de estabilidad y el diseño de sistemas de sostenimiento. Para el desarrollo, se procederá a clasificar el macizo rocoso mediante la realización de mapeos geomecánicos por celdas de la rampa negativa. Esta metodología permite una evaluación sistemática y detallada del macizo, dividiendo la zona de estudio en segmentos (celdas) que facilitan el registro, análisis y comparación de los datos obtenidos.

CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKI – RMR

Para la clasificación geomecánica, se necesitará de los siguientes parámetros:

- La resistencia a la compresión uniaxial (UCS): Para hallar este parámetro, se realizaron ensayos de laboratorio sobre testigos cilíndricos, extraídos del área de estudio, siguiendo los procedimientos normalizados establecidos para este tipo de análisis. Una vez obtenidos los valores experimentales, se procedió a utilizar la Tabla 11 como herramienta complementaria para la estimación y clasificación de la UCS, permitiendo correlacionar los resultados con las categorías de resistencia definidas en los sistemas de clasificación geomecánica, como el RMR y el Q de Barton. Esta combinación de métodos garantiza una estimación más precisa y representativa de la resistencia del material rocoso en las condiciones reales del macizo.

Tabla 9 Estimación resistencia a la compresión uniaxial

Clase (a)	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (Mpa)	Índice de carga puntual (Mpa)	Estimación de terreno de la resistencia	Ejemplos
R6	Extremadamente resistente	>250	>10	Golpes de martillo geológico solo causan descostramientos superficiales en la roca	Basalto fresco, chert, diabasa, Gnesiss, granito, cuarcita
R5	Muy resistente	100-250	4.0-10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, marmol, riolita, toba
R4	Resistente	50-100	2.0-4.0	Un trozo de roca requiere más de un golpe de martillo geológico para fracturarse	Caliza, marmol, filitas, arenisca, esquisto, pizarra
R3	Moderadamente resistente	25-50	1.0-2.0	Un trozo de roca pued fracturarse con un único golpe de martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas	Arcillolita, carbón, concreto, esquistos, pizarras, limonitas
R2	Débil	5.0-25	(b)	Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas pero con dificultad	Creta, sal mineral, potasio
R1	Muy débil	1.0-5.0		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas	Roca muy alterada o muy meteorizada
R0	Extremadamente débil	0.25-1.0		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar	Salbanda arcillosa dura

Nota. De “ Manual de campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos”, por Ferrer y Gonzales de Vallejo, 1999.

Índice de la calidad de la roca- RQD : Es un parámetro ampliamente utilizado para evaluar la calidad del macizo rocoso. Este índice se expresa como un porcentaje, que representa la proporción de testigos de perforación recuperados con una longitud individual mayor a 10 cm respecto al total del tramo perforado. Este parámetro es fundamental para los sistemas de clasificación geomecánica como el RMR y el sistema Q, ya que refleja indirectamente el grado de fracturamiento y la integridad estructural del macizo. Los

rangos de calidad y su interpretación se presentan en la Tabla 12, la cual permite asociar los valores de RQD con categorías descriptivas de la calidad de la roca.

Tabla 10 Designación de porcentaje para el RQD

RQD (%)	Calidad de la roca
<25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Nota. La tabla nos muestra la designación de porcentajes según la calidad de la roca. De “Technical description of rock cores for engineering purposes Rock Mechanics and Engineering Geology” por Deere, 1964.

- Espaciamiento entre las discontinuidades: Según la clasificación de Bieniawski dentro del sistema RMR (Rock Mass Rating), a mayor separación entre las discontinuidades, se asigna una mayor puntuación, lo cual indica una mejor calidad del macizo. Por el contrario, un espaciamiento reducido refleja un macizo más fracturado y, por tanto, de menor competencia estructural. La medición del espaciamiento se realiza perpendicularmente a los planos de las discontinuidades, para asegurar una estimación precisa y representativa. Este valor es incorporado al sistema RMR como uno de los cinco parámetros fundamentales que determinan la clasificación geomecánica del macizo rocoso. La puntuación correspondiente a los rangos de espaciamiento puede consultarse en la Tabla 13, la cual presenta los criterios establecidos por Bieniawski para la valoración de este parámetro.

Tabla 11 Separación entre las discontinuidades según Bieniawski

Espaciamiento	Descripción	Puntuación
>2 metros	Muy ancho	20 puntos
0.6-2 metros	Ancho	15 puntos
0.2-0.6 metros	Moderado	10 puntos
60 -200 m	Estrecho	8 puntos
<60 mm	Muy estrecho	5 puntos

- Condición de discontinuidades: Para poder brindarle una valoración se analizará características como la apertura, persistencia, rugosidad y relleno de las discontinuidades.

Para poder asignarle una valoración adecuada dentro del sistema RMR de Bieniawski, se analizan diversas características físicas de las discontinuidades, tales como: apertura, persistencia, rugosidad, y relleno. Estas características se observan y registran durante el mapeo geomecánico en campo y permiten clasificar la condición de las discontinuidades desde muy buena hasta muy mala, lo que se traduce en una puntuación específica dentro del sistema RMR. Esta valoración puede consultarse en la Tabla 14, en donde se describen los criterios técnicos para cada nivel de condición estructural.

- **Presencia de agua subterránea:** El agua reduce la resistencia del material rocoso y disminuye la fricción entre las discontinuidades, facilitando el deslizamiento y la falla estructural. En el sistema de clasificación RMR de Bieniawski, este parámetro se considera crucial, y por ello, a mayor presencia de agua, se asigna una menor puntuación, reflejando un mayor riesgo geotécnico. Por el contrario, un macizo seco o con muy poca humedad recibe una puntuación más alta, lo cual indica mejores condiciones de estabilidad. La valoración de este parámetro se realiza mediante observaciones directas en campo, identificando signos como filtraciones, goteo, humedad en paredes de excavaciones, presencia de agua acumulada o flujo continuo. La puntuación asignada según el nivel de humedad puede consultarse en la Tabla 15, correspondiente al criterio de Bieniawski.
- **Orientación de la discontinuidad:** En el sistema de clasificación RMR de Bieniawski, la orientación de las discontinuidades se refiere a la relación entre la dirección y buzamiento de las fracturas respecto al eje de la rampa. Este parámetro es esencial, ya que influye directamente en la estabilidad de la excavación. Discontinuidades con orientación paralela o subparalela al eje del túnel pueden facilitar mecanismos de falla por deslizamiento, actuando como planos de falla potenciales, especialmente si están inclinadas hacia el vacío de la excavación. Por tanto, una orientación desfavorable reduce la estabilidad global del macizo rocoso, lo que se refleja en una puntuación más baja dentro del sistema RMR. En cambio, orientaciones perpendiculares o inclinadas en dirección opuesta a la excavación tienden a ser más estables y reciben puntuaciones más altas.

Teniendo en cuenta los criterios establecidos por Bieniawski, se ha elaborado la Tabla 12, donde se presenta una distribución de colores que permite identificar visualmente la calidad del macizo rocoso en el área de estudio, facilitando su interpretación. Finalmente, toda esta información será recopilada y organizada en una tabla para el mapeo geomecánico por celdas in situ, tal como se muestra en la Tabla 13, la cual resume los valores obtenidos para cada parámetro evaluado en campo.

Tabla 12

Evaluación de la calidad de la roca en Aguada con los criterio del RMR según Bieniawski

TIPO	RMR	
	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
I	MUY BUENA	81 - 100
II	BUENA	61 - 80
III - A	REGULAR "A"	51 - 60
III - B	REGULAR "B"	41 - 50
IV - A	MALA "A"	31 - 40
IV - B	MALA "B"	21 - 30
V	MUY MALA	0 - 20

Nota. La tabla muestra la evaluación de la calidad de la roca según su RMR de Bieniawski. Adaptado de “Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in Mining civil, and petroleum Engineering” por Unidad Minera Aguada, Modificado de Bieniawski, 1989.

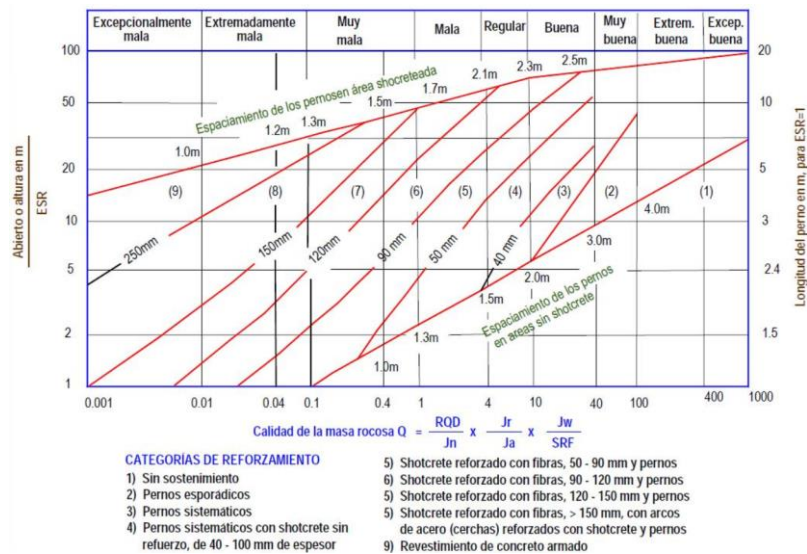
Tabla 13 Mapeo geomecánico por celdas

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO POR CELDAS																																												
EMPRESA: INVERSIONES MARTINEZ SRL PROYECTO: AGUADA MENDOZA FECHA: INE MAMANI LUCERO REALIZADO POR:		CODIGO ESTACION: LABOR: 1010 NIVEL: ZONA/VEGA:		ORIENTACION DE EXCAVACION: BUZAMIENTO DE EXCAVACION: ANCHO: 2.5 m ALTO: 2.5 m																																								
R.M.R. - ROCK MASS RATING - (Bieniawski 1989)																																												
PARAMETRO 3 DE CLASIFICACION:																																												
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA:																																												
Puntuación: _____ Indica de resistencia por ensayo de carga puntual (MPa) > 10 10 - 4 4 - 2 2 - 1 <i>Parámetro de base tipo es probable el valor de compresión simple</i> Resistencia a la compresión simple (MPa) > 250 250 - 100 100 - 50 50 - 25 25 - 5 5 - 1 < 1 VALORACION: MARCADOR: 15 12 7 4 2 1 0																																												
ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES:																																												
Puntuación: _____ 1º METODO: Puntuación: 0 <table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse; font-size: small;"> <tr> <th>Muy rugosa Sin continuidad. Sin separación. Labios escarpados sin meteorizar</th> <th>Discontinuidades rugosas Apertura < 1mm. Labios obtusamente meteorizados</th> <th>Discontinuidades rugosas Apertura < 1mm. Labios meteorizados.</th> <th>Superficies con ondulaciones deslizamientos o relano < 5mm de espesor o apertura 1 - 5mm</th> <th>Relano sin huecos > 5mm de espesor o apertura > 5mm.</th> <th>Continúa</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">30</td> <td style="text-align: center;">25</td> <td style="text-align: center;">20</td> <td style="text-align: center;">10</td> <td style="text-align: center;">5</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> </table>										Muy rugosa Sin continuidad. Sin separación. Labios escarpados sin meteorizar	Discontinuidades rugosas Apertura < 1mm. Labios obtusamente meteorizados	Discontinuidades rugosas Apertura < 1mm. Labios meteorizados.	Superficies con ondulaciones deslizamientos o relano < 5mm de espesor o apertura 1 - 5mm	Relano sin huecos > 5mm de espesor o apertura > 5mm.	Continúa	30	25	20	10	5	0																							
Muy rugosa Sin continuidad. Sin separación. Labios escarpados sin meteorizar	Discontinuidades rugosas Apertura < 1mm. Labios obtusamente meteorizados	Discontinuidades rugosas Apertura < 1mm. Labios meteorizados.	Superficies con ondulaciones deslizamientos o relano < 5mm de espesor o apertura 1 - 5mm	Relano sin huecos > 5mm de espesor o apertura > 5mm.	Continúa																																							
30	25	20	10	5	0																																							
2º METODO: Puntuación: _____ Puntuación PARCIAL: _____ <table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse; font-size: x-small;"> <tr> <th>Longitud de la discontinuidad (Perseistencia) [m]</th> <th>VALORACION: MARCADOR</th> <th>< 1 0</th> <th>1 - 3 4</th> <th>3 - 10 2</th> <th>10 - 20 1</th> <th>> 20 0</th> </tr> <tr> <th>Apertura [mm]</th> <th>VALORACION: MARCADOR</th> <th>0 3</th> <th>< 0.1 E</th> <th>0.1 - 1.0 F</th> <th>1 - 5 G</th> <th>> 5 H</th> </tr> <tr> <th>Exposición</th> <th>VALORACION: MARCADOR</th> <th>Muy rugosa 3</th> <th>Rugosa E</th> <th>Ligeramente rugosa F</th> <th>Lisa G</th> <th>Esplazada H</th> </tr> <tr> <th>Relleno</th> <th>VALORACION: MARCADOR</th> <th>Ninguno 3</th> <th>Duro con espesor < 5mm 4</th> <th>Duro con espesor > 5mm 2</th> <th>Blando con espesor < 5mm 1</th> <th>Blando con espesor > 5mm 0</th> </tr> <tr> <th>Grado de meteorización</th> <th>VALORACION: MARCADOR</th> <th>No afectado 3</th> <th>Ligero E</th> <th>Moderado F</th> <th>Alto G</th> <th>Descompletado H</th> </tr> </table>										Longitud de la discontinuidad (Perseistencia) [m]	VALORACION: MARCADOR	< 1 0	1 - 3 4	3 - 10 2	10 - 20 1	> 20 0	Apertura [mm]	VALORACION: MARCADOR	0 3	< 0.1 E	0.1 - 1.0 F	1 - 5 G	> 5 H	Exposición	VALORACION: MARCADOR	Muy rugosa 3	Rugosa E	Ligeramente rugosa F	Lisa G	Esplazada H	Relleno	VALORACION: MARCADOR	Ninguno 3	Duro con espesor < 5mm 4	Duro con espesor > 5mm 2	Blando con espesor < 5mm 1	Blando con espesor > 5mm 0	Grado de meteorización	VALORACION: MARCADOR	No afectado 3	Ligero E	Moderado F	Alto G	Descompletado H
Longitud de la discontinuidad (Perseistencia) [m]	VALORACION: MARCADOR	< 1 0	1 - 3 4	3 - 10 2	10 - 20 1	> 20 0																																						
Apertura [mm]	VALORACION: MARCADOR	0 3	< 0.1 E	0.1 - 1.0 F	1 - 5 G	> 5 H																																						
Exposición	VALORACION: MARCADOR	Muy rugosa 3	Rugosa E	Ligeramente rugosa F	Lisa G	Esplazada H																																						
Relleno	VALORACION: MARCADOR	Ninguno 3	Duro con espesor < 5mm 4	Duro con espesor > 5mm 2	Blando con espesor < 5mm 1	Blando con espesor > 5mm 0																																						
Grado de meteorización	VALORACION: MARCADOR	No afectado 3	Ligero E	Moderado F	Alto G	Descompletado H																																						
PRESENCIA DE AGUA:																																												
Puntuación: _____ Separación entre discontinuidades [m] > 2 2 - 0.6 0.6 - 0.2 0.2 - 0.06 < 0.06 VALORACION: MARCADOR: 20 16 10 5 0 Relano en forma de forma (desplazamiento) Nulo < 0.15 0.15 - 0.25 0.25 - 0.5 > 0.5 Relación Presión/Esqueja en favor de Saco < 0.1 0.1 - 0.2 0.2 - 0.5 > 0.5 Condiciones generales: Muy rugosa Rugosa Ligeramente rugosa Lisa Esplazada Fugiendo VALORACION: MARCADOR: 15 10 5 4 3																																												
ADJUSTE DE VALORES POR LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES:																																												
CORRECCION: 0 <table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse; font-size: x-small;"> <tr> <th></th> <th>MARCADOR</th> <th>Muy favorable</th> <th>Favorable</th> <th>Dircción v buzamiento Medio o regular</th> <th>Desfavorable</th> <th>Muy desfavorable</th> </tr> <tr> <th>Tuñez</th> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-5</td> <td>-10</td> <td>-15</td> <td>-20</td> </tr> <tr> <th>Climentación</th> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-5</td> <td>-10</td> <td>-15</td> <td>-20</td> </tr> <tr> <th>Tuñez</th> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-5</td> <td>-10</td> <td>-15</td> <td>-20</td> </tr> </table>											MARCADOR	Muy favorable	Favorable	Dircción v buzamiento Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Tuñez	0	-2	-5	-10	-15	-20	Climentación	0	-2	-5	-10	-15	-20	Tuñez	0	-2	-5	-10	-15	-20							
	MARCADOR	Muy favorable	Favorable	Dircción v buzamiento Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable																																						
Tuñez	0	-2	-5	-10	-15	-20																																						
Climentación	0	-2	-5	-10	-15	-20																																						
Tuñez	0	-2	-5	-10	-15	-20																																						
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO:																																												
R.M.R. (total) = _____ R.M.R. (R) = _____ CLASE DE DESCRIPCION:			<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse; font-size: x-small;"> <thead> <tr> <th colspan="3" style="text-align: center;">RMR</th> </tr> <tr> <th>RQD</th> <th>DESCRIPCION</th> <th>VALORACION</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>I</td> <td>MUY BUENA</td> <td>81 - 100</td> </tr> <tr> <td>II</td> <td>BUENA</td> <td>61 - 80</td> </tr> <tr> <td>III</td> <td>REGULAR BUENA</td> <td>41 - 60</td> </tr> <tr> <td>IV</td> <td>REGULAR MALA</td> <td>21 - 40</td> </tr> <tr> <td>V</td> <td>MALA</td> <td>1 - 20</td> </tr> </tbody> </table>							RMR			RQD	DESCRIPCION	VALORACION	I	MUY BUENA	81 - 100	II	BUENA	61 - 80	III	REGULAR BUENA	41 - 60	IV	REGULAR MALA	21 - 40	V	MALA	1 - 20														
RMR																																												
RQD	DESCRIPCION	VALORACION																																										
I	MUY BUENA	81 - 100																																										
II	BUENA	61 - 80																																										
III	REGULAR BUENA	41 - 60																																										
IV	REGULAR MALA	21 - 40																																										
V	MALA	1 - 20																																										
OBTENCION DEL INDICE Q: Q = (No se puede estimar por ser RMR < 23)																																												
ESTIMACION DE PARAMETRO RESISTENTES:																																												
Cohesión: c = < 100 [kPa] Ángulo de rozamiento: φ = < 15 [°]																																												
OBTENCION DEL INDICE G:																																												
Bieniawski, 1979. Q = _____ Abad et al., 1983. Q = _____ Moreno E., 1980. Q = _____ Rutledge y Preston, 1980. Q = _____ Cameron Clark y Sudarva. Q = _____ Kaiser y Gale, 1986. Q = _____																																												
Dirección: Excavación a favor Perpendicular al eje del túnel Excavación en contra Paralela al eje del túnel Cualquier dirección Estado de la superficie: Muy favorable Favorable Medio Desfavorable Muy desfavorable Muy mala																																												

3.3.3. Objetivo específico 3: Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento

Aplicar el método empírico para seleccionar el sistema de sostenimiento más adecuado, mediante el uso de la Tabla de Estabilidad de Barton (ver figura 17), tomando en cuenta las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, los datos recopilados en campo y las recomendaciones técnicas disponibles.

Figura 17 *Tabla de estabilidad de Barton*



Nota. La tabla nos muestra la estabilidad de Barton. De “ Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support”, Barton,N.R.,Lien,R.,& Lunde,J. (1974)

3.3.4. Objetivo específico 4: Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa

A partir de la caracterización geomecánica realizada en cada estación, se procederá con un análisis de estabilidad y selección del tipo de sostenimiento mediante métodos numéricos, utilizando los softwares Dips y Unwedge. Inicialmente, se determinarán las familias de discontinuidades predominantes a través del software Dips, ingresando los valores de dip y dip direction obtenidos en campo mediante brújula geológica tipo Brunton. Esta información permitirá representar los polos correspondientes a cada discontinuidad, facilitando la identificación de los planos estructurales más significativos. Posteriormente, se empleará el software Unwedge para simular la formación de posibles cuñas generadas por la intersección de tres planos estructurales principales, identificados previamente en Dips. Este análisis permitirá evaluar la estabilidad de las cuñas formadas y calcular el factor de seguridad (FS) asociado a cada una de ellas, con y sin la implementación del sostenimiento. El incremento del FS permitirá justificar técnicamente la selección del tipo de sostenimiento más adecuado para la rampa en estudio, según las condiciones del macizo rocoso.


Adicionalmente, para la modelación numérica en Unwedge, será necesario contar con propiedades mecánicas del macizo, tales como: resistencia a la compresión simple, densidad de la roca, ángulo de fricción y cohesión. Estos parámetros permitirán establecer

una simulación realista de las condiciones in situ y asegurar una correcta evaluación de la estabilidad estructural.

3.3.5. Objetivo específico 5: Diseñar el tipo de sostenimiento del modelo numérico 2D

Diseñar el sistema de sostenimiento adecuado a partir del análisis del modelo numérico bidimensional (2D), considerando los resultados obtenidos del comportamiento mecánico del macizo rocoso y su respuesta ante las condiciones de carga y geometría de la rampa.

Figura 18 Cartilla Geomecánica



CARTILLA GEOME CÁNICA

ROCA			RMR	CARACTERÍSTICA DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO	OBSERVACIONES
TIPO	COLOR	CALIDAD			CX, GL, TAJOS Y SN	
I		MUY BUENA	81-100	Roca muy dura con muy pocas fracturas, terreno seco. (Espaciamiento de fracturas de 1 a 3 metros. Se astilla con varios golpes de picota).	No requiere sostenimiento	Voladura normal o controlada.
II		BUENA	61-80	Roca dura con muy pocas fracturas, ligera alteración. (Espaciamiento de fracturas de 0.5 a 1 metros. Se astilla con más de 5 golpes de picota).	Split set de 5 pies y puntales de seguridad, en forma esporádica, donde presenta riesgo de caída de rocas	Voladura normal o controlada. Taladro perforado split set colocado.
III-A		REGULAR R-A	51-60	Roca moderadamente dura con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, terreno húmedo a mojado. (2 a 6 fracturas por metro. Se astilla con 1 a 3 golpes de picota).	Split set de 5 pies y puntales de seguridad, con esquema de instalación sistemático de 1.5 m x 1.5 m.	Voladura normal o controlada. Taladro perforado split set colocado. Hacia el tope colocar split set puntales.
III-B		REGULAR R-B	41-60	Roca moderadamente dura con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, terreno húmedo a mojado. (6 a 10 fracturas por metro. Se astilla con 1 a 2 golpes de picota).	Split set de 5 pies y puntales de seguridad, con esquema de instalación sistemático de 1.2 m x 1.2 m. Puntales en línea y guardacabeza si requiere.	Hacia el tope colocar split set o perno helicoidal puntales.
IV-A		MALA M-A	31-40	Roca suave fracturada, con algunas fallas con panizo, moderada alteración, goteo en fracturas y fallas. (10 a 15 fracturas por metro. Se introduce superficialmente la punta de picota).	Mallas electrosoldadas + pernos helicoidales o split set de 5 pies, con esquema de instalación sistemático de 1.6 m x 1.6 m. Cuadros de madera espaciados a 1.5 m.	Voladura controlada. Última malla a 1.5 m del tope. Uso de guarda cabeza.
IV-B		MALA M-B	21-30	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas con panizo, moderada a fuerte alteración, goteo constante en fracturas y fallas. (15 a 20 fracturas por metro. Se introduce la punta de picota).	Mallas electrosoldadas + split set de 3 y 5 pies, con esquema de instalación sistemático de 1.2 m x 1.2 m. Cuadros de madera espaciados a 1.2 m.	Voladura controlada. Última malla a 1.0 m del tope. Uso de guarda cabeza; uso de marchavantes laterales.
V		MUY MALA	0-20	Roca muy suave, completamente triturada con muchas fallas panizadas, fuertemente alterada con filtración de agua. (> 20 fracturas por metro. Se introduce profundamente la punta de picota).	Cuadros de madera espaciados a 0.8 - 1.0 m.	Cuadro al tope. Uso de guardacabeza, uso de marchavantes laterales. El explosivo a usar es el equivalente a la dinamita de baja potencia con voladura controlada.

Nota. La figura 18 muestra la cartilla geomecánica brindado por el área de Geomecánica de la Unidad Minera Aguada, 2025, para el desarrollo del trabajo.

3.4. VALIDACIÓN DEL PROYECTO

3.4.1. Resultado del objetivo específico 1: Identificar la litología de la zona de estudio

ESTUDIO PETROGRÁFICO

En la zona del proyecto, el estudio petrográfico se detalla en la Tabla 14.

Tabla 14 Estudio petrográfico - Mina Aguada

TIPO DE ROCA	ANÁLISIS
DIORITA	<p>Roca ígnea intrusiva, con cristales de plagioclasas con forma ehedrales y anhedrales (<6.5mm), y con alteración débil a moderada por sericita-carbonatos. Contiene feldespatos potásicos con forma anhedral con alteraciones parciales de arcillas, cristales de cuarzo de forma anhedral (<0.9mm), anfíboles representados por cristales de forma subhedrales a anhedrales (<2mm) con alteración cloritas y carbonatos, biotitas de formas subhedrales (<0.8mm), minerales opacos de formas subhedrales y anhedrales (<0.5mm).</p> <p>La roca muestra fracturas rellenas de cuarzo-feldespatos potásicos con escasez de presencia de óxidos de fierro, y fracturas paralelas con relleno de cuarzo-carbonatos.</p> <p>Textura: Granular hipidiomórfica.</p> <p>Composición:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Plagioclasas (65%) - Anfíboles (7%) - Sericita (7%) - Cloritas (4%) - Carbonatos (4%) - Cuarzo (3%) - Cuarzo en venas(<3%) - Opacos (2%) - Feldespatos Potásicos en venas (2%) - Feldespatos Potásicos (<2%) <p>Alteración:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Sericitización débil a moderada - Cloritización débil a moderada - Carbonatación débil a moderada - Silificación débil
CUARZO DIORITA	<p>Roca intrusiva, con cristales de plagioclasa de forma ehedrales y subhedrales (4.8mm), con alteración por sericita y arcillas). Anfíboles</p>

representados por fenocristales de forma subhedral y anhedral (<3.6mm) con alteración por cloritas y carbonatos, e inclusiones de minerales opacos.

Minerales de cuarzo de forma anhedral (<0.8 mm), minerales opacos de forma anhedral (<0.4mm), apatito representado como cristales de forma anhedral y enhedral (<0.3 mm)

Nota. Información obtenida de estudios petrográficos del Departamento de Geología, 2025, para la elaboración del trabajo.

ESTUDIO MINERAGRÁFICO

Tabla 15 Estudio Mineragráfico - Mina Aguada

MINERAL	COLOR	FORMA DE CRISTALES	PORCENTAJE APROXIMADO
MARMATITA	Gris	Anhedral	20%
PIRITA	Amarillo pálido	Cúbico con forma euhedral	15%
CALCOPIRITA	Amarillo opaco	Anhedral	10%
ORO	Amarillo intenso	Masa globular	Trazas
GALENA	Blanco pálido	Cúbico	15%

Nota. La tabla 15 muestra la información obtenida de estudio mineragráfico del Departamento de Geología, 2025, para la elaboración del trabajo.

DESCRIPCIÓN “VETA ESPERANZA”

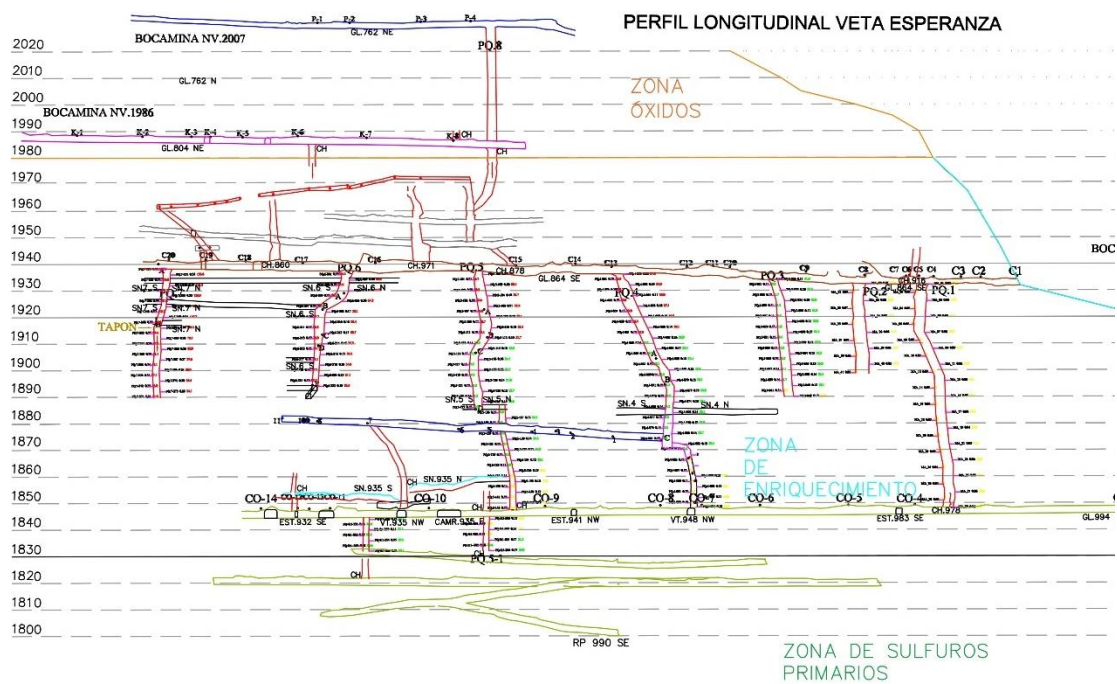
La veta Esperanza, es un tipo de estructura de comportamiento lenticular, potencia irregular, tipo filoniano de comportamiento lenticular en el trayecto de sus dos componentes perpendiculares entre sí (horizontal y vertical), asimismo, se le conoce también como “veta angosta” (ver figura 19). Posee una orientación estructural de NE, y ramales SW, y buzamiento entre 50° a 80°. La veta se encuentra zonificada por 3 zonas; la primera compuesta por óxidos que contiene valores variables debido a la interacción con aguas meteóricas, esta zona va desde el NV 1980 hacia la parte superficial, la segunda zona llamada enriquecimiento con altos valores de oro va del NV 1830 hasta el Nivel 1980 con buena carga de mineral, y por último la tercera zona la cual dada su profundización por debajo del NV 1830 se encuentran sulfuros primarios con mineralización del tipo hipógena y con valores menores de oro. (Ver figura 20).

Figura 19 Estructura mineralizada de 18 cm



Nota, La figura 23 muestra la veta Victoria de 18 cm de potencia con presencia de cuarzo, calcita, limonita, y sulfuros.

Figura 20 Perfil Longitudinal Veta Esperanza



Nota. La figura 20 muestra la primera parte de la zonificación donde se muestra la zona 1 y 2 de la veta Esperanza. Brindado por el área de Geología, 2023, para elaboración del trabajo.

LITOLOGÍA “VETA ESPERANZA”

Dada la información obtenida de las 5 estaciones geomecánicas instaladas para el proyecto, se resume la litología en la Tabla 16.

Tabla 16 *Litología Veta Esperanza*

NIVEL	ESTACIÓN	DOMINIO	DOMINIO
1800	EG-01	CP	Tonalita Granodiorita
1800	EG-02	CP	Tonalita Granodiorita
1800	EG-03	CP	Tonalita Granodiorita
1800	EG-04	VT	Cuarzo-oro-sulfuros
1800	EG-04	CP	Tonalita diorita
1800	EG-04	CT	Tonalita diorita
1800	EG-05	CP	Tonalita diorita
1800	EG-05	CT	Tonalita diorita
1800	EG-05	VT	Cuarzo-oro-sulfuros

Nota. Información litológica obtenido de las estaciones del Departamento de Geología, 2025, para la elaboración del trabajo.

Dominio Tonalita Granodiorita:

Pertenece a la super unidad Santa Rosa, con orientación NS, rocas de coloración gris claro, ligeramente fracturada, contiene bloques de grava y se encuentra en toda la extensión de la mina.

Dominio Cuarzo-oro-Sulfuros: Las estructuras mineralizadas se alojan en rocas ígneas como granitoides del Cretácico superior del Batolito de la Costa.

Dominio Tonalita diorita:

Pertenece a la super unidad Santa Rosa, con orientación SW, rocas de coloración gris oscuro, estructura tabular por diaclasamiento

3.4.2. Resultado del objetivo específico 2: Caracterizar el macizo rocoso de la rampa lado norte

En primer lugar para poder realizar el mapeo geomecánico se realizaron ensayos en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, para lo cual se llevaron muestras de roca de la rampa de la caja techo, caja piso y la veta. Como se puede apreciar en la figura 19 se realizó el primer ensayo con el martillo Schmidt o esclerómetro para tomar valores de la caja techo, caja piso y de la veta.

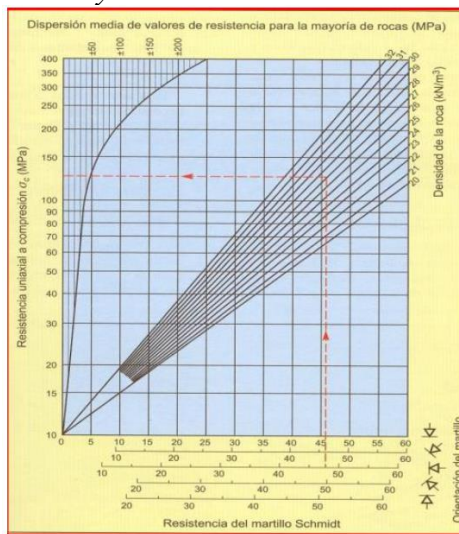
Figura 21 *Ensayo de laboratorio con el martillo Schmidt*



Nota. La figura 21 muestra el ensayo con el martillo Schmidt realizado en el laboratorio de Mecánica de Roca de la UPC,2025

Con el fin de estimar la resistencia a la compresión simple de la roca (RCS) se realizó el ensayo con el esclerómetro el cual consiste en medir la resistencia al rebote de la superficie de la roca de la caja techo, caja piso y la veta, muestras extraídas de la rampa negativa lado norte. Para ello se tomaron 20 lecturas de cada una de las muestras y se presentaron los valores en las siguientes tablas. Con el valor medio obtenido y conociendo la densidad de la roca se relaciona en el gráfico de Miller y se obtiene el valor de la resistencia a la compresión. Con los valores obtenidos en la tabla 17 y la del histograma de la figura 22 se obtiene un valor promedio de 44. Además conociendo la densidad de la diorita la cual es de 27.46- 29.43 kN/m³. Relacionando ambos valores en la figura 22 se obtiene un valor del RCS está entre 100-250 MPa lo que indica que la caja techo es una roca muy dura.

Figura 22 Gráfico de correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote



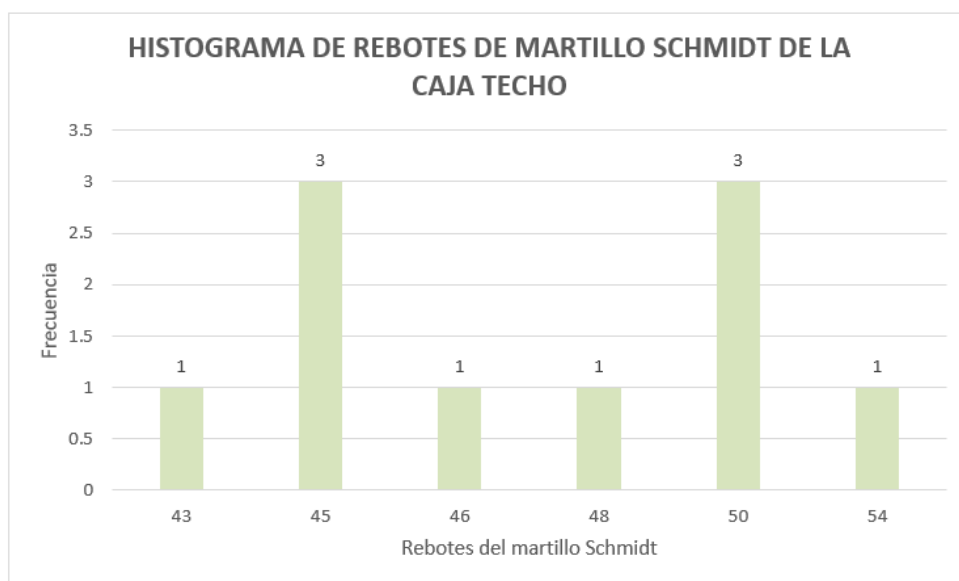
Nota. El gráfico muestra la correlación con el martillo Schmidt. “Engineering classification and index properties for intact rock”, por Deere & Miller, 1965.

Tabla 17 Lecturas con el esclerómetro de la caja techo

Valores de la Caja Techo			
Lecturas	Medidas	Corregidas	Ordenadas
Lectura 1	38	40	26
Lectura 2	43	45	32
Lectura 3	45	47	34
Lectura 4	34	36	34
Lectura 5	50	52	34
Lectura 6	36	38	36
Lectura 7	50	52	36
Lectura 8	26	28	36
Lectura 9	32	34	38
Lectura 10	40	42	40
Lectura 11	36	38	43
Lectura 12	46	48	45
Lectura 13	36	38	45
Lectura 14	34	36	45
Lectura 15	45	47	46
Lectura 16	50	52	48
Lectura 17	48	50	50
Lectura 18	34	36	50
Lectura 19	54	56	50
Lectura 20	45	47	54
Promedio		44	48

Nota. La tabla 17 nos muestra todas las lecturas con el esclerómetro de la muestra de la roca de la caja techo llevada al laboratorio de Mecánica de Rocas de la UPC

Figura 23 Histograma de rebotes de martillo Schmidt de la caja techo



Nota. La figura 23 muestra los valores tomados con el martillo Schmidt

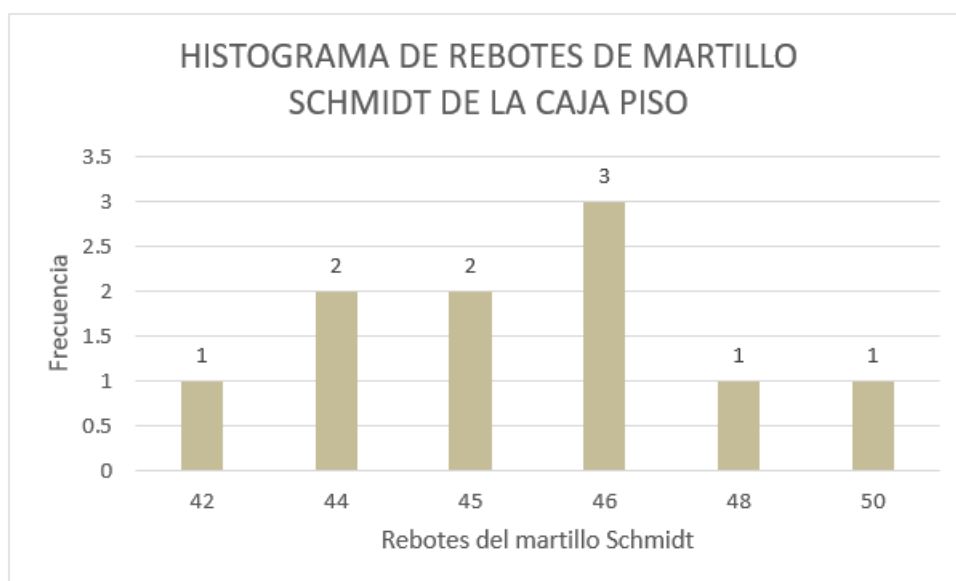
En cuanto a la caja piso se obtuvo que el promedio de las lecturas fue de 42 interceptando con la densidad de la roca se obtiene un valor de RCS de 100-250 Mpa para la caja piso.

Tabla 18 Lecturas con esclerómetro de la caja piso

Valores de la Caja Piso			
Lecturas	Medidas	Corregidad	Ordenadas
Lectura 1	46	48	32
Lectura 2	48	50	36
Lectura 3	40	42	36
Lectura 4	42	44	38
Lectura 5	36	38	39
Lectura 6	30	32	40
Lectura 7	42	44	40
Lectura 8	40	42	40
Lectura 9	44	46	41
Lectura 10	38	40	42
Lectura 11	38	40	42
Lectura 12	38	40	44
Lectura 13	43	45	44
Lectura 14	34	36	45
Lectura 15	44	46	45
Lectura 16	43	45	46
Lectura 17	34	36	46
Lectura 18	39	41	46
Lectura 19	44	46	48
Lectura 20	37	39	50
Promedio		42	48

Nota. La tabla 18 muestra los valores tomados de la muestra de roca de la caja piso tomados con el esclerómetro.

Figura 24 Histograma de rebotes de martillo Schmidt de la caja piso



Nota. La figura 24 muestra el histograma de los rebotes de martillo Schamidt de la caja piso.

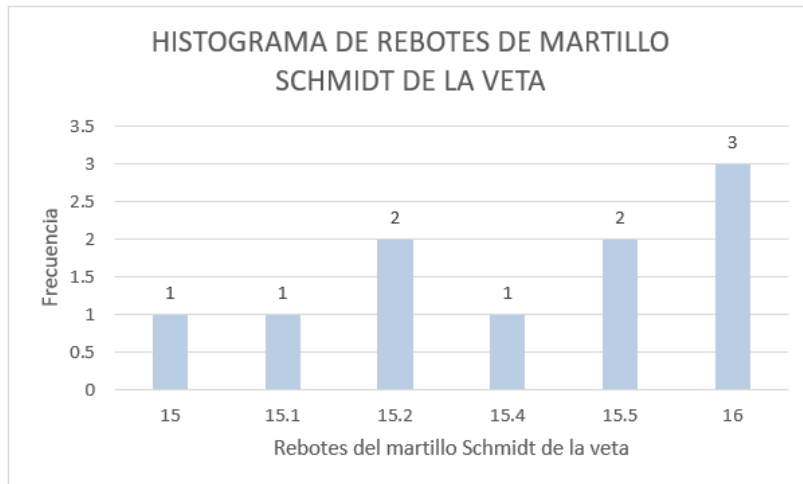
Finalmente, respecto al ensayo con el esclerómetro de la Veta se puede estimar que el valor del UCS es de 25-50 Mpa.

Tabla 19 Valores de la veta

Valores de la Veta			
Lecturas	Medidas	Corregida	Ordenadas
Lectura 1	14	16	13.5
Lectura 2	13	15	14
Lectura 3	13.5	15.5	14
Lectura 4	12.5	14.5	14
Lectura 5	13	15	14
Lectura 6	13.4	15.4	14.5
Lectura 7	13.2	15.2	14.5
Lectura 8	11.5	13.5	15
Lectura 9	12	14	15
Lectura 10	13	15	15
Lectura 11	13.2	15.2	15
Lectura 12	12	14	15.1
Lectura 13	14	16	15.2
Lectura 14	13.1	15.1	15.2
Lectura 15	12	14	15.4
Lectura 16	12.5	14.5	15.5
Lectura 17	13	15	15.5
Lectura 18	12	14	16
Lectura 19	14	16	16
Lectura 20	13.5	15.5	16
Promedio		15	15.5

Nota. La tabla 19 muestra los valores tomados con el esclerómetro de la veta.

Figura 25 Histograma de rebotes de martillo Schmidt en la veta



Nota. La figura 25 muestra el histograma según la frecuencia de los rebotes de martillo Schmidt en la veta.

Para las 3 estaciones que no cuentan con veta se utilizará el valor del índice de resistencia por ensayo de carga puntual el cual se realizó en el laboratorio de Mecánica de Rocas. El cual resultó un valor de 44.25 Mpa.

Figura 26 Inicio del ensayo de carga puntual



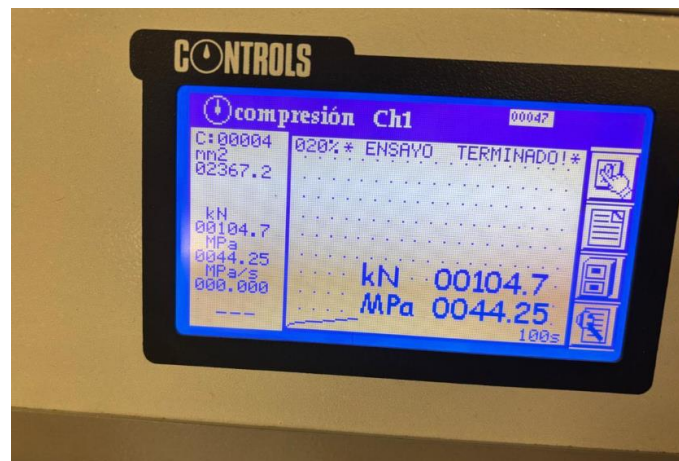
Nota. La figura 26 nos muestra el inicio del ensayo de carga puntual de la muestra llevada al laboratorio de Mecánica de Rocas de la UPC.

Figura 27 Testigo extraído del ensayo



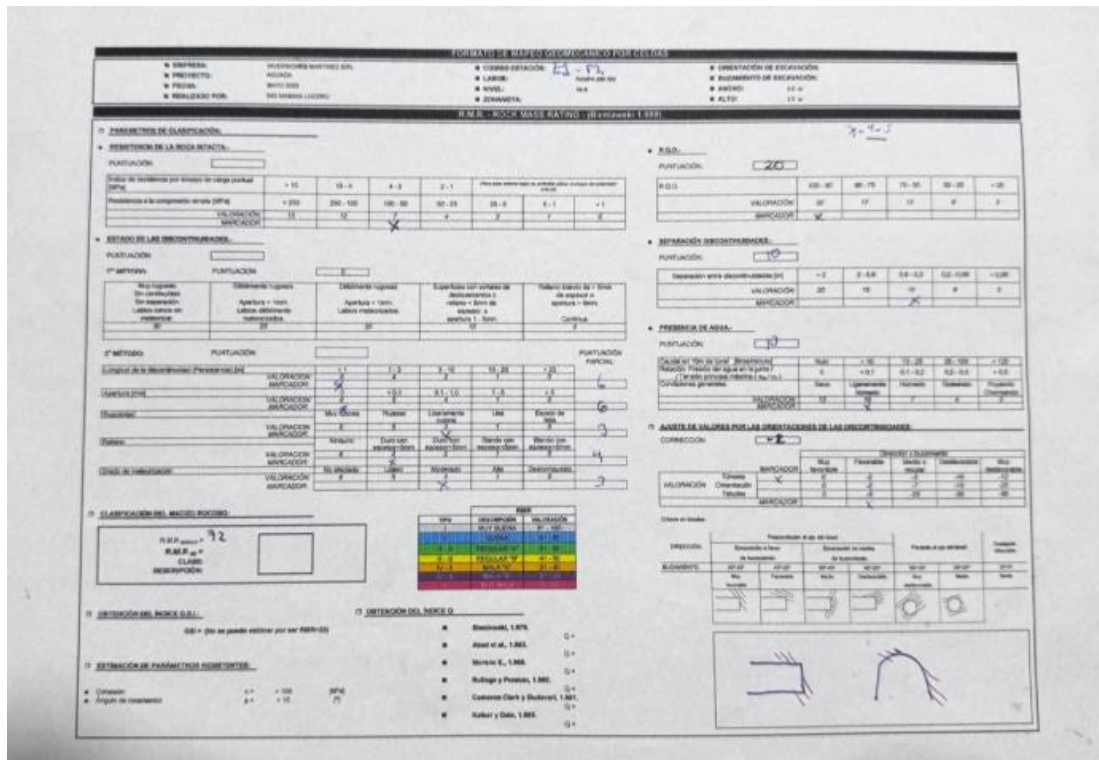
Nota. La figura 27 muestra el testigo extraído de la perforación de la roca para el ensayo de carga puntual.

Figura 28 Valor del índice de la resistencia por ensayo de carga puntual



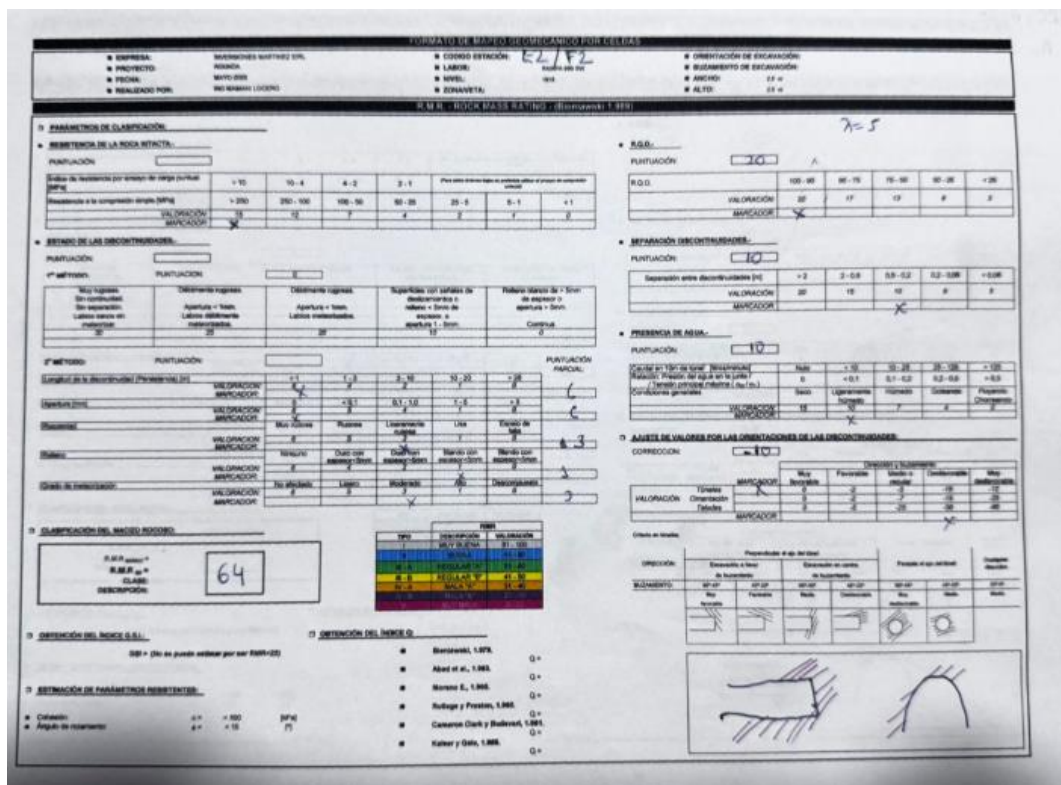
Nota. La figura 28 el resultado del ensayo de carga puntual.

Figura 29 Mapeo Geomecánico de la estación 1



Nota. La figura 29 muestra el mapeo geomecánico de la caja techo de la estación 1 en la rampa negativa lado norte.

Figura 30 Mapeo geomecánico de la estación 2



Nota. La figura 30 nos muestra la ficha para el mapeo geomecánico de la estación 2 de la rampa negativa lado norte.

Tabla 20 Resumen del mapeo geomecánico por estación

Mapeo Geomecánico por estaciones							
Estación	CT/CP/VT	RMR	RQD %	Q	GSI	Tipo de Roca	
1	CT	72	90.98	22.446	74	Buena	II
	CP	72	93.84	22.446	74	Buena	II
	VT	49	90.97	1.743	59	Regular	III-B
2	CT	65	90.98	10.312	67	Buena	II
	CP	67	93.84	12.878	69	Buena	II
	VT	43	93.84	0.895	55	Regular	III-B
3	ROCA	67	90.98	12.878	75	Buena	II
3	ROCA	71	93.84	16.083	74	Buena	II
3	ROCA	71	93.84	6.612	61	Buena	II
4	ROCA	75	93.84	31.326	72	Buena	II
4	ROCA	72	90.98	22.446	74	Buena	II
4	ROCA	69	90.98	16.083	74	Buena	II
5	ROCA	69	90.98	16.083	74	Buena	II
5	ROCA	77	90.98	39.121	74	Buena	II
5	ROCA	77	96.33	39.121	74	Buena	II
Promedio		67.73	92.48	18.03	70.00	Buena	II

Nota. La tabla 20 muestra el resumen de los resultados del mapeo geomecánico de las 5 estaciones.

3.4.3. Resultado del objetivo específico 3: Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento

Para el análisis de la estabilidad de la labor subterránea se empleó el gráfico de Span Design el que relaciona el ancho de la excavación y la calidad de la roca en función de su RMR. Como se muestra en la tabla 21 el rango promedio del RMR de las 5 estaciones es de 67-77. En cuanto a la estación 1 y 2 en macizo rocoso de tipo buena II (RMR 67-72) en decir caja techo y piso son estables y para la estación 3, 4 y 5 son de tipo buena II (RMR 67-77) son estables. Con esta información en la figura 21 consiste relacionar dos aspectos importantes dentro de excavaciones subterráneas como son la calidad de la roca y el ancho de la excavación haciendo posible establecer categorías de la estabilidad. El ancho o span de la rampa negativa es igual a 2.5 metros. Según la figura 21 para una labor construida en un macizo rocoso de tipo buena II (RMR 69-77) se encuentra en una zona estable la cual implica que la excavación no puede necesitar sostenimiento.

Tabla 21 Resumen de los valores del RMR por cada estación

Estación	RMR
1	59-74
2	55-69
3	61-74
4	72-74
5	74

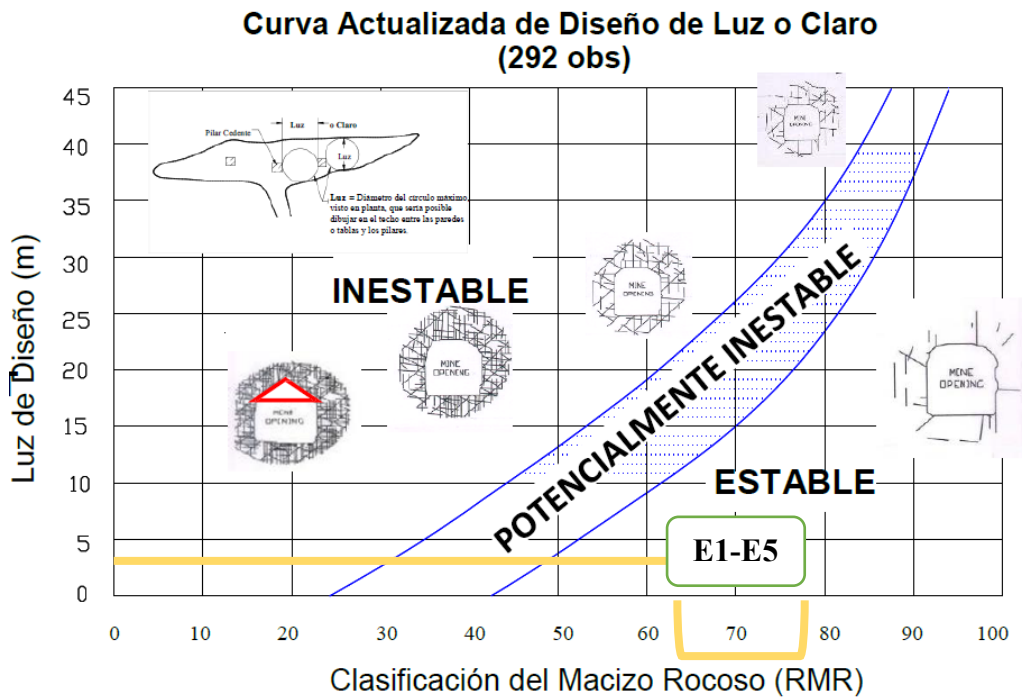
Considerando en la estación 1 y 2 la roca el diseño del sostenimiento, según el RMR, tal como se aprecia en la tabla 22 se puede considerar una roca regular producto de la presencia de la veta esto significa que el sostenimiento a 10m de distancia al frente de avance. Se usará un empernado de 4 a 5m de longitud espaciados de 1.5 a 2.0m en el techo y paredes con malla

Tabla 22 Tipo de sostenimiento a partir del RMR de roca regular

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA (20 MM DE DIAMETRO, COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
III - Roca regular RMR: 41 - 60	Socavón en el tope y banqueo 1.5 - 3 m de avance en el socavón Iniciar el sostenimiento después de cada voladura Completar el sostenimiento a 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1.5 - 2.0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona	50 - 100 mm en la corona y 30 mm en las paredes	Ninguno

Nota. La tabla 22 muestra el tipo de sostenimiento según el valor del RMR de la roca.

Figura 31 Clasificación del Macizo Rocoso (RMR)



Nota. La figura 31 muestra los resultados de la estabilidad de la rampa negativa en el tramo de las 5 estaciones.

No es posible determinar el tiempo de autosostenimiento de una excavación, en este caso de la rampa negativa lado norte, debido a que el macizo rocoso es variable y diferente. Sin embargo, existen antecedentes según la clasificación geomecánica RMR y la dimensión de la excavación la cual nos brinda una referencia del tiempo de autosostenimiento.

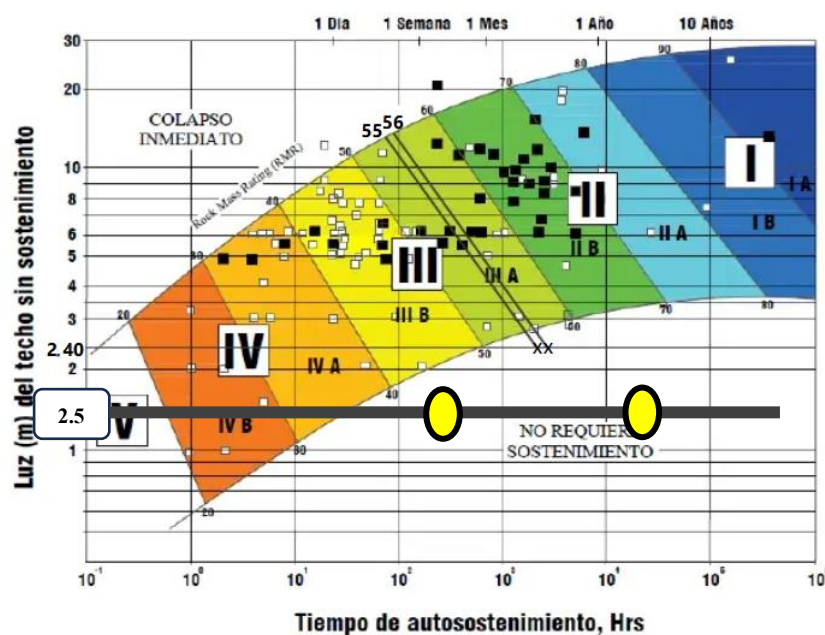
En la figura 32 se determina el tiempo de estabilidad para la rampa negativa lado norte considerando que la estación 1 y 2 tiene veta ello provoca el debilitamiento de la caja techo y la necesidad de instalar el sostenimiento respectivo; sin embargo en las estaciones 3, 4 y 5 nos da una referencia que no requiere sostenimiento.

Tabla 23 Resumen de tiempo de autosostenimiento por estación

Estación	Tipo de roca	RMR	Q	Tiempo de autosostenimiento
Est.01	Diorita	72	22.446	No requiere sostenimiento
Est.01	Mineral	43	22.45	1 semana
Est.02	Diorita	65	10.312	No requiere sostenimiento
Est.02	Mineral	43	0.895	1 semana
Est.03	Diorita	67	12.878	No requiere sostenimiento
Est.04	Diorita	75	31.326	No requiere sostenimiento
Est.05	Diorita	69	16.083	No requiere sostenimiento

Nota. La tabla 23 muestra el tiempo de autosostenimiento en el área de estudio de la rampa negativa lado norte.

Figura 32 Límites de estabilidad en minas subterráneas no sostenidas (Bieniawski, 1989; Villaescusa, 2014)



Nota. La figura 31 muestra el tiempo de autosostenimiento según el ancho de la excavación de la rampa negativa lado norte.

Otro aspecto relevante integrado por el método Q es el ancho máximo sin sostenimiento, dicho valor con el que la rampa negativa permanecerá estable sin necesidad de sostenimiento. Para ello será expresado por la siguiente fórmula:

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times ESR \times Q^{0.4}$$

- **Estación 01:** Buena Tipo II en caja pisto y techo , para la veta Regular tipo IIIB (RMR 55-74)

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 22.446^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 11.10 \text{ m}$$

Para la veta:

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 1.743^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 3.99 \text{ m}$$

- **Estación 02:** Buena Tipo II en caja piso y caja techo para la veta Regular tipo IIIB (RMR 55-69)

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 10.31^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 8.14 \text{ m}$$

Para la veta:

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 0.895^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 3.06 \text{ m}$$

- **Estación 03:** Buena Tipo II (RMR 67)

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 12.87^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 8.89 \text{ m}$$

- **Estación 04:** Buena Tipo II (RMR 75)

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 22.446^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 11.10 \text{ m}$$

- **Estación 05:** Buena Tipo II (RMR 69)

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 16.083^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 9.72 \text{ m}$$

3.4.4. Resultado del objetivo específico 4: Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa

Para modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa lado norte se ha utilizado el programa Unwedge para analizar la formación de cuñas y la estabilidad de las mismas. Según el análisis se observa la formación de cuñas inestables tanto en el techo y las

paredes de la rampa negativa , principalmente, en las estaciones 1 y 2 por lo que se requiere implementación de sostenimiento.

- **Estación 1- (000-010m)**

Figura 33 Interpolación de puntos de la estación 1

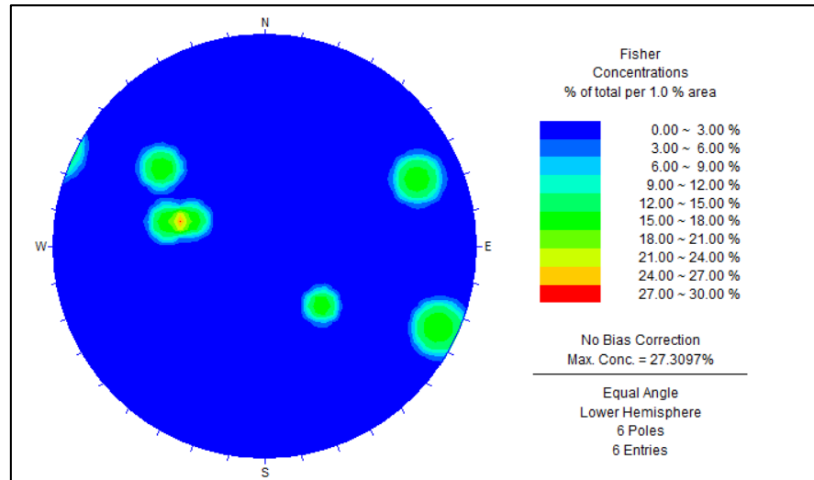


Figura 34 Estereografía de la estación 01

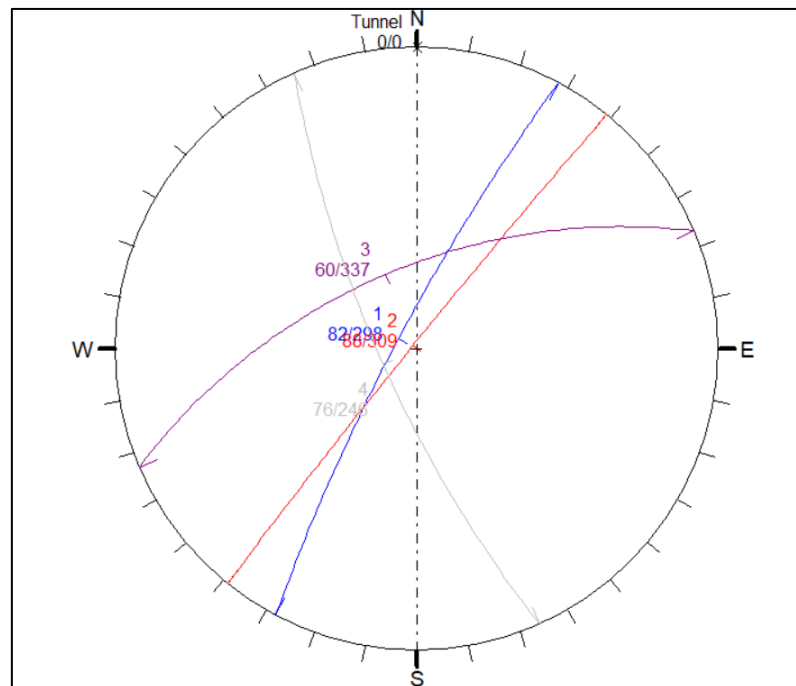
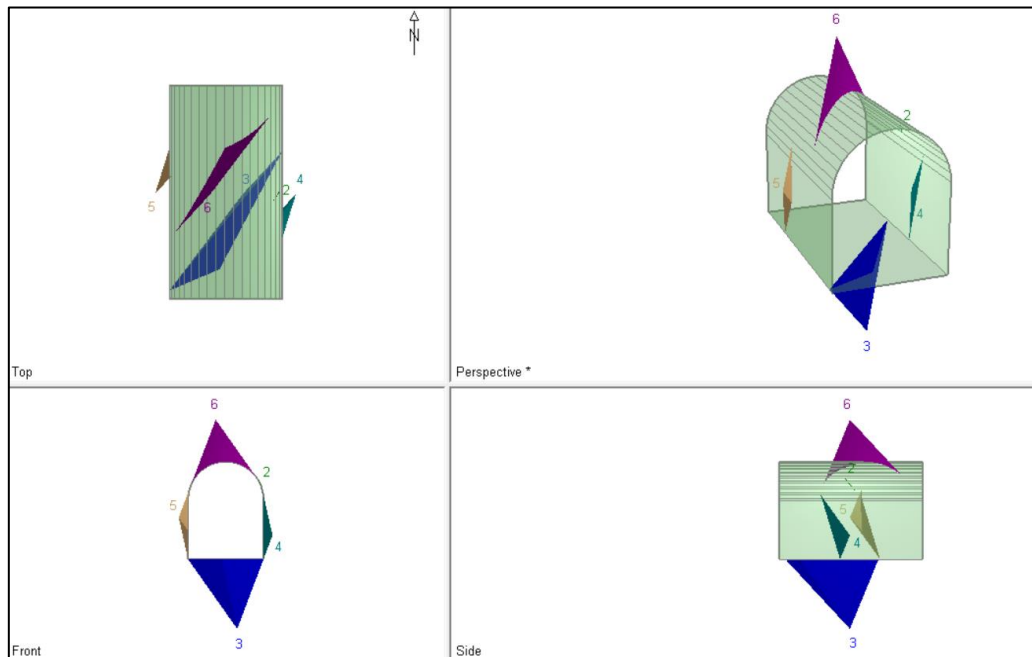


Figura 35 Simulación de cuñas de la estación 01



- Estación 02: (010m-020m)

Figura 36 Interpolación de puntos de la estación 02

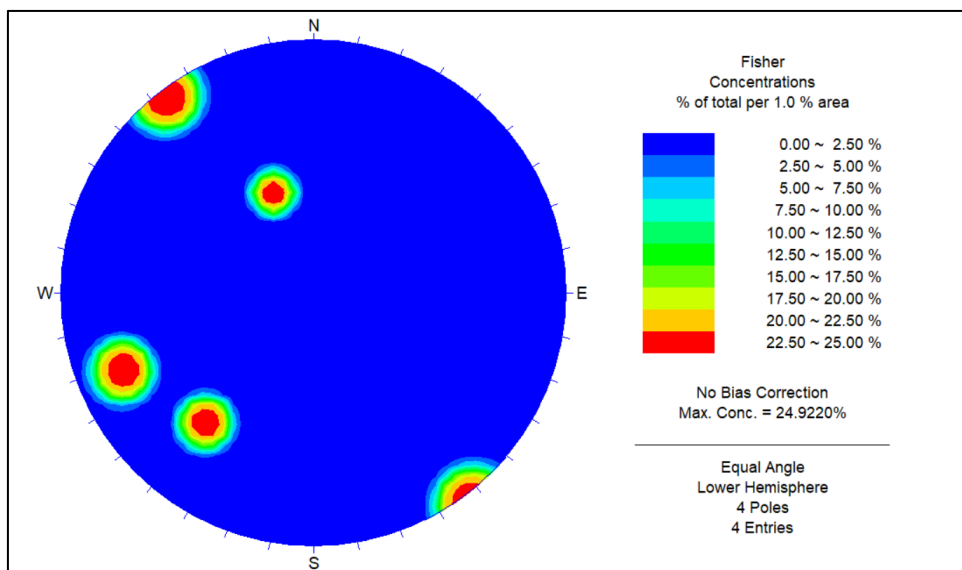


Figura 37 Estereografía de la estación 02

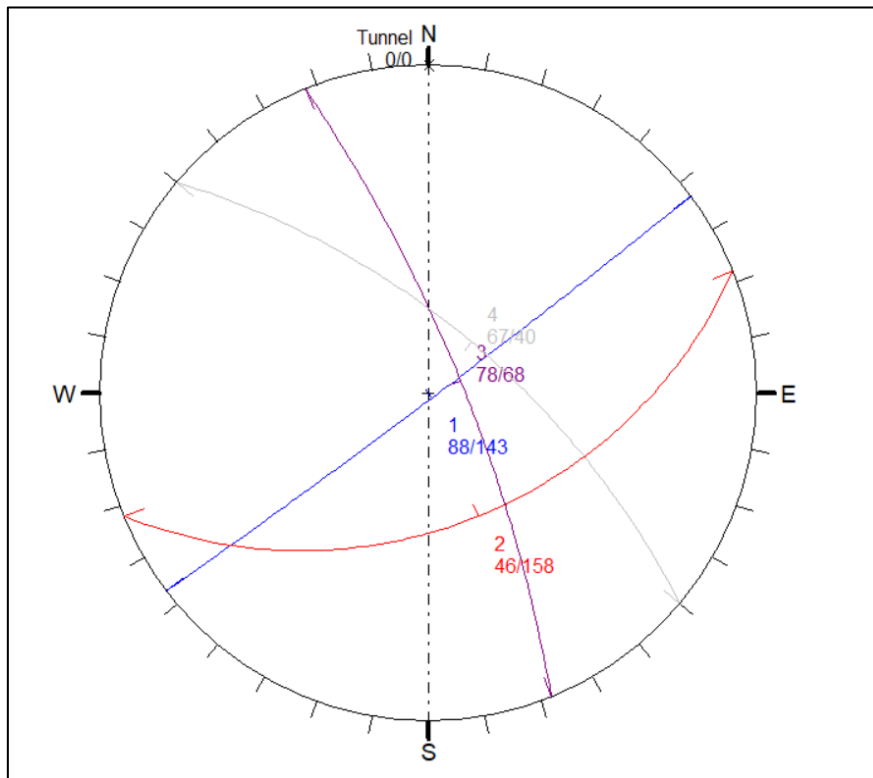
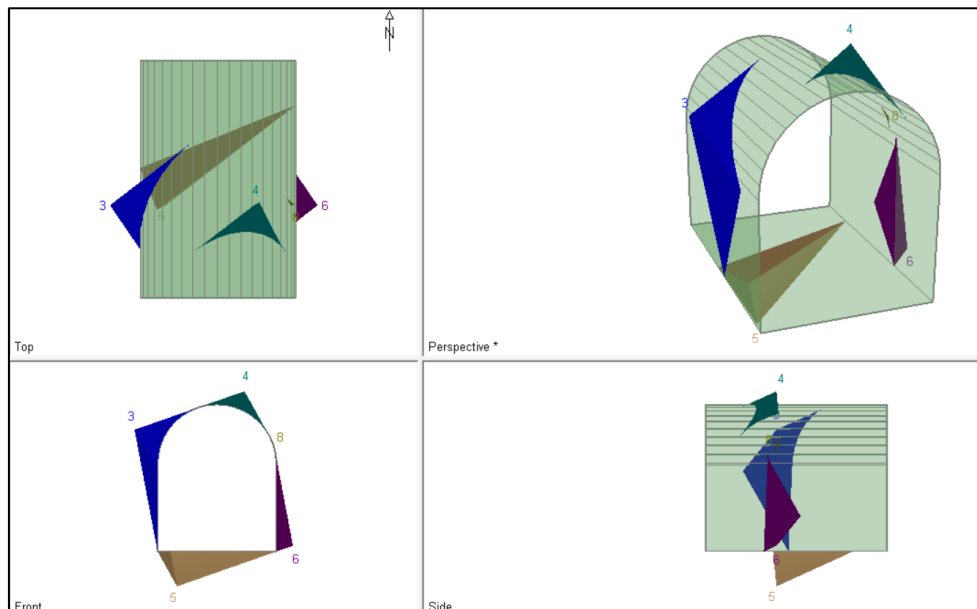


Figura 38 Simulación de cuñas de la estación 02



- Estación 03: (020m-030m)

Figura 39 *Estereografía de la estación 03*

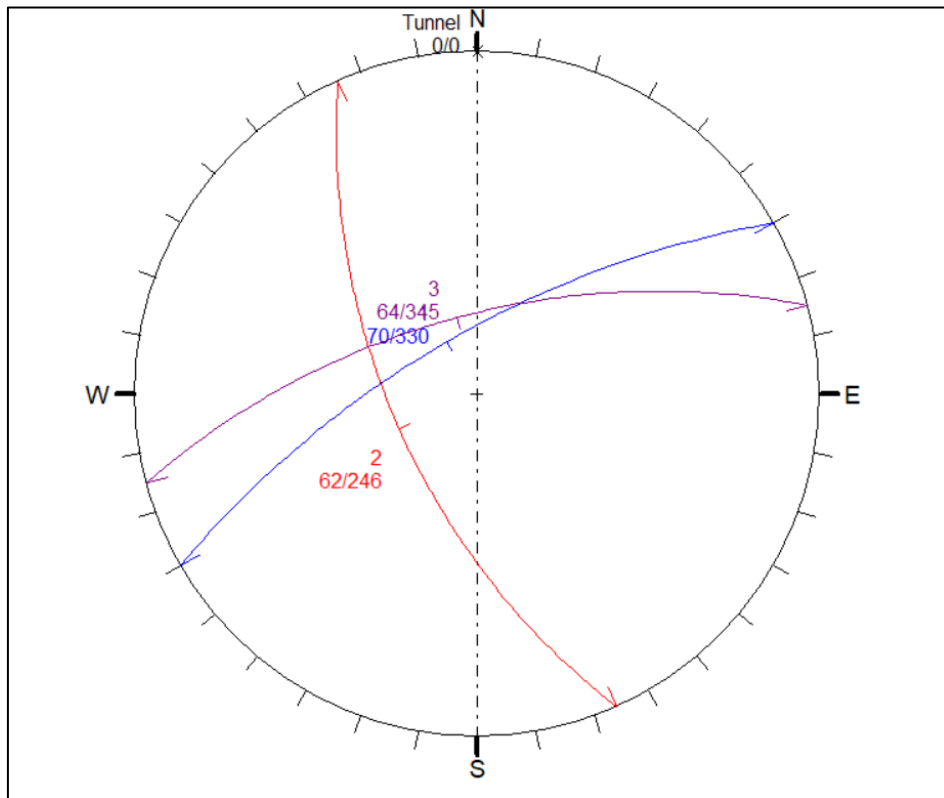
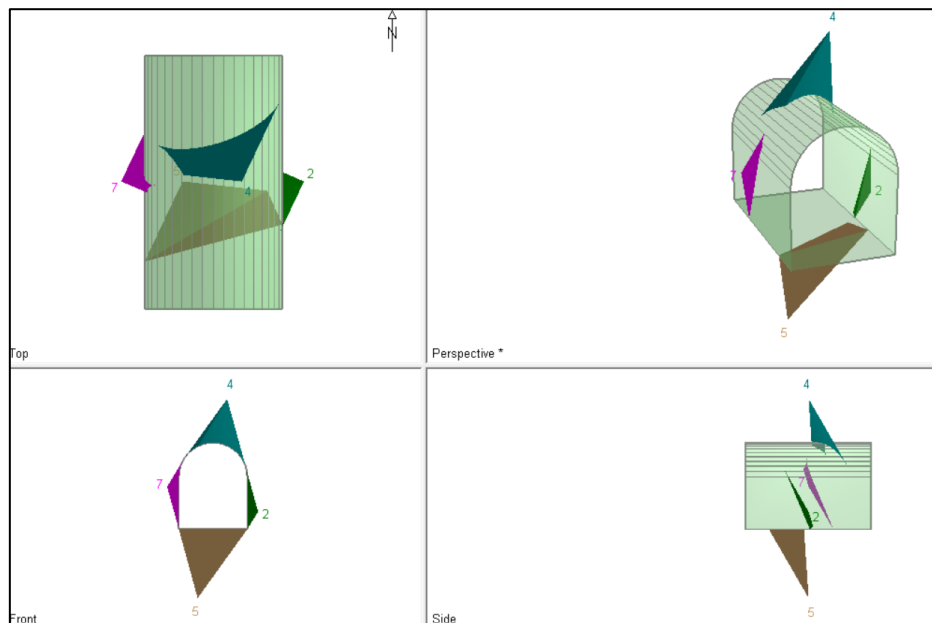


Figura 40 *Simulación de cuñas de la estación 03*



- **Estación 04: (030-040m)**

Figura 41 *Estereografía de la estación 04*

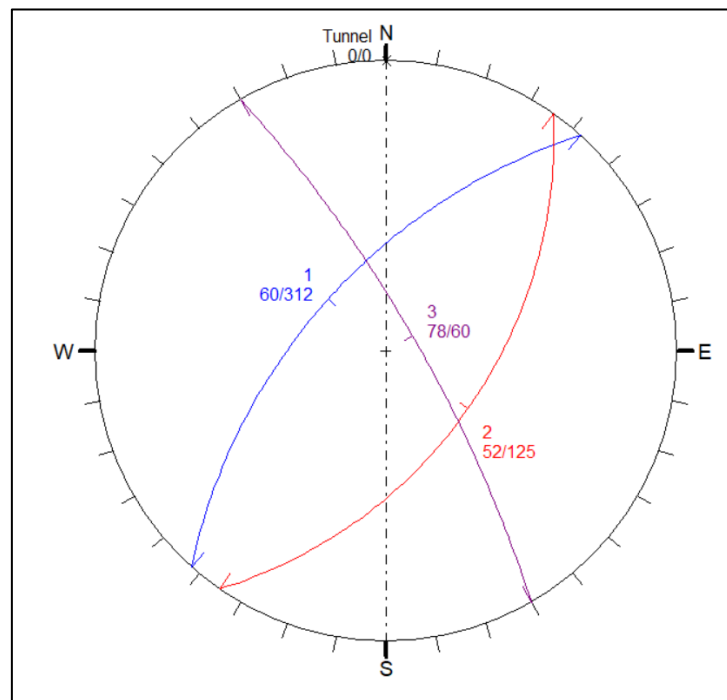
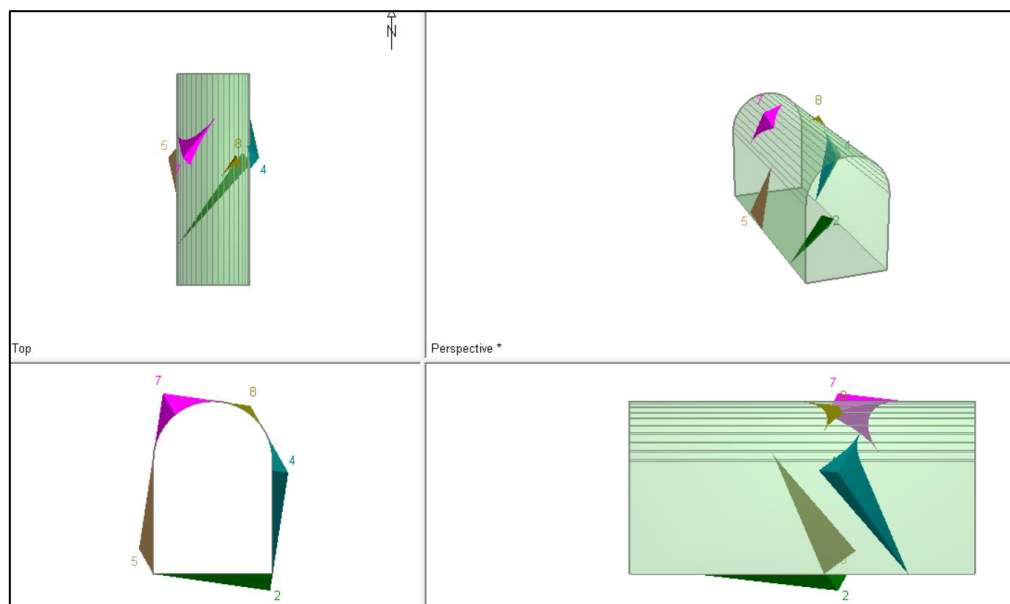


Figura 42 *Simulación de cuñas de la estación 04*



- **Estación 05: (040-050m)**

Figura 43 *Estereografía de la estación 05*

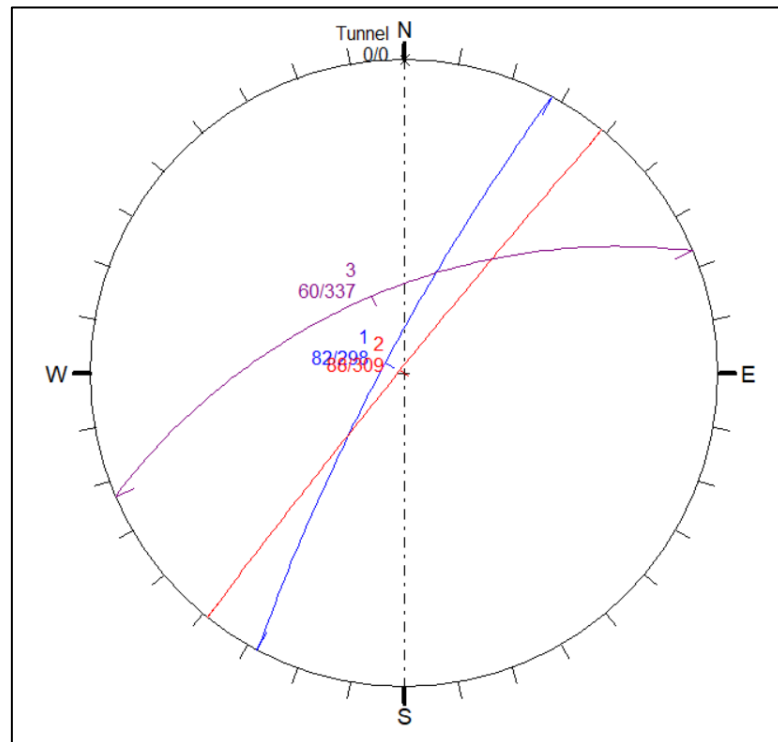
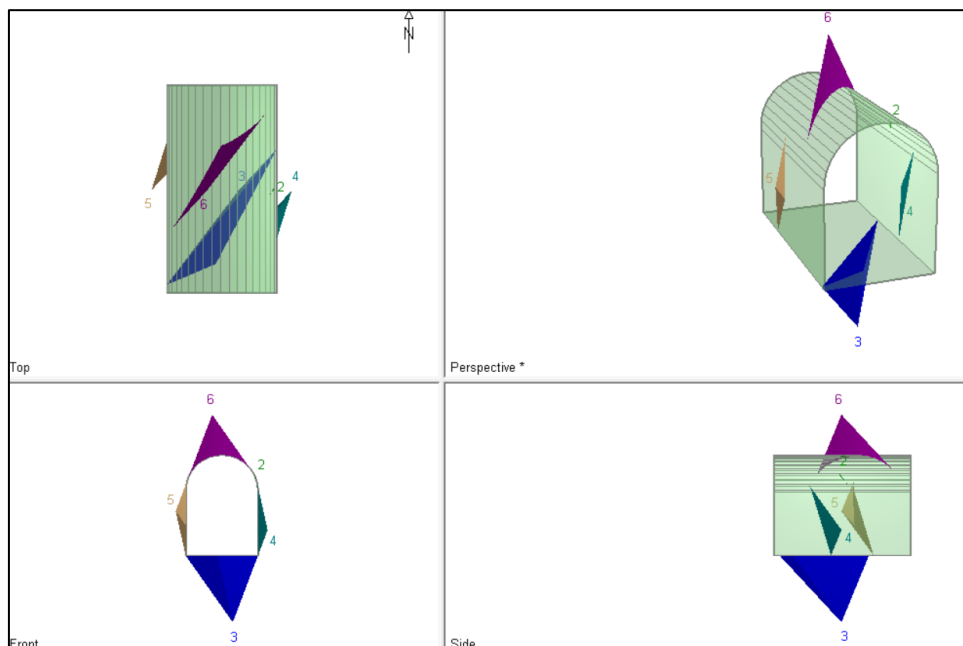


Figura 44 *Simulación de cuña de la estación 05*



3.4.5. Resultado del objetivo específico 5: Diseñar el tipo de sostenimiento elegido

Para el diseño del sostenimiento elegido en las estaciones 01 y 02 el cual relaciona el índice de la calidad de la roca con el diámetro equivalente, el cual da como relación entre el ancho de la excavación y el factor ESR el cual toma cierto valor de inestabilidad permitido en la rampa en función a su uso y el tiempo requerido. Según la tabla 24 se

determina que el ESR de la rampa será de 1.6 al ser considerada una excavación permanente. En cuanto a los métodos empíricos y numérico se consideró el tipo de sostenimiento Split set que relaciona la calidad del macizo rocoso expresado en el valor Q de Barton y la luz de la excavación ajustada por un valor de seguridad según el tipo de excavación (ESR)

Tabla 24 Valores ESR según el tipo de excavación

Tipo de excavación	ESR
A. Labores mineras de carácter temporal.	3-5
B. Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación eléctrica.	1.6-2.0
C. Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamientos de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2-1.3
D. Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9-1.1
E. Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5-0.8

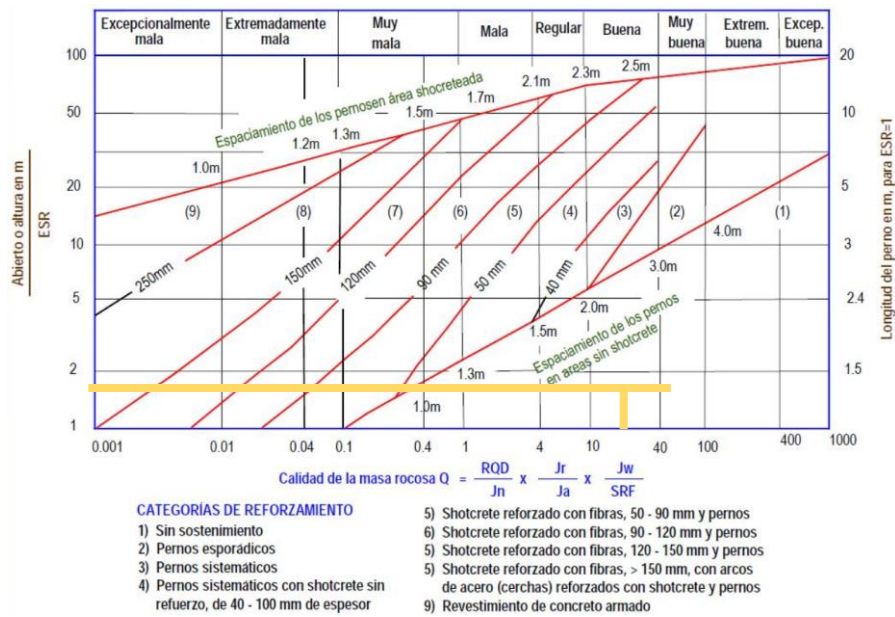
$$D_e = \frac{D [Luz]}{ESR}$$

$$D_e = \frac{2.5}{1.6}$$

$$D_e = 1.56$$

A partir de la figura 45 se define los requerimientos del sostenimiento para la rampa negativa, tomando en consideración el valor de la dimensión equivalente de 1.56 y el valor Q por cada estación. En la figura se observa valores Q entre el rango de 10-40 lo que indica un macizo rocoso bueno e indica que no requiere sostenimiento; sin embargo para las estaciones 01 y 02 las cuales presentan veta y además de ello incompetencia en sus cajas la elección es uso de sostenimiento con pernos sistemáticos.

Figura 45 Requerimiento de sostenimiento por el sistema Q



Para la longitud del perno de anclaje se dará una relación del ancho de la excavación B y del valor del ESR.

$$L = \frac{2 + 0.15B}{ESR}$$

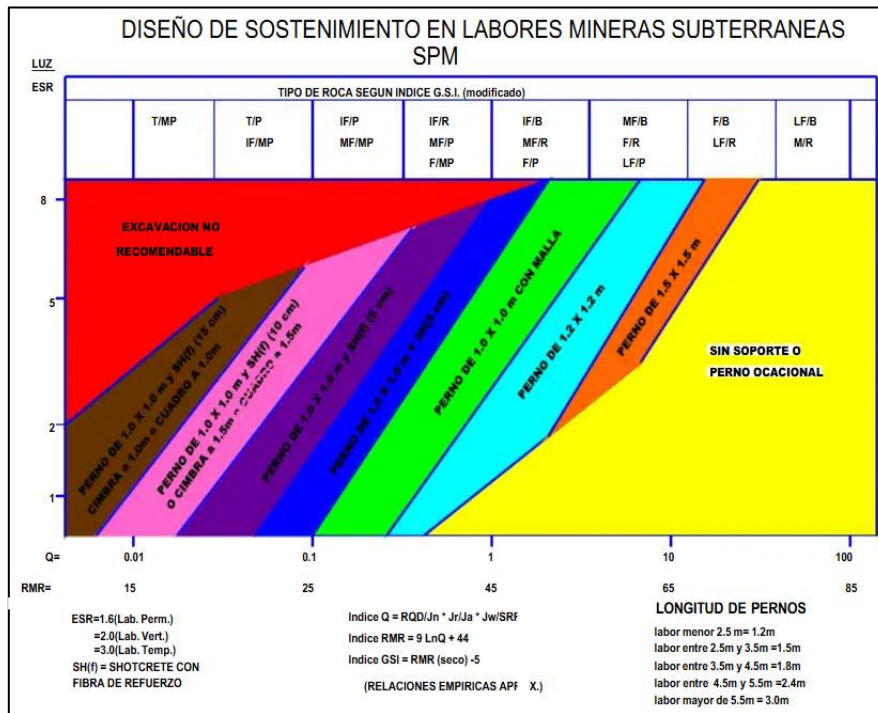
$$L = \frac{2 + 0.15 \times 2.5}{1.6}$$

$$L = 1.48$$

La longitud de los pernos de anclaje a utilizarse en la rampa negativa lado norte será de 5 pies.

Finalmente para el sostenimiento práctico tomando en consideración la clasificación cualitativa del GSI, RMR, Q y la relación entre el ancho o altura de la excavación (ESR). La figura 46, considerando la dimensión de la rampa de 2.5m Para la estación 2 con un valor de RMR 43 será necesaria la instalación de pernos de anclaje.

Figura 46 Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas



3.5. INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS

3.5.1. Interpretación de resultados objetivo 1: Identificar la litología de la zona de estudio

La información del estudio petrográfico y minerográfico, sostienen que los minerales de mena son el oro, marmatita, calcopirita, y galena, mientras que los minerales de ganga serán el cuarzo, calcedonia, y pirita, estos siempre serán asociados al oro.

El tipo de veta Esperanza es del tipo lenticular (angosta), con componentes en horizontal y vertical. es decir, se compone de zonas en donde la estructura mineralizada en ciertos tramos es ancha, y luego angosta. En la zona del proyecto Rampa 990 se encuentran la veta Victoria la cual oscila entre 8 a 18 cm (ver figura 24). Las vetas auríferas tienen una orientación paralela del rumbo NS, con buzamiento intermedio entre 50° a 80° (subvertical), además, el estudio de la litología por medio de las estaciones indica presencia de rocas ígneas intrusivas (granodiorita y diorita) en la caja techo y piso, alojando en medio la mineralización.

3.5.2. Resultado del objetivo específico 2: Caracterizar geomecánicamente la rampa negativa lado norte

La caracterización del macizo rocoso se elaboró a partir de un mapeo geomecánico del macizo rocoso, esta información nos permitió tener una caracterización más precisa en

base a los índices de calidad del RMR, RQD% , Q de Barton y GSI. Al obtener los valores de estos índices nos permitirá una mejor comprensión de las características del macizo rocos. Para poder hacer la caracterización geomecánica se definieron 5 estaciones cada 10 metros. En cuanto al RMR se observó que todas las estaciones que es una roca Buena tipo II mientras que en cuanto a la veta tiene una caracterización de Regular A tipo IIIA. Esto se corrobora con el RQD que el valor oscila entre 90-100% lo que también significa que es una roca buena.

3.5.3. Interpretación de resultados objetivo 3: Aplicar métodos empíricos de diseño de sostenimiento

En cuanto a los métodos empíricos de diseño de sostenimiento se empleó el gráfico de Span Design lo cual se consideró como luz de diseño de 2.5m. Para las 5 estaciones se obtuvo que es una labor estable, sin embargo en las estaciones 01 y 02 se caracterizó que hay caja techo, caja piso y veta respectivamente por ello la variación en el análisis. Al tener una variación del RMR para la veta de 43-49 se considera que es una roca regular y necesita pernos sistemáticos de 5 pies espaciados entre 1.5 a 2.0 m. Además de ello con la gráfica de límites de estabilidad en minas subterráneas no sostenidas para la estación 01 puede estar sin sostener entre 4-11m , para la estación 02 de 3-8 metros, para la estación 03, 8.89m; para la estación 04, 11.10m y para la estación 05, 9.72m

3.5.4. Interpretación de resultados objetivo 4: Modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa

En cuanto al software Unwedge para modelar numéricamente la estabilidad de la rampa negativa del lado norte se puede observar en la estación 01 en la caja techo una cuña y un incremento en su factor de seguridad de 335.084. En cuanto a la caja piso si se encuentra estable. En la estación 02 se observan cuñas en la caja piso y caja techo con un factor de seguridad de 3.901 y un peso a soportar de 63.722 toneladas. Seguidamente en la estación 03 al realizar la simulación de cuña se observa tanto en el techo como en el piso sin embargo se encuentra estable el factor de seguridad. En la estación 04 se observa el piso y techo estable con factor de seguridad de 2.384. Finalmente, en la estación 05 una cuña en la caja techo con un factor de seguridad de 99.873, además de ello en el piso un factor de seguridad estable.

3.5.5. Interpretación de resultados objetivo 5: Diseñar el tipo de sostenimiento elegido

Respecto al diseño del sostenimiento, en las estaciones 01 y 02 este se calculó según el valor del ESR para una excavación permanente, con ello al calcular el diámetro equivalente se toma un valor de 1.56. Al comparar en la gráfica de requerimiento de sostenimiento por el sistema Q se obtiene que la labor puede avanzar sin sostenimiento ; sin embargo al contar con veta resulta necesario usar Split set el cual tendrá una longitud de 5 pies.

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

RECOMENDACIONES

- Se recomienda que la instalación del sostenimiento se realice de acuerdo con los Procedimientos Específicos de Trabajo (PETs) y los estándares técnicos de sostenimiento definidos por la organización o normativa vigente. Esto garantizará que las labores se ejecuten de manera segura, eficiente y conforme a los requisitos técnicos y operacionales establecidos.
- Es necesario controlar rigurosamente la forma y dimensiones de la excavación, considerando diseños adecuados de mallas de perforación y la aplicación de técnicas de voladura controlada. Esto permite minimizar sobreexcavaciones, reducir la afectación al macizo rocoso circundante y optimizar la eficiencia del sostenimiento instalado.
- El diseño y la ejecución del sostenimiento deberán realizarse considerando los peligros y riesgos asociados a la presencia de cuñas en la zona de la veta, ya que estas representan una potencial fuente de inestabilidad estructural y caída de rocas.
- Se recomienda realizar un monitoreo geotécnico continuo en las estaciones 01 y 02 durante la ejecución y operación de la rampa, con el fin de verificar el comportamiento del sostenimiento instalado. Además, se sugiere considerar estudios complementarios de mapeo estructural detallado y pruebas de campo para ajustar, de ser necesario, el diseño del sostenimiento a condiciones geológicas que puedan variar en profundidad o en el tiempo.

CONCLUSIONES

- El análisis del mapeo geomecánico indica que tanto la caja techo como el piso presentan una roca de tipo 2, clasificada como buena, lo cual sugiere condiciones

favorables para la estabilidad de las labores mineras en esas zonas. En contraste, la veta muestra una roca de tipo 3B, considerada regular, lo que implica una menor calidad geomecánica y podría requerir medidas adicionales de sostenimiento o monitoreo para garantizar la seguridad y eficiencia de las operaciones en ese sector.

- Los resultados del RMR obtenidos en las cinco estaciones evaluadas indican, en general, una calidad de roca de moderada a buena. Las estaciones 1, 2 y 3 presentan una variabilidad mayor, con rangos de RMR entre 55 y 74, lo que sugiere zonas con comportamiento geomecánico variable que podrían requerir un diseño de sostenimiento ajustado a las condiciones específicas de cada punto. Por otro lado, las estaciones 4 y 5 muestran valores más altos y consistentes (72 a 74), lo cual indica una roca de buena calidad, con condiciones más estables y favorables para el desarrollo de labores subterráneas. Estos datos permiten orientar mejor las decisiones en cuanto a soporte, planificación y seguridad en las operaciones.
- Respecto a la geología, el análisis petrográfico y minerográfico permitió identificar que la mineralización está compuesta principalmente por oro, marmatita, calcopirita y galena, asociados a ganga de cuarzo, calcedonia y pirita. La veta Esperanza presenta una forma lenticular con variaciones de espesor y orientación NS con buzamiento subvertical, alojada en rocas ígneas intrusivas, lo que evidencia un claro control estructural y litológico en la mineralización.
- El análisis numérico de estabilidad de la rampa negativa del lado norte, realizado mediante el software Unwedge, permitió identificar zonas críticas con formación de cuñas inestables, especialmente en las estaciones 01 y 02. Estos resultados evidencian la necesidad de implementar sistemas de sostenimiento adecuados en dichas áreas para garantizar la seguridad estructural. En general, se observó que las estaciones 03, 04 y 05 presentan condiciones de estabilidad aceptables, aunque en algunos casos se detectaron cuñas con factores de seguridad elevados, lo que sugiere una relativa estabilidad. No obstante, es importante mantener un monitoreo constante y considerar refuerzos preventivos en zonas donde el peso de las cuñas o las condiciones geotécnicas puedan comprometer la integridad de la excavación. Este estudio demuestra la utilidad del modelado numérico en la evaluación y prevención de riesgos geotécnicos en proyectos subterráneos.

- El diseño del sostenimiento en las estaciones 01 y 02 de la rampa negativa del lado norte se fundamentó en un enfoque combinado entre análisis empírico y numérico, utilizando parámetros como el índice Q, RMR, GSI, y la dimensión equivalente. Aunque el macizo rocoso presenta en general una calidad buena, la presencia de vetas y la inestabilidad en las cajas de estas estaciones justifican la instalación de pernos Split Set de 5 pies. Al considerar un ESR de 1.6 para excavaciones permanentes, se concluye que el sostenimiento propuesto responde adecuadamente a las condiciones geomecánicas del terreno, garantizando la seguridad y estabilidad de la excavación.

5. BIBLIOGRAFÍA

1. Belizario-Calsin, M., Condori-Cardenas, R., Pehovaz-Alvarez, H., Raymundo-Ibanez, C., & Perez, M. (2020). Empirical and Numerical Finite-Element-Based Model to Improve Narrow Vein Mine Design in Peruvian Mining. *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*, 758(1). <https://doi.org/10.1088/1757-899X/758/1/012014>
2. Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. Wiley-Interscience.
3. Bieniawski, Z.T. (1973). *Classification of Rock Masses for Engineering: The RMR System*. In: *Proceedings of the 4th Congress of the International Society for Rock Mechanics* (Vol. 1, pp. 1-5).
4. Cortés, N., Hekmatnejad, A., Pan, P., Mohtarami, E., Pena, A., Taheri, A., & González, C. (2024). Empirical approaches for rock burst prediction: A comprehensive review and application to the new level of El Teniente Mine, Chile. In *Heliyon* (Vol. 10, Issue 5). Elsevier Ltd. <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2024.e26515>
5. Fu, T. F., Xu, T., Wasantha, P. L. P., Yang, T. H., Nara, Y., & Heng, Z. (2020). Time-dependent deformation and fracture evolution around underground excavations. *Geomatics, Natural Hazards and Risk*, 11(1), 2615–2633. <https://doi.org/10.1080/19475705.2020.1856202>
6. Heidarzadeh, S., & Saeidi, A. (2024). A methodology for damage evaluation of underground tunnels subjected to static loading using numerical modeling. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 16(6), 1993–2005. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2023.10.020>
7. Hoek, E., & Brown, E.T. (1980). *Empirical Estimates of Rock Mass Strength*. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 17(3), 179-197.
8. Hustrulid, William A., and P. M. Kuchta. "Open Pit Mine Planning and Design." CRC Press, 2006.
9. Hartman, H.L., and Mutmansky, J.M. "Introductory Mining Engineering." John Wiley & Sons, 2002.
10. Hustrulid, William A. "Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies." Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 2001.

11. Iasiello, C., Guerra Torralbo, J. C., & Torrero Fernández, C. (2021). Large deformations in deep tunnels excavated in weak rocks: Study on Y-Basque high-speed railway tunnels in northern Spain. In *Underground Space (China)* (Vol. 6, Issue 6, pp. 636–649). Tongji University.
<https://doi.org/10.1016/j.undsp.2021.02.001>
12. Kang, H., Jiang, P., Wu, Y., & Gao, F. (2021). A combined “ground support-rock modification-destressing” strategy for 1000-m deep roadways in extreme squeezing ground condition. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 142, 104746. <https://doi.org/10.1016/J.IJRMMS.2021.104746>
13. Kashfi, M., Shad, S., & Zivar, D. (2022). Evaluation of sample scale effect on geomechanical tests. *Petroleum Research*, 7(4), 527–535.
<https://doi.org/10.1016/j.ptlrs.2022.01.003>
14. Terron-Almenara, J., Holter, K. G., & Høien, A. H. (2023). A Hybrid Methodology of Rock Support Design for Poor Ground Conditions in Hard Rock Tunnelling. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 56(6), 4061–4088.
<https://doi.org/10.1007/S00603-023-03273-8/TABLES/8>
15. Lu, H., Gutierrez, M., & Kim, E. (2022). Empirical approach for reliability evaluation of tunnel excavation stability using the Q rock mass classification system. *Underground Space (China)*, 7(5), 862–881.
<https://doi.org/10.1016/j.undsp.2022.01.001>
16. Schaefer, F., & White, J.M. (2000). *The Finite Difference Method: Theory and Applications*. Wiley.
17. Showkati, A., Salari-rad, H., & Hazrati Aghchai, M. (2021). Predicting long-term stability of tunnels considering rock mass weathering and deterioration of primary support. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 107.
<https://doi.org/10.1016/j.tust.2020.103670>
18. Torres, M., & Camacho, H. (2023). *Diseño de sostenimiento para la construcción del acceso 310 en un macizo rocoso con presencia de squeezing mediante la aplicación de arcos noruegos y cable bolting en la unidad minera Volcan - Ticlio*.
<https://repositorioacademico.upc.edu.pe/handle/10757/670752>
19. Velasco, P. (2019). *Aplicaciones de Modelos Numéricos en Mecánica de Rocas*.
https://www.semr.es/archivos/Pedro_Velasco_Modelos_num%C3%A9ricos.pdf
20. Quispe, A. (2019). *CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA PARA SELECCIONAR EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPERANZA EN LA MINA AGUADA - CARABAYLLO - LIMA*.
<https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/11777>
21. Jurado Córdova, F. (2018). *Diseño y construcción de la rampa negativa 697 de profundización en la Cia. Minera Raura*.