

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Evaluación geomecánica aplicando la metodología  
de Mathews para el dimensionamiento de tajeos,  
Pan American Silver Huarón S. A.**

Luis Enrique Alarcon Hinostroza  
Freddy Jorge Perez Guerreros

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2024

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

**INFORME DE CONFORMIDAD DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN**

**A** : Decano de la Facultad de Ingeniería  
**DE** : Julio Fredy Porras Mayta  
Asesor de trabajo de investigación  
**ASUNTO** : Remito resultado de evaluación de originalidad de trabajo de investigación  
**FECHA** : 21 de agosto de 2024

Con sumo agrado me dirijo a vuestro despacho para informar que, en mi condición de asesor del trabajo de investigación:

**Título:**

"EVALUACIÓN GEOMECÁNICA APLICANDO LA METODOLOGÍA DE MATHEWS PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS, PAN AMERICAN SILVER HUARÓN S.A."

**Autores:**

1. Luis Enrique Alarcon Hinostraza – EAP. Ingeniería de Minas
2. Freddy Jorge Perez Guerreros – EAP. Ingeniería de Minas

Se procedió con la carga del documento a la plataforma "Turnitin" y se realizó la verificación completa de las coincidencias resaltadas por el software dando por resultado 19 % de similitud sin encontrarse hallazgos relacionados a plagio. Se utilizaron los siguientes filtros:

- Filtro de exclusión de bibliografía SI  NO
- Filtro de exclusión de grupos de palabras menores SI  NO   
Nº de palabras excluidas (en caso de elegir "SI"): 20
- Exclusión de fuente por trabajo anterior del mismo estudiante SI  NO

En consecuencia, se determina que el trabajo de investigación constituye un documento original al presentar similitud de otros autores (citas) por debajo del porcentaje establecido por la Universidad Continental.

Recae toda responsabilidad del contenido del trabajo de investigación sobre el autor y asesor, en concordancia a los principios expresados en el Reglamento del Registro Nacional de Trabajos conducentes a Grados y Títulos – RENATI y en la normativa de la Universidad Continental.

Atentamente,

**La firma del asesor obra en el archivo original**  
(No se muestra en este documento por estar expuesto a publicación)

## DEDICATORIA

A mi madre, por su amor y apoyo incondicional. A mi familia, por ser mi mayor motivación y estar siempre a mi lado. A mis colegas de la universidad, por su compañía, alegría y comprensión. A mis docentes, por su orientación y enseñanza.

Esta tesis está dedicada especialmente a quienes me alentaron y creyeron en mi motivándome a seguir siempre hacia adelante ante las dificultades y momentos más difíciles. Sin el apoyo de ustedes, este logro no sería posible.

¡Gracias por ser parte de este logro!  
Bach. Luis Enrique Alarcon Hinostroza

Esta mención especial va para Dios, mis padres, mi esposa, hijos, mis hermanos y sobrinos. Muchas gracias por demostrarme que "El verdadero amor no es más que el inevitable deseo de ayudar a los demás a superarse".

Este logro es un testimonio de su inmenso amor y devoción. Realmente aprecio las lecciones de vida que me enseñaron y el amor que siempre me mostraron. Es imposible expresarte plenamente mi gratitud. Esta tesis es un homenaje al legado y admiración eterna que tengo por ustedes. Gracias por ser los mejores padres del mundo.

Bach. Freddy Jorge Perez Guerreros

## **AGRADECIMIENTO**

Nuestro más sincero y caluroso agradecimiento a todas las personas que de una u otra manera contribuyeron a la realización de esta tesis.

En primer lugar, agradecer a nuestro asesor de tesis: Mg. Julio Fredy Porras Mayta, por su paciencia, apoyo y orientación durante la realización y todo el proceso. Gracias a su guía, pudimos desarrollar una investigación rigurosa y poder alcanzar los objetivos propuestos.

Asimismo, agradecer a nuestros docentes y colegas de clase quienes nos brindaron consejos valiosos, compartiendo sus conocimientos constantemente y experiencias, los cuales nos animaron a superarnos.

Agradecemos, especialmente, a la Universidad Continental por brindarnos y proporcionarnos los recursos necesarios para la realización de esta investigación. Su apoyo académico y logístico fueron indispensable para el éxito de esta tesis.

Luis Alarcon y Freddy Perez

## ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA .....	1
AGRADECIMIENTO .....	v
INDICE DE CONTENIDO.....	vi
INDICE DE TABLAS .....	ix
INDICE DE FIGURAS.....	x
RESUMEN .....	xi
ABSTRACT .....	xii
INTRODUCCIÓN .....	13
CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	15
1.1 Planteamiento y formulación del problema .....	15
1.1.1 Problema general .....	16
1.1.2 Problemas específicos.....	16
1.2 Objetivos .....	16
1.2.1 Objetivo general.....	16
1.2.2 Objetivos específicos .....	16
1.3 Justificación de la investigación .....	17
1.4 Delimitación del problema .....	17
1.4.1 Delimitación espacial.....	17
1.4.2 Delimitación temporal .....	18
1.4.3 Delimitación económica .....	18
1.5 Hipótesis y variables .....	18
1.5.1 Hipótesis general .....	18
1.5.2 Hipótesis específicas.....	18
1.5.3 Variables.....	19
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO .....	20
2.1 Antecedentes del problema.....	20
2.2 Bases teóricas .....	25
2.2.1 Clasificación del macizo rocoso.....	25
2.2.2 Sistema de clasificación del macizo rocoso según Barton .....	25
2.2.3 El rango de variación de los parámetros es el siguiente .....	26
2.2.4 Método gráfico de estabilidad Mathews .....	31
2.2.5 Método gráfico de estabilidad modificado (N´) .....	34
2.2.6 Método del equivalente lineal de sobre rotura/desprendimiento (ELOS).....	35

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA.....	37
3.1 Métodos y alcances de la investigación.....	37
3.1.1 Método general.....	37
3.1.2 Tipo de investigación.....	37
3.1.3 Nivel de investigación.....	37
3.2 Diseño de investigación.....	38
3.3 Población y muestra.....	38
3.3.1 Población.....	38
3.3.2 Muestra.....	38
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	38
3.4.1 Técnicas de recolección de datos.....	38
3.4.2 Instrumentos de recolección de datos.....	38
3.5 Técnicas de procesamiento de datos.....	39
CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	40
4.1 Ubicación y acceso.....	40
4.1.1 Ubicación.....	40
4.1.2 Acceso.....	41
4.1.3 Clima-flora-fauna.....	42
4.1.4 Relieve.....	42
4.1.5 Hidrografía.....	43
4.2 Geología.....	43
4.2.1 Geología regional.....	43
4.2.2 Estratigrafía.....	44
4.2.3 Geología estructural.....	46
4.2.4 Geología de la estructura veta Travieso.....	48
4.2.5 Geología económica.....	48
4.3 Evaluación geomecánica.....	49
4.3.1 Parámetro: RQD.....	49
4.3.2 Evaluación de las familias presentes en el macizo rocoso.....	50
4.3.3 Evaluación de la rugosidad de las discontinuidades.....	50
4.3.4 Evaluación de la alteración de las discontinuidades.....	51
4.3.5 Cálculo de Q de Barton.....	52
4.3.6 Geología de la estructura.....	53
4.3.7 Análisis de los esfuerzos.....	55
4.3.8 Parámetros geomecánicos.....	60
4.3.9 Soporte requerido en los accesos.....	61

4.3.10 Análisis de estabilidad de la excavación por Mathews 1981 .....	62
4.3.11 Estimación de la sobre rotura equivalente – ELOS .....	64
4.3.12 Vista isométrico en 3D del tajeo 123 V. Cometa y las preparaciones .....	65
4.3.13 Modelamiento en MAP 3D .....	67
4.4 Discusión de resultados .....	69
CONCLUSIONES .....	73
RECOMENDACIONES .....	75
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	76
ANEXOS .....	77

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Rango de variación de los parámetros es el siguiente.....	26
Tabla 2. Parámetro: RQD.....	26
Tabla 3 Parámetro: Índice de diaclasado $J_n$ .....	27
Tabla 4. Parámetro: Índice de rugosidad $J_r$ .....	27
Tabla 5. Parámetro: Coeficiente reductor por la presencia de agua $J_w$ .....	28
Tabla 6. Parámetro: Índice de alteración de las discontinuidades $J_a$ .....	29
Tabla 7. Parámetro: Condiciones tensionales SRF.....	30
Tabla 8. RQD en función del número de fracturas por metro lineal .....	49
Tabla 9. Descripción respecto a la presencia de diaclasas en el macizo rocoso.....	50
Tabla 10. Cartilla de evaluación respecto a la rugosidad.....	51
Tabla 11. Descripción contacto entre las 2 caras de las diaclasas .....	51
Tabla 12. Grado de resistencia de la roca – Cometa Ramal. ....	59
Tabla 13. Cuadro de estimación de esfuerzos $K$ .....	60
Tabla 14. Comparativo de calidad de roca (Tipo-RMR-GSI-RQD-Q).....	61
Tabla 15. Parámetro de cálculo ( $N' - R_h$ ).....	63
Tabla 16. Método de ELOS Rimás Pakalnis veta Cometa .....	67

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Factor de esfuerzos en la roca A .....	32
Figura 2 Factor orientación de juntas, B .....	33
Figura 3 Factor de ajuste gravitatorio, C .....	34
Figura 4. Radio hidráulico .....	34
Figura 5. Gráfico de estabilidad modificado (N') .....	35
Figura 6. Estimación empírica de desprendimiento de las cajas ELOS (Clark, 1998).....	36
Figura 7. Mapa de Perú – Región Pasco.....	41
Figura 8. Región Pasco - Empresa: Pan American Silver Huaron S.A.....	42
Figura 9. Plano de la geología regional.....	44
Figura 10. Columna estratigráfica.....	46
Figura 11. Anticlinal de Huarón.....	47
Figura 12. Cometa Ramal – plano topográfico.....	53
Figura 13. Plano incluido labores adyacentes superior e inferior al Tj. Cometa.....	54
Figura 14. Cometa ramal – plano geológico .....	54
Figura 15. Zona de minado veta Cometa.....	55
Figura 16. Orientación del sistema de falla y la proyección estereográfica .....	56
Figura 17. Diagrama de roseta indicando la orientación del sistema principal de fallamiento y los dos sistemas de juntas auxiliares .....	56
Figura 18. Orientación de esfuerzos principales – mina Huaron .....	57
Figura 19. Plano de orientación de esfuerzos principales – mina Huaron .....	58
Figura 20. Orientación de los esfuerzos con respecto a cometa ramal .....	59
Figura 21. $K =$ Esfuerzo horizontal medio ( $\sigma_h$ medio) y esfuerzo vertical ( $\sigma_v$ ).....	60
Figura 22. Rock Mass Quality and rock support .....	62
Figura 23. Plano referencial para el análisis de estabilidad Mathews – labor oeste.....	63
Figura 24. Los resultados del número de estabilidad de Mathews (1981) para la abertura mencionada nos muestra que se tajea en zona estable .....	64
Figura 25. Estimación de la sobre rotura de las cajas .....	64
Figura 26. Estimación dimensiones máximas estables .....	65
Figura 27. Vista isométrico en 3D del tajeo 123 V. Cometa y las preparaciones .....	66
Figura 28. Corte transversal NV180 .....	67
Figura 29. FS de 1.26 en las rocas encajonante después de haber realizado el minado de los taladros largos del segundo block (estables).....	68
Figura 30. FS de 1.2 en las rocas encajonante después del minado, tiempo de autososte 12 días para rellenar .....	69

## RESUMEN

La presente investigación se propuso como objetivo general establecer de qué manera la evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews influye para el dimensionamiento de tajeos, Pan American Silver Huarón S.A. 2024. La hipótesis general señala que, la evaluación geomecánica, aplicando la metodología de Mathews mediante el análisis estructural, influye para el dimensionamiento de tajeos, Pan American Silver Huarón S.A. 2024. La investigación se rigió por el método científico, de tipo aplicada, nivel descriptivo correlacional, diseño no experimental de tipo transversal, la población y muestra estuvo conformado por el tajeo: TJ126, nivel 180 veta Cometa, Pan American Silver Huarón S.A. La investigación llegó a la conclusión que se comprobó que la metodología de Mathews permite identificar los parámetros críticos que afectan la estabilidad de las excavaciones subterráneas, facilitando la toma de decisiones informadas respecto al tamaño y la forma de los tajeos. Al considerar variables específicas del entorno geológico y las características del macizo rocoso, se logró obtener que el dimensionamiento del método de minado de labor oeste es taladros largos de 18 y máximo 20 metros (más adecuado, minimizando los riesgos de colapsos y fallas estructurales. Esto no solo mejora la seguridad operativa, sino que también contribuye a la eficiencia y la productividad de las operaciones mineras al reducir la necesidad de intervenciones correctivas y sostenimientos adicionales.

**Palabras clave:** evaluación geomecánica metodología de Mathews dimensionamiento de tajeos

## ABSTRACT

The present research was proposed as a general objective: Establish how the geomechanical evaluation applying the Mathews methodology influences the sizing of pits, Pan American Silver Huarón S.A. 2024, and the general hypothesis was: The geomechanical evaluation applying the Mathews methodology, through structural analysis, influences the sizing of pits, Pan American Silver Huarón S.A. 2024; The research was governed by the scientific method, of applied type, correlational descriptive level, non-experimental design of transversal type, the population and sample were made up of: Tajeo: TJ126, Level 180 Veta Cometa, Pan American Silver Huarón S.A.; As a result of the research, the following general conclusion is formulated: It was proven that Mathews' methodology allows identifying the critical parameters that affect the stability of underground excavations, facilitating informed decision-making regarding the size and shape of the pits. By considering specific variables of the geological environment and the characteristics of the rock mass, it was possible to obtain that the sizing of the western working mining method is long drills of 18 and maximum 20 meters (more appropriate, minimizing the risks of collapses and structural failures. This Not only does it improve operational safety, but it also contributes to the efficiency and productivity of mining operations by reducing the need for corrective interventions and additional maintenance.

**Keywords:** geomechanical evaluation Mathews methodology sizing of pits.

## INTRODUCCIÓN

La investigación titulada: “Evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews para el dimensionamiento de tajeos, Pan American Silver Huarón S.A.” partió de la problemática de que la planificación y ejecución de tajeos en operaciones mineras se enfrentan a desafíos sustanciales relacionados con la estabilidad geotécnica y la eficiencia en la extracción de recursos. A pesar de los avances en las metodologías de diseño, persisten preocupaciones sobre la precisión y la capacidad predictiva de los métodos convencionales en este contexto, surge la necesidad de abordar las metodologías tradicionales utilizadas para la evaluación geomecánica en el dimensionamiento de tajeos pueden no proporcionar la precisión necesaria para adaptarse a las condiciones específicas de cada yacimiento lo que puede resultar en diseños subóptimos, poniendo en riesgo la estabilidad de los tajeos y afectando la seguridad operativa; por otro lado, las metodologías existentes pueden no abordar de manera integral todas las variables geotécnicas críticas que influyen en la estabilidad de los tajeos. La falta de consideración detallada de parámetros como la rugosidad de diaclasas, separación, abertura y otras propiedades específicas del macizo rocoso podría dar lugar a subestimaciones o sobreestimaciones en la evaluación de la estabilidad.

La falta de una evaluación geomecánica precisa y detallada puede conllevar a riesgos significativos de inestabilidad geotécnica en los tajeos, incluyendo colapsos, desprendimientos o deformaciones inesperadas, estos eventos pueden tener consecuencias graves para la seguridad de los trabajadores y la integridad de la infraestructura minera, de igual manera la necesidad de mejora en la eficiencia operativa, la optimización de la eficiencia en la extracción de recursos es fundamental para la rentabilidad de las operaciones mineras. La falta de una metodología robusta para el dimensionamiento de tajeos puede resultar en un uso ineficiente de los recursos, disminuyendo la productividad y aumentando los costos operativos.

En vista de estos desafíos, es imperativo abordar la necesidad de una evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews para el dimensionamiento de tajeos, con el objetivo de mejorar la precisión, considerar de manera integral las variables geotécnicas relevantes y garantizar una planificación minera segura, eficiente y sostenible; para una mejor comprensión la investigación fue desarrollado en cuatro capítulos cuyos contenidos son los siguientes:

El Capítulo I, denominado Planteamiento del estudio, contiene el planteamiento y formulación del problema, seguido del problema general y específico, del mismo modo se da a conocer los objetivos tanto general como específico, la justificación, delimitación de la investigación y para finalizar este capítulo se expone la hipótesis tanto general como específicas resaltando las variables con su respectiva operacionalización de variables.

El capítulo II, titulado Marco teórico, sirvió para dar a conocer los antecedentes de la investigación y las bases teóricas.

En el capítulo III, denominada Metodología, se resalta la metodología y alcances de la investigación, fundamentando el método general, tipo, nivel, diseño, población y muestra, para finalizar este capítulo se resalta las técnicas e instrumentos de recolección de datos.

El Capítulo IV, que lleva por título Resultados y discusión, sirvió para dar a conocer los hallazgos de la investigación.

Finalmente, se da a conocer las conclusiones, recomendaciones formulados por los investigadores con sus respectivos anexos.

## **CAPITULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO**

#### **1.1 Planteamiento y formulación del problema**

La planificación y ejecución de tajeos en operaciones mineras se enfrentan a desafíos sustanciales relacionados con la estabilidad geotécnica y la eficiencia en la extracción de recursos, a pesar de los avances en las metodologías de diseño, persisten preocupaciones sobre la precisión y la capacidad predictiva de los métodos convencionales en este contexto, surge la necesidad de abordar las metodologías tradicionales utilizadas para la evaluación geomecánica en el dimensionamiento de tajeos pueden no proporcionar la precisión necesaria para adaptarse a las condiciones específicas de cada yacimiento lo que puede resultar en diseños subóptimos, poniendo en riesgo la estabilidad de los tajeos y afectando la seguridad operativa; por otro lado las metodologías existentes pueden no abordar de manera integral todas las variables geotécnicas críticas que influyen en la estabilidad de los tajeos. La falta de consideración detallada de parámetros como la rugosidad de diaclasas, separación, abertura y otras propiedades específicas del macizo rocoso podría dar lugar a subestimaciones o sobreestimaciones en la evaluación de la estabilidad.

La falta de una evaluación geomecánica precisa y detallada puede conllevar a riesgos significativos de inestabilidad geotécnica en los tajeos, incluyendo colapsos, desprendimientos o deformaciones inesperadas, estos eventos pueden tener consecuencias graves para la seguridad de los trabajadores y la integridad de la infraestructura minera, de igual manera la necesidad de mejora en la eficiencia operativa, la optimización de la eficiencia en la extracción de recursos es fundamental para la rentabilidad de las operaciones mineras. La falta de una metodología robusta para el dimensionamiento de tajeos puede resultar en un uso ineficiente de los recursos, disminuyendo la productividad y aumentando los costos operativos.

En vista de estos desafíos, es imperativo abordar la necesidad de una evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews para el dimensionamiento de tajeos, con el objetivo de mejorar la precisión, considerar de manera integral las variables geotécnicas relevantes y garantizar una planificación minera segura, eficiente y sostenible.

### **1.1.1 Problema general**

¿De qué manera la evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews influye para el dimensionamiento de tajeos, Pan American Silver Huarón S.A. 2024?

### **1.1.2 Problemas específicos**

- a) ¿Cómo influye la evaluación de los parámetros geomecánicos y condiciones específicas del yacimiento para el dimensionamiento de tajeos?
- b) ¿Cuál es el resultado de evaluación de la resistencia a la compresión y la presencia de diaclasas para el dimensionamiento de tajeos?
- c) ¿Cuál es el resultado de la evaluación del radio hidráulico para el dimensionamiento de tajeos?
- d) ¿Cuál es el resultado de la evaluación del número de estabilidad para el dimensionamiento de tajeos?

## **1.2 Objetivos**

### **1.2.1 Objetivo general**

Establecer de qué manera la evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews influye para el dimensionamiento de tajeos, Pan American Silver Huarón S.A. 2024.

### **1.2.2 Objetivos específicos**

- a) Evaluar la influencia de la evaluación de los parámetros geomecánicos y condiciones específicas del yacimiento para el dimensionamiento de tajeos.
- b) Efectuar la evaluación de la resistencia a la compresión y la presencia de diaclasas para el dimensionamiento de tajeos.
- c) Efectuar la evaluación del radio hidráulico para el dimensionamiento de tajeos.
- d) Efectuar la evaluación del número de estabilidad para el dimensionamiento de tajeos.

### **1.3 Justificación de la investigación**

La importancia de la evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews para el dimensionamiento de tajeos radica en varios aspectos clave para la industria minera y la seguridad de las operaciones. A continuación, se detallan algunas de las razones por las cuales esta evaluación es esencial para la mejora de la estabilidad geotécnica mediante la evaluación geomecánica. En primer lugar, proporciona una comprensión profunda de las condiciones de esfuerzo y las características del macizo rocoso, lo que contribuye significativamente a mejorar la estabilidad geotécnica de los tajeos, esto es crucial para prevenir colapsos y garantizar un entorno de trabajo seguro.

En segundo lugar, permite una reducción de riesgos operativos al entender mejor las propiedades geomecánicas y aplicar la metodología de Mathews, se pueden identificar y mitigar posibles riesgos operativos asociados con la estabilidad de los tajeos lo que reduce la probabilidad de fallas inesperadas y minimiza los riesgos para el personal y los equipos.

Además, mejora la eficiencia en la extracción de recursos con un diseño de tajeos optimizado a través de la evaluación geomecánica puede aumentar la eficiencia en la extracción de recursos minerales al permitir una planificación más precisa y un uso más eficiente de los recursos disponibles.

También genera la reducción de costos a largo plazo al prevenir problemas de estabilidad y optimizar el diseño de tajeos desde el principio, se pueden reducir los costos asociados con posibles reparaciones, reforzamientos o ajustes estructurales a lo largo del ciclo de vida de la mina.

Por último, permite la toma de decisiones informada, la aplicación de la metodología de Mathews proporciona datos cuantitativos y cualitativos que respaldan una toma de decisiones más informada en el diseño y la planificación de tajeos. Esto es esencial para la gestión efectiva de la mina.

### **1.4 Delimitación del problema**

#### **1.4.1 Delimitación espacial**

La investigación se llevará a cabo en el departamento de Cerro de Pasco, en la provincia de Pasco distrito Huayllay, compañía minera PAN American Silver Huarón S.A., esta área fue seleccionada debido a que se pretende minimizar los riesgos operativos al entender mejor las propiedades geomecánicas y aplicar la metodología de Mathews, se pueden identificar y

mitigar posibles riesgos operativos asociados con la estabilidad de los tajeos lo cual reduce la probabilidad de fallas inesperadas y minimiza los riesgos para el personal y los equipos, cabe resaltar que se cuenta con la disponibilidad de datos, la accesibilidad, entre otros factores.

#### **1.4.2 Delimitación temporal**

La duración del estudio estará limitada por el tiempo asignado y los recursos económicos disponibles. Se establecerán plazos concretos para cada etapa del proceso de investigación, optimizando el uso eficiente de los recursos financieros y humanos; se da inicio en el mes de enero y se culmina el mes de mayo de 2024.

#### **1.4.3 Delimitación económica**

La presente investigación cuenta con un presupuesto limitado, el cual incluye fondos destinados para la adquisición de materiales, contratación de servicios especializados, así como el pago de honorarios para el personal involucrado en la recolección y análisis de datos estos gastos serán cubiertos al 100% por los bachilleres.

### **1.5 Hipótesis y variables**

#### **1.5.1 Hipótesis general**

La evaluación geomecánica aplicando la metodología de Mathews, mediante el análisis estructural, influye para el dimensionamiento de tajeos, Pan American Silver Huarón S.A. 2024.

#### **1.5.2 Hipótesis específicas**

- a) La evaluación de los parámetros geomecánicos mediante el cálculo de las condiciones específicas del yacimiento influyen para el dimensionamiento de tajeos.
- b) La evaluación de la resistencia a la compresión y la presencia de diaclasas influyen para el dimensionamiento de tajeos.
- c) La evaluación del radio hidráulico influye en el dimensionamiento de tajeos.
- d) La evaluación del número de estabilidad influye positivamente para el dimensionamiento de tajeos.

### **1.5.3 Variables**

#### **a) Variable independiente**

X1: Evaluación geomecánica

- **Dimensiones:**

- ✓ Parámetros geomecánicos y condiciones específicas del yacimiento
- ✓ Resistencia a la compresión y la presencia de diaclasas
- ✓ Radio hidráulico
- ✓ Número de estabilidad

#### **b) Variable dependiente**

Y1: Dimensionamiento de tajeos

- **Dimensiones:**

- ✓ Largo
- ✓ Ancho
- ✓ Alto

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 Antecedentes del problema**

- a) Tesis titulada: “*Evaluación estadística de los factores de ajuste de la metodología de Mathews y su impacto en el diseño empírico de caserones*”. El objetivo general de la investigación fue analizar y medir, a través de métodos estadísticos, la eficacia y la importancia de los factores de ajuste A, B y C en la estabilidad numérica N de Mathews en el proceso de diseño práctico de caserones (1).

Sus objetivos específicos fueron:

- ✓ Recopilar y estandarizar una base de datos cualitativa sobre estabilidad empírica. (1 pág. 8)
- ✓ Crear un enfoque estadístico para definir límites de estabilidad y evaluar su eficacia. (1 pág. 8)
- ✓ Presentar nuevos factores de ajuste A, B y C, y analizar su influencia en los límites de estabilidad y en el diseño práctico de caserones (1 pág. 8).

Sus conclusiones fueron:

- ✓ Se cuentan con cuatro herramientas estadísticas para establecer límites de clasificación, algunas de las cuales poseen la capacidad de generar una probabilidad asociada al estado de la excavación. Sin embargo, no se ha considerado la evaluación ni el cálculo de estas herramientas mediante indicadores de rendimiento. Existe falta de consenso en cuanto al uso y la forma de los factores, así como en la información necesaria para calcular dichos

- factores de ajuste. Además, no se ha evaluado el impacto de estas propuestas en la capacidad predictiva del método ni en el diseño de caserones. (1 pág. 74)
- ✓ Es necesario consolidar los estados de clasificación "Falla" y "Falla Mayor" en uno solo denominado "Inestable", ya que el indicador del estado "Falla" muestra un rendimiento deficiente en comparación con los otros estados. (1 pág. 74)
  - ✓ Si algunos factores no tienen influencia y generan resultados similares a la línea base, esto contradice la utilización de factores de ajuste, lo que subraya la necesidad de mejorar los indicadores de la línea base. (1 pág. 74)
  - ✓ De aproximadamente 30 factores de ajuste evaluados con la metodología en diversas configuraciones, solo se han seleccionado cinco debido a que mejoran el rendimiento de la línea base (tres factores A y dos factores C). (1 pág. 74)
  - ✓ Para determinar qué factor utilizar, la metodología también propuso cuantificar los cambios en los radios hidráulicos admisibles. Los resultados indican que el nuevo factor A de esfuerzos proporciona los mayores radios hidráulicos admisibles en comparación con los cinco anteriores, en relación con la línea base establecida. En consecuencia, la mayoría de los diseños son menos propensos a problemas. (1 pág. 74)
- b) Tesis titulada: *“Aplicación del método de estabilidad gráfica mediante el mapeo geomecánico para el diseño de una labor, Tingo Grande - Hunter, 2019”*. El objetivo general fue evaluar el impacto del método gráfico de estabilidad mediante el mapeo geomecánico en la estabilidad de las operaciones subterráneas en Tingo Grande – Aqp (2).

Sus objetivos específicos fueron:

- ✓ Evaluar la repercusión del método gráfico de estabilidad mediante el mapeo geomecánico en el desprendimiento de rocas (2 pág. 11).
- ✓ Analizar cómo el tipo y la condición de la roca influyen en la estabilidad de las operaciones subterráneas (2 pág. 11).
- ✓ Establecer la clasificación geomecánica correspondiente a esta región de estudio (2 pág. 11).
- ✓ Definir el nivel de estabilidad en la zona de Tingo Grande (2 pág. 11).

Sus conclusiones fueron:

- ✓ El método de estabilidad gráfica desempeña un papel crucial en la prevención del desprendimiento de rocas en la región de Tingo Grande, ya que proporciona información esencial sobre la estabilidad, evitando así trabajar en condiciones inadecuadas (2 pág. 39).
  - ✓ A partir de nuestro macizo rocoso, se ha calculado un valor de RMR de 61.83, indicando que se trata de una roca de buena calidad, adecuada para la creación de excavaciones estables (2 pág. 39).
  - ✓ Dado que hemos determinado que el tipo de roca es bueno según el RMR y el Q de Barton, se puede trabajar con el macizo para la construcción de túneles o excavaciones con auto sostenimiento en la zona de Tingo Grande (2 pág. 39).
  - ✓ La delimitación del grado de estabilidad para la zona de Tingo Grande es de  $N'=18.225$ , lo que se traduce en dimensiones de la excavación de 5.45m x 15m x 40m. (2 pág. 39)
- c) Tesis titulada: *“Aplicación del método gráfico de estabilidad de Mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz”*. El objetivo general de la investigación fue supervisar la inestabilidad del tajeo N°1 al establecer sus dimensiones geométricas óptimas en vetas estrechas, mediante la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews en la Unidad Minera Debra Luz (3).

Los objetivos específicos fueron:

Identificar las características físicas y mecánicas de las rocas circundantes. (3 pág. 8)

- ✓ Clasificar el macizo rocoso. (3 pág. 8)
- ✓ Evaluar las condiciones de estabilidad del diseño del tajeo a través del Método Gráfico de Estabilidad. (3 pág. 8)
- ✓ Calcular el factor de seguridad del tajeo utilizando el método numérico. (3 pág. 8)

Las conclusiones fueron:

- ✓ El examen de la estabilidad del tajeo en la unidad minera Debra Luz, desarrollado en vetas estrechas con dimensiones de 1.25 x 25 x 30 m mediante el método gráfico de

- estabilidad, ha demostrado ser altamente beneficioso al lograr determinar la condición de estabilidad de sus superficies. (3 pág. 84)
- ✓ Los resultados de los ensayos de compresión uniaxial en roca intacta de una muestra de la caja techo arrojaron un valor de 150.30 MPa, clasificando la roca como muy dura (3 pág. 84).
  - ✓ Las proyecciones estereográficas del crucero y las galerías indican la formación de cuñas. Además, el diagrama de rosetas del crucero revela una orientación favorable de las discontinuidades, siendo perpendiculares a la dirección de la excavación. Sin embargo, la Galería NW presenta una condición desfavorable, ya que las discontinuidades se orientan en la misma dirección de su excavación. (3 pág. 84)
  - ✓ El sistema de clasificación geomecánica RMR89 proporcionó una descripción del macizo rocoso en el crucero y la galería, categorizándolo como Mala, Regular y Buena, mientras que el sistema Q74 de Barton lo calificó como Mala y Muy Mala. En consecuencia, las ecuaciones de correlación entre los sistemas RMR89 y Q74 muestran similitudes en sus términos, aunque presentan diferentes valores en sus coeficientes de correlación. (3 pág. 85)
  - ✓ Con un nivel de confianza del 95 %, todos los valores de prueba ( $Z_p$ ) obtenidos son inferiores a los valores críticos ( $Z_\alpha$ ). Esto indica que la hipótesis de la investigación es válida, confirmando la estabilidad evaluada de manera independiente en cada superficie del tajeo. (3 pág. 85)
  - ✓ En relación al modelo numérico de esfuerzos de compresión inducida en el tajeo, los valores en la caja techo (3.9 MPa) y caja piso (2.6 MPa) son bajos, lo que resulta en un "factor A" elevado en estas superficies, siendo 38.5 y 57.8, respectivamente. Esto sugiere un estado de relajación de esfuerzos, indicando que no debería haber problemas de inestabilidad. (3 pág. 85)
  - ✓ Los valores del factor B en la caja techo (0.3) y caja piso (0.2) son bajos debido a la orientación desfavorable de las caras con respecto a las principales familias de discontinuidades. (3 pág. 85)
  - ✓ El factor C se determinó por el tipo de falla y se constató in situ, evidenciando la presencia de falsas cajas, lajamientos de las paredes y pequeñas cuñas. (3 pág. 85)

- ✓ Según el método gráfico de estabilidad, las superficies del techo y el frente de avance del tajeo están ubicadas en la zona estable a una distancia considerable de la zona de transición sin sostenimiento. En cambio, las superficies de la caja techo y caja piso se sitúan en el límite entre la zona estable y la zona de transición sin sostenimiento. (3 pág. 85)
  - ✓ La aplicación de métodos numéricos confirma que la superficie del techo del tajeo es estable, con un factor de seguridad mayor a 2.0, coincidiendo con la evaluación del método gráfico. La caja techo presenta factores de seguridad mayores e iguales a 1.3, corroborando su condición estable según el método gráfico. Por último, la caja piso muestra mayoritariamente factores de seguridad de 1.3, con algunas áreas de valores de 1.25, concordando con la condición de estabilidad indicada por el método gráfico (zona de transición sin sostenimiento). (3 pág. 85)
- d) Tesis titulada: “*Evaluación geomecánica para la recuperación de pilares de la Zona Alta, Sección I en la empresa minera los Quenuales S.A. - unidad minera Yauliyacu*”. El objetivo general fue examinar la geomecánica del depósito y su impacto en la recuperación de pilares en la Zona Alta, Sección I de la Empresa Minera Los Quenuales S.A. - Unidad Minera Yauliyacu (4).

Los objetivos específicos fueron:

- ✓ Establecer la zonificación geomecánica con el objetivo de recuperar pilares en la zona alta, Sección I de la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – unidad minera Yauliyacu. (4 pág. 23)
- ✓ Describir las características del macizo rocoso destinado a la recuperación de pilares en la zona alta, Sección I de la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Minera Yauliyacu. (4 pág. 24)

Sus conclusiones fueron:

- ✓ En esta investigación se determinó la zonificación de los pilares destinados a su recuperación en la Zona Alta, Sección I de la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Minera Yauliyacu. Esto se debió a que las dimensiones de los bloques cumplían con los estándares de secuencia de minado, calculando el ancho crítico de excavación del pilar de 2.7 m y la altura del bloque alcanzando hasta los 30 metros tanto en el primer nivel como en el nivel intermedio (4 pág. 106).

- ✓ Se logró modelar los esfuerzos y la zona de subsidencia mediante el uso de programas de software Phase 2.0, donde se calculó la zona de incidencia generada por las alteraciones, resultando en un factor de seguridad entre 1.1 y 1.2, considerado aceptable para llevar a cabo actividades de explotación y beneficio. Esto podría aumentar la producción en los bloques mineralizados y reducir la contaminación del mineral (4 pág. 106).
- ✓ En esta tesis se llevó a cabo la caracterización del macizo rocoso para la recuperación de pilares en la Zona Alta, Sección I de la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Minera Yauliyacu. Los valores calculados de caracterización indicaron un RMR de 42 a 45, considerándose adecuados para la explotación mediante el método Sublevel stoping. Además, las propiedades físicas de la roca cumplen con los requisitos para su recuperación en el proceso, ya que no contienen contaminantes que puedan provocar dilución (4 pág. 106).

## **2.2 Bases teóricas**

### **2.2.1 Clasificación del macizo rocoso**

Los sistemas de clasificación del macizo rocoso ofrecen una alternativa para evaluar las características del macizo rocoso a una escala amplia. En la industria minera, el índice GSI junto con los sistemas RMR y Q son utilizados como variables de entrada en numerosos métodos de diseño y programas de modelado numérico. Estos sistemas de clasificación geomecánica buscan resumir en un solo valor las propiedades de resistencia del macizo rocoso, a pesar de su naturaleza altamente anisotrópica, lo cual puede requerir la consideración de múltiples sistemas de clasificación.

Esta variedad de sistemas resulta útil para identificar los distintos dominios geomecánicos en una mina. Es responsabilidad del ingeniero estimar el valor de clasificación más adecuado para los requisitos de diseño, reconociendo además las múltiples aplicaciones de cada sistema de clasificación geomecánica. A continuación, se detallan los sistemas de clasificación más comúnmente empleados en el contexto peruano (5).

### **2.2.2 Sistema de clasificación del macizo rocoso según Barton**

El sistema de clasificación de macizos rocosos creado por Barton, Lien y Lunde en 1974 facilita la determinación de estrategias de soporte para túneles y cavernas (6).

Se fundamenta en la evaluación numérica de seis parámetros que contribuyen al cálculo del índice Q, el cual se obtiene mediante una expresión específica (6).

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

La clasificación de Barton et al, está basada en 6 parámetros: (6)

- ✓ R.Q.D: Índice de calidad de la roca. (6)
- ✓ Jn: Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación. (6)
- ✓ Jr: Índice de que contempla la rugosidad, relleno y continuidad de las discontinuidades. (6)
- ✓ Ja: Índice de alteración de las discontinuidades. (6)
- ✓ Jw: Coeficiente reductor por la presencia de Agua. (6)
- ✓ SRF: (Stress reduction factor) Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso. (6)

El primer coeficiente (R.Q.D./Jn) representa el tamaño de los Bloques (6).

El segundo coeficiente (Jr/Ja) representa la resistencia al corte entre los bloques (6).

El tercer y último coeficiente (Jw/SRF) representa el estado tensional del macizo rocoso (6).

### 2.2.3 El rango de variación de los parámetros es el siguiente

**Tabla 1. Rango de variación de los parámetros es el siguiente**

Parámetro	Rango
RQD	entre 0 y 100
Jn	entre 0,5 y 20
Jr	entre 0,5 y 4
Ja	entre 0,75 y 20
Jw	entre 0,05 y 1
SRF	entre 0,5 y 20

#### ➤ Tablas usadas para la clasificación Q de Barton

- **Parámetro: RQD**

**Tabla 2. Parámetro: RQD**

Descripción de la calidad del macizo rocoso	RQD	Observación
Muy pobre	0-25	Para R.Q.D < 10 se puede tomar R.Q.D.= 10 en la ecuación de Q
Pobre	25-50	
Medio	50-75	
Bueno	75-90	
Muy Bueno	90-100	

- **Parámetro: Índice de diaclasado Jn**

**Tabla 3 Parámetro: Índice de diaclasado Jn**

Descripción	Jn
Una familia de diaclasas.	0.5-1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familias de diaclasas, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 Jn y en túneles 3 Jn	

- **Parámetro: Índice de rugosidad Jr.**

Tabla basada por la relación o el contacto entre las 2 caras de la Junta.

**Tabla 4. Parámetro: Índice de rugosidad Jr.**

Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm	Jr
Juntas discontinuas	4
Juntas rugosa o irregular ondulado	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla ondulada	1.5
Rugosa o irregular, plana	1.5
Suave plana	1
Espejo de Falla, plano	0.5
No existe contacto entre las 2 caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente.	Jr

- Zona de contenido de minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas. 1
- Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para

impedir el contacto entre las 2 caras de las diaclasas.

1

Nota:

- Si el espaciado de la familia de las diaclasas es mayor de 3 m hay que aumentar el  $J_n$  en una unidad.
- Para diaclasas con espejos de falla provisto de lineaciones, si están orientadas favorablemente, se puede usar  $J_r = 0.5$

- **Parámetro: Coeficiente reductor por la presencia de agua  $J_w$**

**Tabla 5. Parámetro: Coeficiente reductor por la presencia de agua  $J_w$**

Descripción	$J_w$	Presión del agua $\text{kg/cm}^2$
• Excavaciones secas o de influencia poco importante	1	<1
• Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas	0.66	1 – 2.5
• Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las diaclasas	0.33*	2.5 - 10
• Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo	0.1-0.2*	>10
• Fluencia o presión de aguas excepcionalmente altas y continuas, sin disminución	0.05-.01*	>10

Los valores presentados con el signo \* son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar  $J_w$

- **Parámetro: Índice de alteración de las discontinuidades Ja**

**Tabla 6. Parámetro: Índice de alteración de las discontinuidades Ja**

Descripción	Ja	Ø
<b>Contacto entre las 2 caras de las diaclasas</b>		
• Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas	0.75	25-30
• Caras de la junta únicamente manchadas	1	25-30
• Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	2	25-30
• Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible	3	20-25
• Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita, talco yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2	4	8 - 16
<b>Contactos entre 2 caras de la Diaclasa con &lt; de 10 cm desplazamiento lateral</b>		
• Partículas de Arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
• Fuertemente sobreconsolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de esp.	6	16-24
• Sobreconsolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < de 5 mm de espesor.	8	12-16
• Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor Ja dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
<b>No existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando esta cizallada.</b>		
• Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla.	6-8-12	6-24
• Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas.	5	6-24
• Granos arcillosos gruesos.	13-20	6-24

- **Parámetro: Condiciones tensionales SRF**

**Tabla 7. Parámetro: Condiciones tensionales SRF**

1.-Zona débil que interceptan la excavación y pueden causar caídas de bloques.				SRF
A. Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor.				10
B. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación < 50 m.).				5
C. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente. (Profundidad de excavación > 50 m.).				2.5
D. Varias zonas de fractura en roca competente libre de arcilla, roca suelta alrededor. (Cualquier profundidad).				7.5
E. Sólo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (Profundidad de excavación < 50 m.)				5
F. Sólo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla. (Profundidad > 50 m).				2.5
G. Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturadas. Cualquier profundidad				5
2.-Rocas competentes con problemas tensionales en las rocas				SRF
	$\sigma_c / \sigma_1$	$\sigma_t / \sigma_1$		
H. Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	> 200	>13		2.5
I. Tensiones medias.	200-10	13-0.33		1.0
J. Tensiones altas estructura muy compacta, favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10-5	0.66-0.33		0.5-2.0
K. Explosión de roca suave (roca Masiva).	5-2.5	0.33-0.16		5-10
L. Explosión de roca fuerte (roca masiva.)	<2.5	<0.16		10-20
$\sigma_c$ y $\sigma_t$ son las resistencias a la compresión y tracción respectivamente de la roca, $\sigma_1$ es el esfuerzo principal máximo que actúa en la roca.				
3.-Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostática.				SRF
M. Presión de Flujo suave.				5-10
N. Presión de flujo intensa.				10-15
4.-Roca expansiva, actividad expansiva química dependiendo de la presencia del agua.				SRF
O. Presión Expansiva suave.				5-10
P. Presión expansiva intensa.				10-15

#### Observaciones al SRF:

Reducir los valores del SRF en un 25 a 50% si las zonas de rotura solo influyen, pero no interceptan a la excavación.

En los casos que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la altura del mismo se sugiere aumentar el SRF de 2.5 a 5.

Para campos de tensiones muy anisótropos cuando  $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$ , reducir el  $\sigma_c$  y  $\sigma_a$  a  $0.8 \sigma_c$  y  $0.8 \sigma_a$ .

### 2.2.4 Método gráfico de estabilidad Mathews

El método gráfico de estabilidad surgió originalmente de la propuesta de Mathews et al. (1981), luego fue ajustado por Potvin (1988) y Nickson (1992), resultando en el Método Gráfico de Estabilidad Modificado. Posteriormente, Hadjigeorgiou (1995) amplió la base de datos, centrándose especialmente en la inestabilidad del techo de las excavaciones. (5)

Este método se utiliza para el diseño de tajeos abiertos, evaluando la estabilidad de manera cualitativa como estable, potencialmente inestable o en riesgo de colapso. Investigaciones recientes en la UBC (Mah, 1997 y Clark, 1998) han complementado el método con levantamientos topográficos de los tajeos utilizando sistemas de monitoreo de cavidades (Miller et al., 1992). Esto ha permitido cuantificar la dilución utilizando un parámetro conocido como Equivalente Linear de Sobrerotura/Desprendimiento (ELOS según Clark, 1997), que busca medir volumétricamente el exceso de material en la pared del tajeo. Esto resulta en una curva de diseño llamada "Estimación Empírica del Desprendimiento de Pared", basada en una base de datos de más de 88 observaciones (Clark, 1988), aplicable únicamente a la caja piso y caja techo, y no debe extrapolarse más allá de los límites de esta base de datos. (5)

El método gráfico de estabilidad implica calcular un número de estabilidad ( $N'$ ) utilizando la siguiente ecuación: (5)

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

En este contexto,  $Q'$  representa el índice de calidad de roca de Barton (1974), donde el factor de reducción de esfuerzos (SRF) y el factor de reducción de agua ( $J_w$ ) se mantienen en uno, ya que son considerados por separado en el análisis (Barton et al., 1974). En resumen, los datos utilizados en el gráfico de estabilidad son principalmente de operaciones mineras que normalmente se desarrollan en condiciones secas (5).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a}$$

### a) Descripción de los A, B y C

#### ➤ A: Factor de condición de esfuerzos

Este valor está destinado a reflejar el impacto de los altos niveles de esfuerzo que pueden disminuir la estabilidad de la masa rocosa (5).

El valor de A se calcula mediante la relación entre la resistencia compresiva de la roca intacta no confinada y el máximo esfuerzo paralelo a la superficie de la apertura (5).

Si la resistencia de la roca es dos veces menor o incluso menos que la tensión inducida, el factor A se fija en 0,1, lo que indica que los altos esfuerzos reducen considerablemente la estabilidad de la apertura (5).

En la siguiente figura, se utilizó un valor de  $A = 1$  para el factor de esfuerzo, lo que identifica el mecanismo de falla para la pared de la caja piso y la caja techo como una zona de relajación. (5)

La base de datos original de Potvin (1988) y Nickson (1992) respalda esta suposición. Sin embargo, si el modelado numérico indica que la pared de la caja techo está sometida a altos esfuerzos, entonces se debe reconsiderar el mecanismo de falla predominante antes de aplicar un factor distinto de 1,0 para la pared de la caja techo (5).

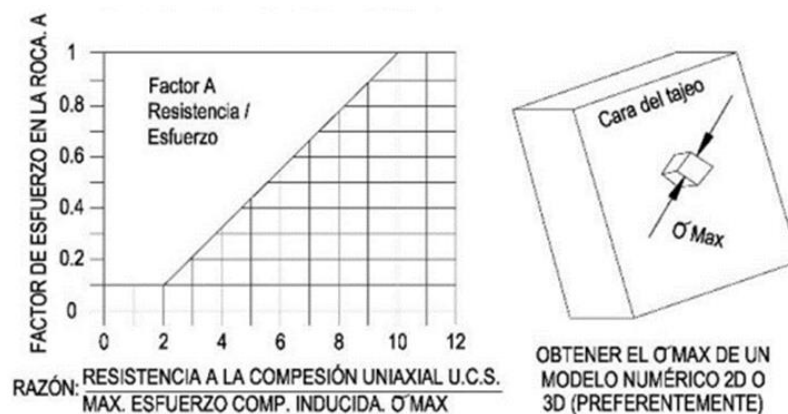


Figura 1 Factor de esfuerzos en la roca A

#### ➤ B: Factor de orientación de estructuras

Este valor analiza cómo la orientación de las discontinuidades en relación con la superficie evaluada afecta la estabilidad (5).

El factor indica que las juntas que están orientadas perpendicularmente (a  $90^\circ$ ) con respecto a una superficie no representan un problema para la estabilidad y, por lo tanto, se les asigna un valor de 1,0 para B (5).

Por otro lado, las discontinuidades con un ángulo de inclinación menor de  $20^\circ$  respecto a la superficie son las menos estables, lo que indica estructuras que podrían caer dentro del tajeo.

Para esta condición, se asigna un valor de  $B = 0,2$ , tal como se muestra en la figura siguiente. (5)

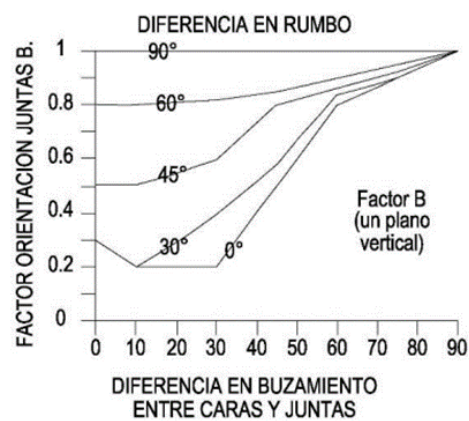


Figura 2 Factor orientación de juntas, B

### C: Factor de componente gravitacional

Factor C: este parámetro tiene en cuenta la orientación de la superficie bajo análisis. Se asigna un valor de ocho (8) para el diseño de paredes verticales y un valor de dos (2) para techos horizontales (5).

Este factor refleja la mayor estabilidad inherente de una pared vertical en comparación con un techo horizontal (5).

Sugiere que el valor de Q puede aumentarse cuatro (4) veces para una pared vertical en comparación con un techo horizontal.

Las curvas mostradas en la figura 18 utilizan un valor de  $C = 8$  para el factor de gravedad en todas las paredes de la caja piso, como originalmente propuesto por Mathews et al. (1981) (5).

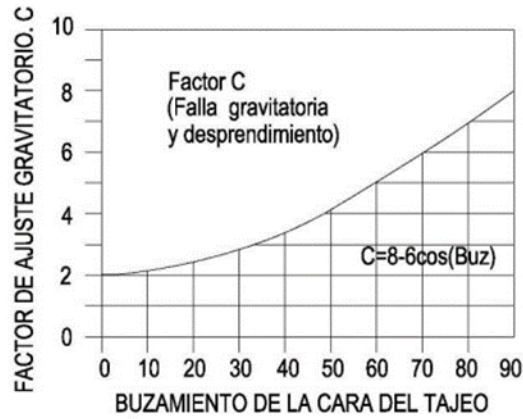


Figura 3 Factor de ajuste gravitatorio, C

### b) Radio hidráulico

Esta se refiere al cociente entre el área de la superficie y el perímetro de la pared expuesta que se está evaluando. Consulte la figura siguiente: (5)

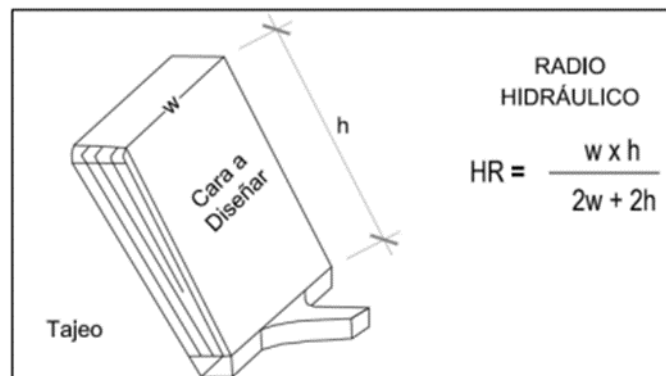


Figura 4. Radio hidráulico

### 2.2.5 Método gráfico de estabilidad modificado (N')

La técnica gráfica de estabilidad para el diseño de tajeos abiertos fue introducida en primer lugar por Mathews, y posteriormente fue ajustada por Potvin y Nickson, dando lugar al gráfico de estabilidad modificado, como se ilustra en la figura siguiente (5).

La evaluación de la estabilidad se realizó de manera cualitativa, categorizándola como estable, potencialmente inestable o con riesgo de colapso (5).

Los datos requeridos para este análisis incluyen el número de estabilidad modificado y el radio hidráulico de la cara del tajeo a ser evaluada (5).

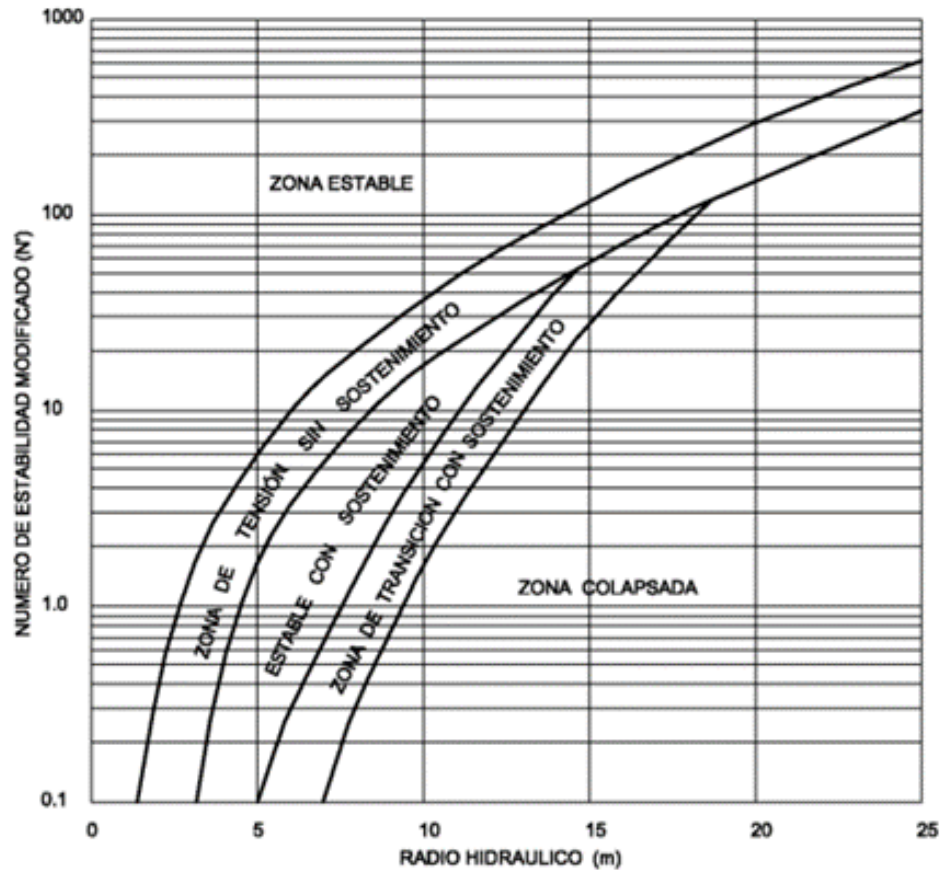
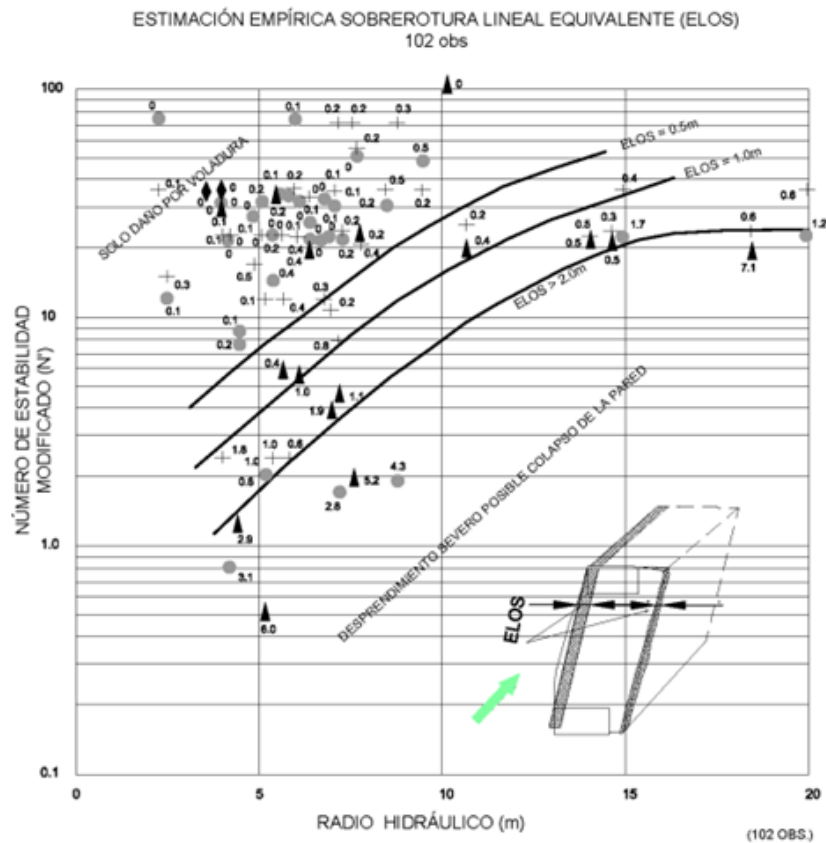


Figura 5. Gráfico de estabilidad modificado ( $N'$ )

### 2.2.6 Método del equivalente lineal de sobre rotura/desprendimiento (ELOS)

Estudios llevados a cabo por la Universidad de British Columbia han proporcionado una medida cuantitativa del desprendimiento mediante la introducción del concepto de "Equivalente lineal de sobre rotura/desprendimiento" (ELOS). Esto permite una estimación empírica del desprendimiento de las paredes utilizando el número de estabilidad modificado ( $N'$ ) y el radio hidráulico (RH) (5).



*Figura 6. Estimación empírica de desprendimiento de las cajas ELOS (Clark, 1998)*

Este estudio ha posibilitado la medición precisa del desprendimiento de la pared. El ELOS se define como el volumen de desprendimiento de la superficie de la pared dividido por el producto de la altura y longitud de la pared, lo que se conoce como el radio hidráulico (RH) (5).

$$ELOS = \frac{\text{Volumen de desprendimiento}}{Hr}$$

Las operaciones mineras modernas emplean sistemas de monitoreo de cavidades (CMS) para recabar de manera continua datos y construir bases de datos sobre la geometría final de las cavidades de los tajeos. El valor de ELOS de un tajeo se calcula mediante la profundidad de la falla, la cual se define como la distancia desde una superficie de diseño hasta una pared resultante después de la extracción completa del tajeo (Villaescusa, 2004) (5).

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA**

#### **3.1 Métodos y alcances de la investigación**

##### **3.1.1 Método general**

En este estudio se aplicará el método científico, ejecutando procedimientos de manera sistemática que iniciarán con la identificación del problema, seguida por la presentación de este y la formulación de hipótesis. Luego, se realizará la experimentación y, al final, se desarrollarán conclusiones basadas en los resultados de la investigación.

##### **3.1.2 Tipo de investigación**

La índole de esta investigación es de carácter aplicado, dado que se aprovecharán los conocimientos obtenidos de investigaciones fundamentales para afrontar y resolver la problemática planteada.

##### **3.1.3 Nivel de investigación**

La clasificación de esta investigación se identifica como descriptiva-correlacional, con la finalidad principal de establecer la conexión entre los resultados derivados de la caracterización geomecánica y la evaluación de la estabilidad del macizo rocoso en el método de explotación mediante taladros largos.

## **3.2 Diseño de investigación**

El diseño de la investigación es de carácter no experimental y de tipo transversal, fundamentándose en la premisa de que la variable independiente no sufrirá manipulación para establecer su relación con la variable dependiente.

## **3.3 Población y muestra**

### **3.3.1 Población**

La población está conformada por:

- ✓ Pan American Silver Huarón S.A.
- ✓ Veta Cometa
- ✓ Nivel: Nv 180
- ✓ Tajeo: TJ126

### **3.3.2 Muestra**

La muestra censal está conformada por:

- ✓ Pan American Silver Huarón S.A.
- ✓ Veta Cometa
- ✓ Nivel: Nv 180
- ✓ Tajeo: TJ126

## **3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

### **3.4.1 Técnicas de recolección de datos**

- ✓ Observación directa
- ✓ Encuesta
- ✓ Entrevista
- ✓ Revisión bibliográfica

### **3.4.2 Instrumentos de recolección de datos**

- ✓ Ficha de observación directa
- ✓ Encuesta personalizada
- ✓ Entrevista personalizada
- ✓ Revisión bibliográfica de normas, decreto supremo, libros, otros.

### **3.5 Técnicas de procesamiento de datos**

- ✓ AutoCad
- ✓ Dips
- ✓ Excel
- ✓ Word
- ✓ Modelamiento Map 3D

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1 Ubicación y acceso**

##### **4.1.1 Ubicación**

Se encuentra ubicado en: (7)

- Distrito de Huayllay
- Provincia de Pasco
- Región: Pasco
- Área aproximada de 15 Km<sup>2</sup>, flanco oriental, cordillera occidental de los Andes. (7)
- Geográficamente sus coordenadas son:
  - ✓ Longitud oeste de Greenwich: 76° 25' 30"
  - ✓ Latitud sur: 11° 00' 45" de
  - ✓ Altitud promedio: 4,200 a 4,800 m s. n. m.



*Figura 7. Mapa de Perú – Región Pasco*

#### **4.1.2 Acceso**

Vías de acceso

- Lima - la Oroya - Unish - Huarón
- Lima - Canta – Huarón.



*Figura 8. Región Pasco - Empresa: Pan American Silver Huaron S.A. Tomada de Hinostriza (7)*

#### **4.1.3 Clima-flora-fauna**

La región presenta un clima frío, caracterizado por períodos tanto secos como lluviosos (7).

La flora es escasa, predominando los pastos matorrales conocidos como "Ichu", que cubren la mayor parte del terreno y son la principal fuente de alimento para el ganado, principalmente ovino (7).

En cuanto a la fauna, se destaca la presencia abundante de ganado ovino, así como de camélidos sudafricanos como llamas, alpacas y vicuñas. También se encuentran en menor medida vacunos y diversas especies de aves (7).

#### **4.1.4 Relieve**

Topográficamente presenta zonas accidentadas con ondulaciones ligeramente inclinadas hacia el oriente conforman taludes de derrubios aluviales que fueron producidos por causa de la erosión (7). El valle en U en casi toda su extensión producto de la acción glaciario (7).

Algunas lagunas escalonadas interconectadas por un tipo de drenaje natural, entre los rasgos de glaciario se observa morrenas hacia las partes bajas de Huayllay y San José, constituidos por detritos de areniscas, cuarcitas, etc. Con matriz suelta de arcilla color rojo ocre y blanco plomizo (7).

#### **4.1.5 Hidrografía**

Hay un conjunto de lagunas abundantes que forman parte de la cuenca hidrográfica del río Mantaro, entre las que se incluyen: (7)

- ✓ Laguna Llacsacocha
- ✓ Laguna Lavandería
- ✓ Laguna Naticocha
- ✓ Laguna Shegue, entre otras.

### **4.2 Geología**

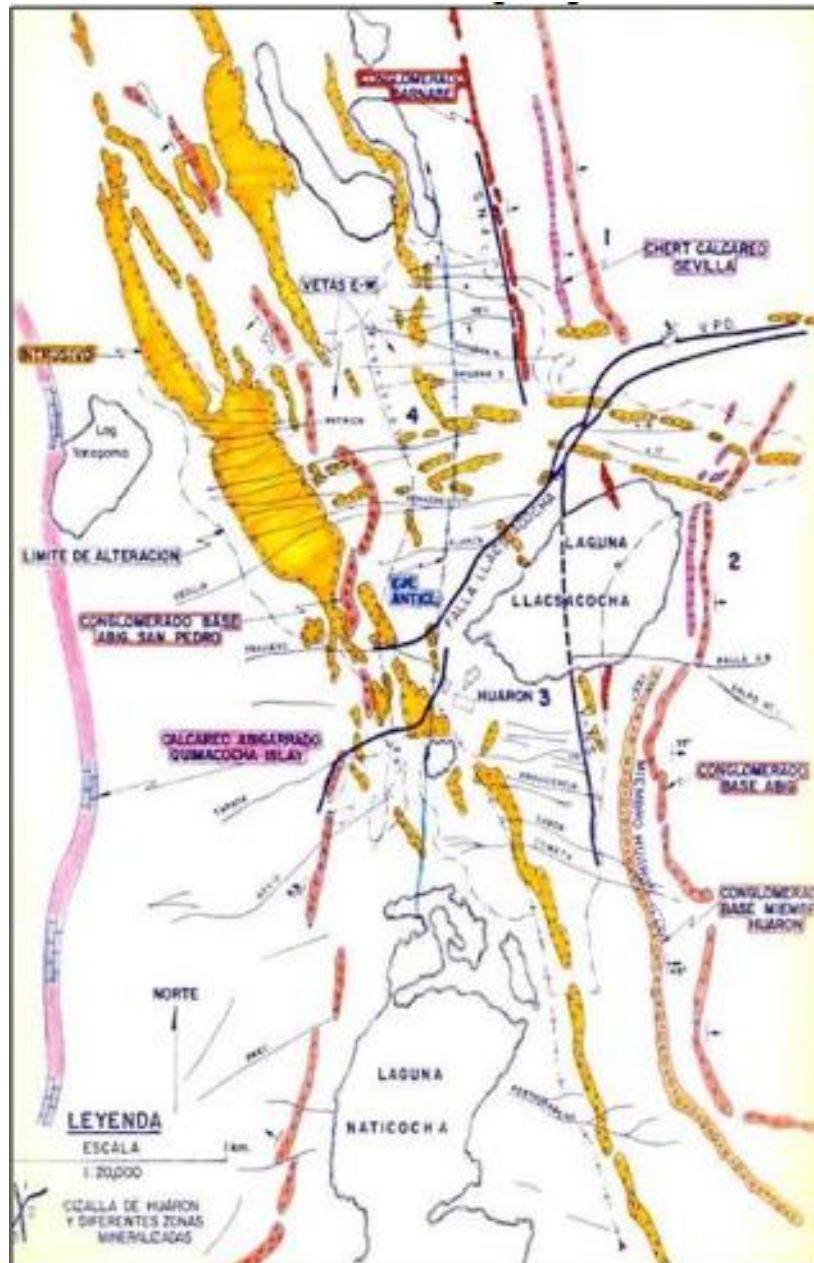
#### **4.2.1 Geología regional**

El relieve es mayormente accidentado, con características de erosión glacial en su superficie (7).

La estratigrafía está compuesta por la secuencia de rocas sedimentarias y volcánicas que datan del Triásico hasta el Cuaternario (7).

Se observa plegamiento en su estructura, formando un anticlinal y un sinclinal cuyos ejes están alineados paralelamente a la dirección de la cordillera de los Andes (7).

En este distrito minero, se encuentran rocas sedimentarias-intrusivas de composición ácida, con diques que se extienden hacia el Sur, Norte y Este, así como tobas volcánicas grises (7).



*Figura 9. Plano de la geología regional  
Tomada de Hinostroza (7)*

#### 4.2.2 Estratigrafía

##### ➤ Mesozoico

##### • Formación Casapalca

Aflora discordantemente sobre el geoanticlinal del Marañón, con más de 1,000 metros de espesor promedio. Su litología incluye lutitas, limonitas y areniscas de color rojo oscuro. La base presenta conglomerados con clastos de calizas, areniscas rojas, intrusivos y esquistos subangulares. Hacia el oeste predominan las calizas blanquecinas con intercalaciones de conglomerados rojizos. Tiene tres miembros (7).

- **Miembro inferior**

Se identifican Lutitas rojas, areniscas verde grisáceas a rojizas, conglomerados y lentes de calizas, con 300 a 330 metros de espesor (7).

- **Miembro conglomerado Shuco**

Resaltan los conglomerados con clastos de calizas, cuarcitas, chert, areniscas rojas y filitas en una matriz calcárea, con 150 a 200 metros de espesor (7).

- **Miembro Calera**

Conformado por margas y lutitas en la base, gradando a calizas y dolomías con nódulos de chert, con 60 a 65 metros de espesor (7).

➤ **Mesozoico, Cretáceo Superior**

- **Grupo Calipuy**

Se encuentra discordantemente sobre la formación Casapalca y se depositó después del período de plegamiento, erosión y levantamiento que afectó a la formación Casapalca (7).

Está compuesto por rocas piroclásticas, lavas, ignimbritas, tufos, basaltos, riolitas y dacitas. En la mina Huarón, la columna del grupo Calipuy no está bien definida, ni tampoco el sector de la columna presente (7).

➤ **Intrusivos**

Entre la cordillera occidental y oriental se han identificado intrusivos menores de aproximadamente 4 km<sup>2</sup>, con características hipoabisales, asociados a yacimientos hidrotermales y distribuidos de manera irregular (7).

Estos intrusivos, denominados stocks de alto nivel generalmente penetran rocas del Paleógeno. Son porfíricos y contienen fenocristales de plagioclasa (1 a 2 cm), con cuarzo presente comúnmente (7).

También es frecuente encontrar biotita y hornblenda en algunas áreas. La composición de estos intrusivos se ha identificado como monzogranito (7).

En el área de Huarón, aflora un stock alargado de monzonita, emplazado en la formación Casapalca y en los volcánicos Calipuy (7).

Los afloramientos muestran formas tabulares con orientaciones norte-sur y este-oeste, con espesores que varían desde unos pocos metros hasta 300 metros (7).

Estas dos orientaciones predominantes también se observan dentro de la mina. Se estima que estos intrusivos datan del Paleógeno (7).

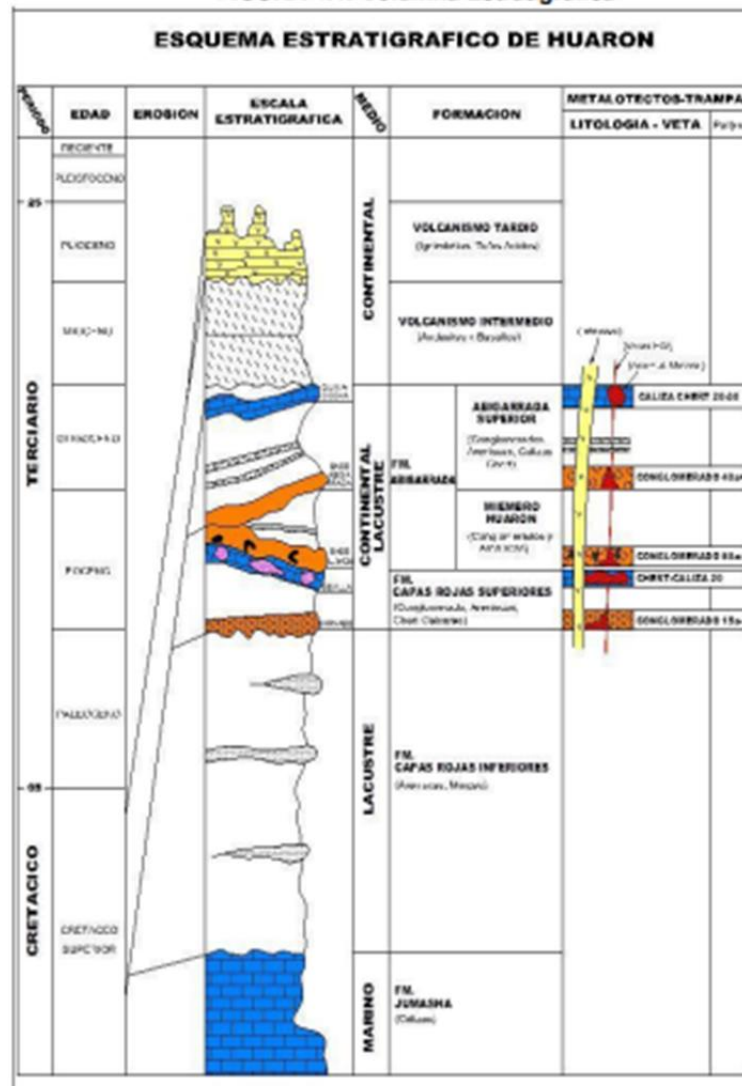


Figura 10. Columna estratigráfica Tomada de Hinojosa (7)

#### 4.2.3 Geología estructural

##### ➤ Plegamiento

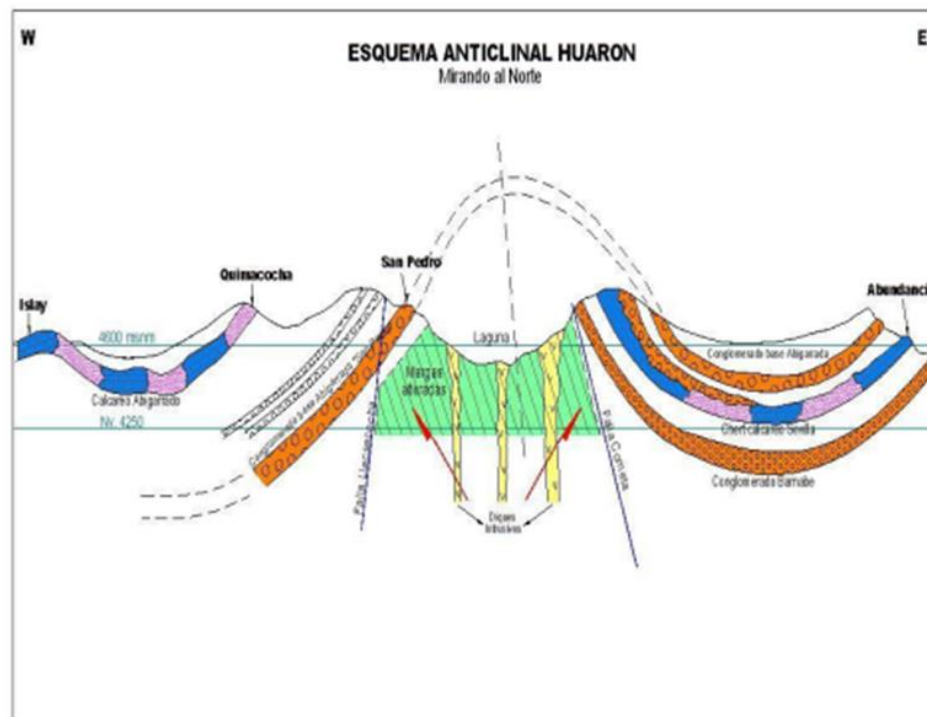
Las secuencias paleógenas depositadas en el miogeosinclinal fueron deformadas por la fase incaica, orientando sus estructuras en dirección NO-SE (tendencia andina) (7).

El levantamiento masivo del bloque miogeosinclinal ocurrió sobre una superficie de erosión regional y coincidió con los últimos eventos magmáticos del batolito (7).

El plegamiento de los sedimentos en el miogeosinclinal ocurrió antes y después de la deposición de la formación Casapalca y del grupo Calipuy, durante el paleógeno (7).

Durante la deposición del grupo Calipuy, tuvo lugar una deformación conocida como la fase Quechua (7).

En el área de Huarón, se observan ambas fases: la formación Casapalca está plegada, formando un anticlinal, y el grupo Calipuy presenta un anticlinal abierto y asimétrico (7).



**Figura 11. Anticlinal de Huarón**  
*Tomada de Hinostroza (7)*

### ➤ Fallas

En la región, existen grandes dislocaciones acompañadas de fallas secundarias. En el área de Huarón, estas fallas secundarias incluyen la Falla NS (conocida como Huaychao-Cometa) y la Falla Llacacocha, las cuales dividen el yacimiento en cuatro sectores (7).

Fallas locales identificadas posteriormente a través de trabajos de minería son: la falla Shiusha, relacionada con la falla Pozo y la falla Tapada, relacionada con la falla Anteabigarrada (7).

Hay otras fallas locales, y su revisión permitirá entender el efecto de estas fallas en el control del yacimiento. Entre la falla Shiusha y la falla Tapada parece ocurrir un movimiento "hórstico" (7).

#### ➤ **Discordancia**

Recientemente, se ha identificado una superficie de discordancia presente en todo el yacimiento y visible en ambos flancos del anticlinal (7).

Esta discordancia se encuentra en el contacto entre la formación Casapalca y el grupo Calipuy, y parece influir en el control de la mineralización (7).

### **4.2.4 Geología de la estructura veta Travieso**

El sistema estructural incluye la veta Travieso, que predominantemente tiene una orientación EW y un buzamiento hacia el norte (7).

La mineralización en la zona de Travieso se encuentra en contacto con marga silicificada con horizontes de intrusivo al este y con horizontes de alteración argílica al oeste, con una estructura de rumbo  $S75^{\circ}W$  y un buzamiento de  $75^{\circ}NW$  (7).

La estructura presenta una variación de espesor en sus alas este y oeste, entre 2.80 y 3.50 metros, mientras que en el centro se encuentran cuerpos de entre 15 y 20 metros de espesor (7). Las leyes de mineralización son de 162 g/t de plata, 4.13% de cobre, 0.29% de plomo y 0.78% de zinc (7).

### **4.2.5 Geología económica**

#### ➤ **Mineralización**

La provincia metalogénica del área contiene yacimientos de diversa génesis. En Huarón, la mineralización está asociada a yacimientos hidrotermales vinculados al magmatismo andino del Paleógeno. (7)

La mineralización de mena incluye principalmente tetraedrita-tenantita, esfalerita-marmatita, calcopirita-enargita y galena. La ganga está compuesta por cuarzo, pirita, rodocrosita, rodonita, manganocalcita y alabandita (7).

Según la bibliografía, hay tres etapas diferenciadas en la deposición de la mineralización, relacionadas con diferentes temperaturas: alta (cuarzo lechoso, pirita, tetraedrita), intermedia

(cuarzo lechoso, piritita, esfalerita marrón y galena) y baja (barita, siderita, dolomita, esfalerita rubia, galena, tetraedrita argentífera, polibasita, calcopirita, rodocrosita, cuarzo y calcita) (7). Se asume que la mineralización en Huarón data del Plioceno.

### 4.3 Evaluación geomecánica

#### 4.3.1 Parámetro: RQD

**Tabla 8. RQD en función del número de fracturas por metro lineal**

Numero de Fracturas/ml	RQD	Numero de Fracturas/ml	RQD
1	99.5	28	23.1
2	98.3	29	21.5
3	96.3	30	19.9
4	93.9	31	18.5
5	91.0	32	17.1
6	87.8	33	15.9
7	84.4	34	14.7
8	80.9	35	13.6
9	77.3	36	12.6
10	73.6	37	11.6
11	69.9	38	10.8
12	66.3	39	9.9
13	62.7	40	9.2
14	59.2	41	8.5
15	55.8	42	7.8
16	52.5	43	7.2
17	49.4	44	6.6
18	46.3	45	6.1
19	43.4	46	5.6
20	40.6	47	5.2
21	38.0	48	4.8

22	35.5	49	4.4
23	33.1	50	4.1
24	30.9	51	3.7
25	28.8	52	3.4
26	26.8	53	3.2
27	24.9	54	2.9

De acuerdo a los datos muestreados en campo se contabilizaron 11 discontinuidades en un metro lineal de acuerdo a la valoración le corresponde una puntuación para el RQD de 69.9% ~ 70%

#### 4.3.2 Evaluación de las familias presentes en el macizo rocoso

**Tabla 9. Descripción respecto a la presencia de diaclasas en el macizo rocoso**

Descripción	Jn
Una familia de diaclasas.	0.5-1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familias de diaclasas, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 Jn y en túneles 3 Jn	

La evaluación de las familias discontinuidades presentes en el macizo rocoso se evidencio una familia asociada a algunas diaclasas ocasionales; de la cartilla de Barton correspondiente a esta categoría le corresponde una puntuación de tres puntos. (**Jn = 3**)

#### 4.3.3 Evaluación de la rugosidad de las discontinuidades

**Tabla 10. Cartilla de evaluación respecto a la rugosidad**

Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm	Jr
Juntas discontinuas	4
Juntas rugosa o irregular ondulado	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla ondulada	1.5
<b>Rugosa o irregular, plana</b>	<b>1.5</b>
Suave plana	1
Espejo de Falla, plano	0.5
No existe contacto entre las 2 caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente.	Jr
<ul style="list-style-type: none"> <li>Zona de contenido de minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas.</li> </ul>	1
<ul style="list-style-type: none"> <li>Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las 2 caras de las diaclasas.</li> </ul>	1
Nota:	
<ul style="list-style-type: none"> <li>Si el espaciado de la familia de las diaclasas es mayor de 3 m hay que aumentar el Jn en una unidad.</li> <li>Para diaclasas con espejos de falla provisto de lineaciones, si están orientadas favorablemente, se puede usar Jr = 0.5</li> </ul>	

Se evaluó la rugosidad con el peine de Barton logrando establecer que la puntuación para este parámetro es rugosa o irregular plana cuya puntuación es 1.5 (**Jr = 1.5**)

#### 4.3.4 Evaluación de la alteración de las discontinuidades

**Tabla 11. Descripción contacto entre las 2 caras de las diaclasas**

Descripción	Ja	ø
Contacto entre las 2 caras de las diaclasas		
<ul style="list-style-type: none"> <li>Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas</li> </ul>	0.75	25-30
<ul style="list-style-type: none"> <li>Caras de la junta únicamente manchadas</li> </ul>	1	25-30
<ul style="list-style-type: none"> <li>Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla</li> </ul>	2	25-30
<ul style="list-style-type: none"> <li>Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa</li> </ul>		

no reblandecible	3	20-25
• Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita, talco yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2	4	8 - 16
<b>Contactos entre 2 caras de la Diaclasa con &lt; de 10 cm desplazamiento lateral</b>		
• Partículas de Arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
• Fuertemente sobreconsolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de esp.	6	16-24
• Sobreconsolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < de 5 mm de espesor.	8	12-16
• Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor Ja dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
<b>No existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando esta cizallada.</b>		
• Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla.	6-8-12	6-24
• Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas.	5	6-24
• Granos arcillosos gruesos.	13-20	6-24

Se evaluó la alteración de las discontinuidades logrando establecer que la puntuación para este parámetro es de junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas (**Ja = 0.75**)

#### 4.3.5 Cálculo de Q de Barton

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a}$$

- **Datos:**

- ✓ RQD = 70%

- ✓ J<sub>n</sub> = Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales = 3

- ✓ J<sub>r</sub> = Rugosa o irregular, plana = 1.5

- ✓ J<sub>a</sub> = Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas = 0.75

- **Reemplazando valores:**

$$Q = \frac{70}{3} * \frac{1.5}{0.75}$$

$$Q = 47.66 \text{ puntos}$$

#### 4.3.6 Geología de la estructura

En la región existen grandes dislocaduras acompañadas de fallas secundarias, estas fallas secundarias en el área de Huarón estarían representadas por la falla NS (conocida como Huaychao-Cometa) y la falla LLacsacocha.

Ambas fallas dividen al yacimiento en cuatro sectores. Fallas locales reconocidas posteriormente con los trabajos de minado son: falla Shiusha (relacionada a la falla Pozo D) y la falla Tapada (relacionada con la falla Anteabigarrada).

Existen más fallas locales y la revisión de ellos va a permitir entender el efecto de estas fallas en el control del yacimiento. Entre la falla Shiusha y la falla Tapada parece ubicarse el movimiento "hóístico" mencionado en alguna literatura. El sistema estructural Gavia está conformado por la estructura veta Gavia y por las estructuras Cometa Ramal, Cometa Ramal 1, Cuerpo Labor, Labor Este, Labor Oeste, Ochentayuno Ramal, Ochentayuno Este Ramal y Providencia Ramal. Son predominantemente de rumbo EW y buzamiento hacia el Norte

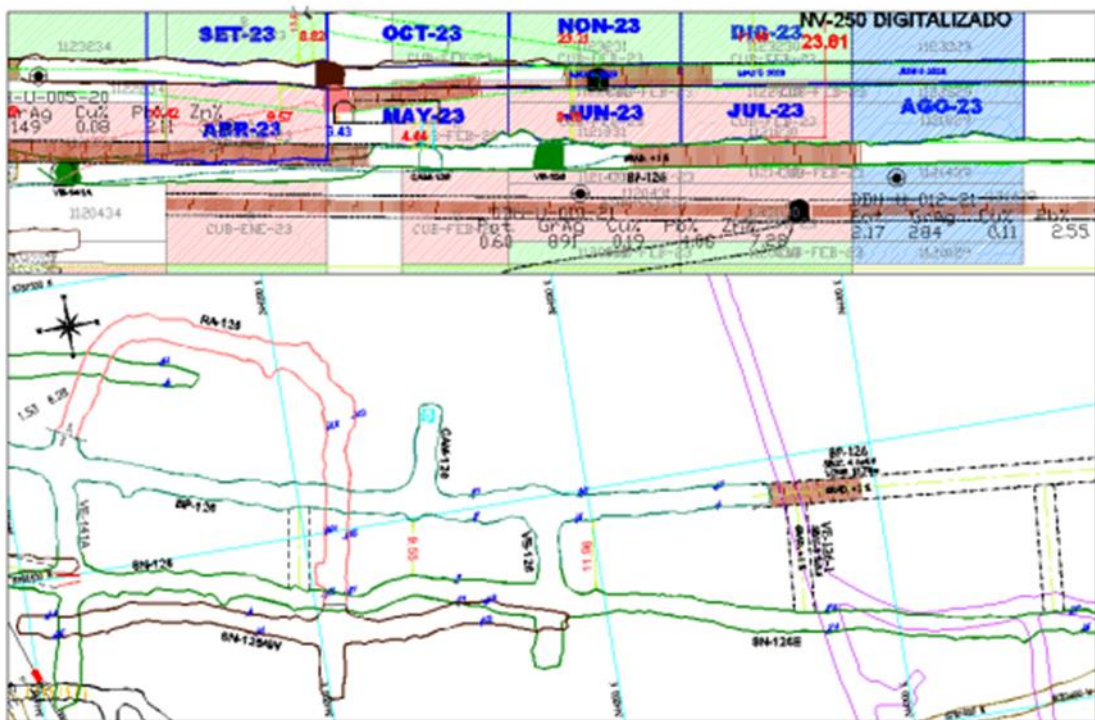


Figura 12. Cometa Ramal – plano topográfico





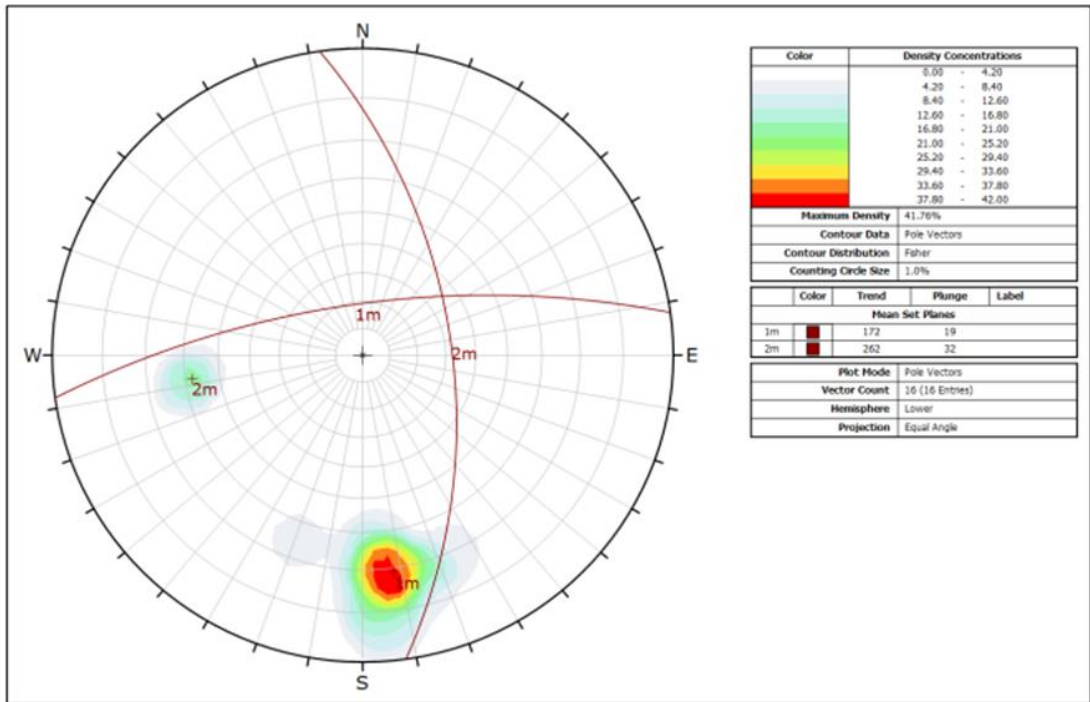


Figura 16. Orientación del sistema de falla y la proyección estereográfica

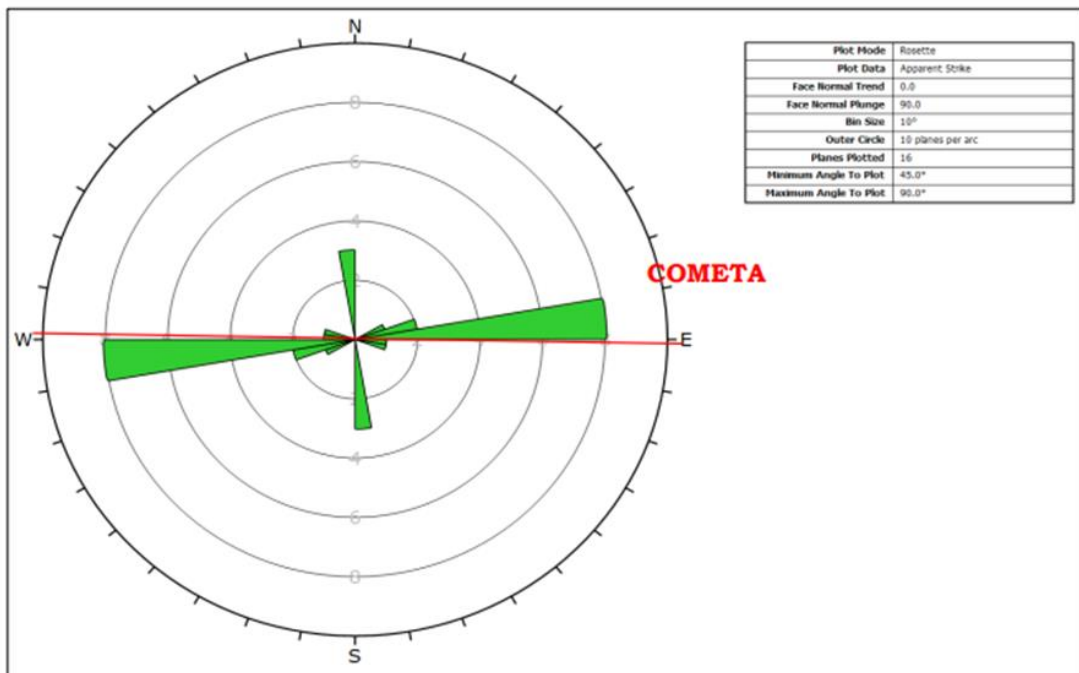


Figura 17. Diagrama de roseta indicando la orientación del sistema principal de fallamiento y los dos sistemas de juntas auxiliares

➤ **Cálculo de las orientaciones de esfuerzo ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  y  $\sigma_3$ )**

Realizando el análisis estructural de cometa y las estructuras asocias, se pudo determinar los parámetros de tensores de esfuerzo mediante el método de Diedros rectos y/o fallas conjugadas, así como se muestra en la figura siguiente:

Según estos resultados la zona cuadro ramal presenta una orientación de esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) al NW-SE tangencial, la zona de deformación al SW-NE ( $\sigma_3$ ), estos esfuerzos considerados como esfuerzos In-situ de origen tectónico, al realizar análisis locales, estas orientaciones pueden variar ligeramente según las áreas abiertas generadas y estas van formando los esfuerzos inducidos (que son mayores al esfuerzo *in-situ*).

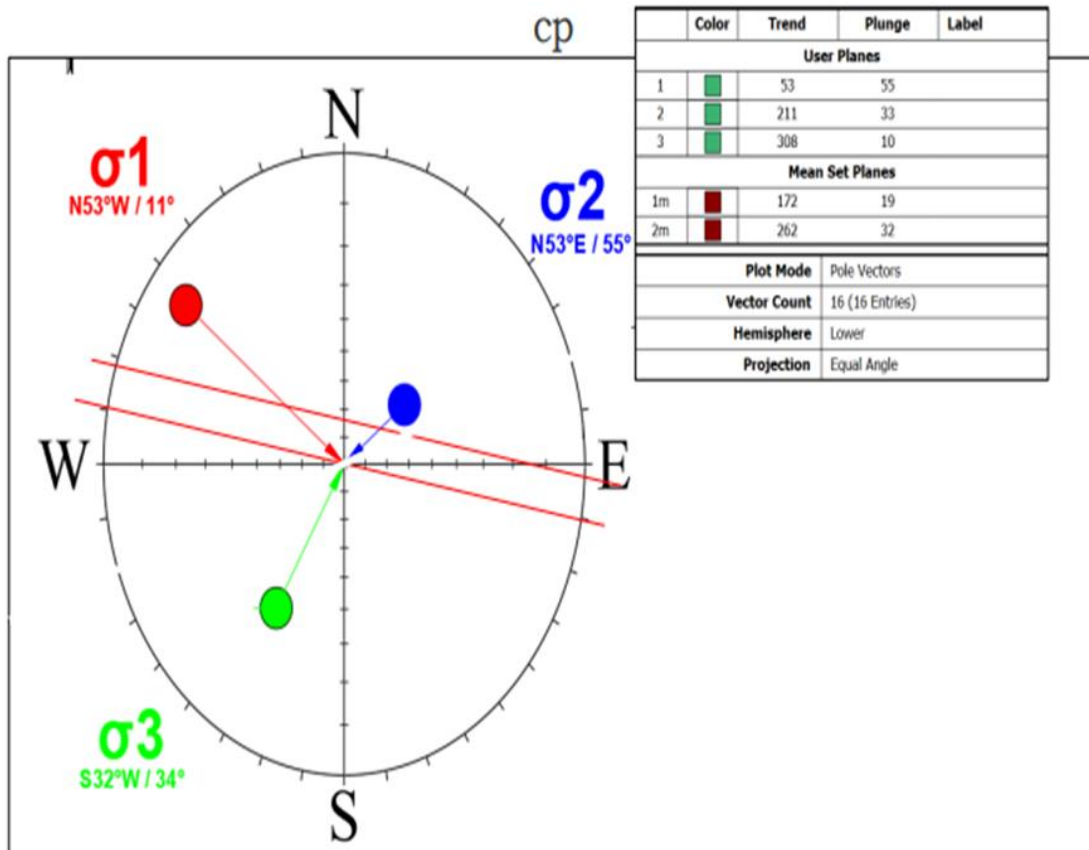


Figura 18. Orientación de esfuerzos principales – mina Huaron

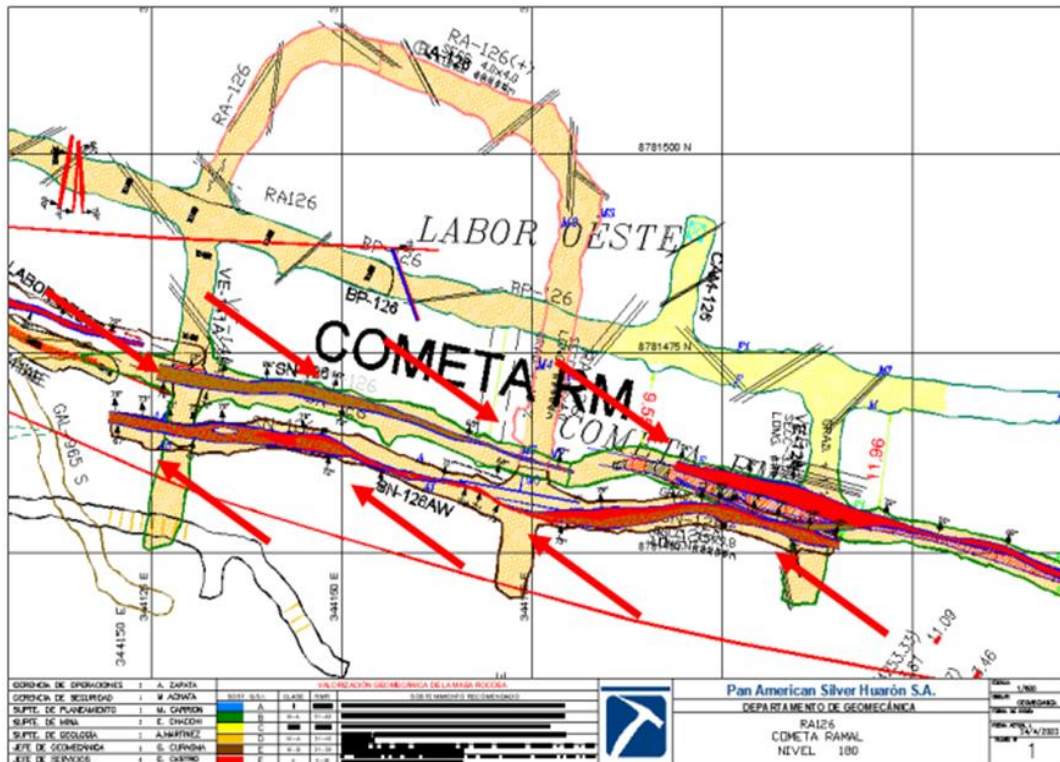


Figura 19. Plano de orientación de esfuerzos principales – mina Huarón

➤ **Análisis de la orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos**

Análisis de presiones para las labores de preparación de la zona de Andrés Cuatro Ramal presenta un rumbo  $N75^{\circ}E$ , superponiendo los tensores de esfuerzos se nota que el esfuerzo principal incide diagonalmente a las labores generando menor presión dándonos más estabilidad con relajamientos en la corona del vértice caja techo de la labor. (figuras. 19 y 20)

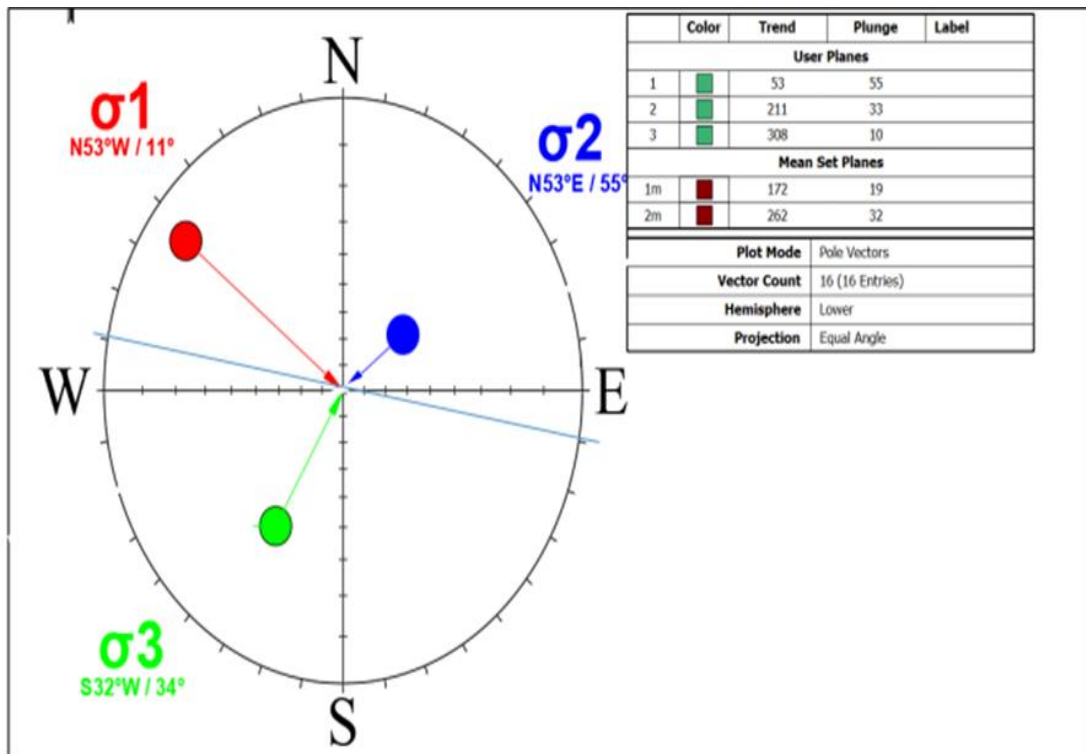


Figura 20. Orientación de los esfuerzos con respecto a cometa ramal

➤ **Estimación de la magnitud de los esfuerzos en el Tj126; k**

La resistencia del macizo rocoso encajonante (marga) corresponde a R4, presentando como resistencia de 45 MPa, para la mineralización corresponde a R3 con tramos de horizontes de alteración Argilica, que tiene una resistencia del mineral promedio de 25-30MPa.

Tabla 12. Grado de resistencia de la roca – Cometa Ramal.

GRADO DE RESISTENCIA DE LA ROCA						
	R6	R5	R4	R3	R2	R1
<b>Rango de resis. Comp. Mpa</b>	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25.	1 - 5.
<b>Condicion</b>	Solo se rompe esquirlas con varios golpes de la picota	Se astilla con el golpe de la picota	Se rompe con mas de tres golpes de picota	La roca se rompe con 1 a 3 golpes de picota	La roca se indenta superficialmente con la punta de la picota	La roca se indenta profundamente con la punta de la picota

Comparando con la presión del macizo rocoso a una profundidad de 396.02 m es de 10.69MPa promedio según la gráfica de abajo. La relación de los esfuerzos horizontales con los verticales es de k=1.2

En la tabla N° 15 se tiene la estimación de los esfuerzos según la zona de Perú que el esfuerzo horizontal es 12.83MPa.

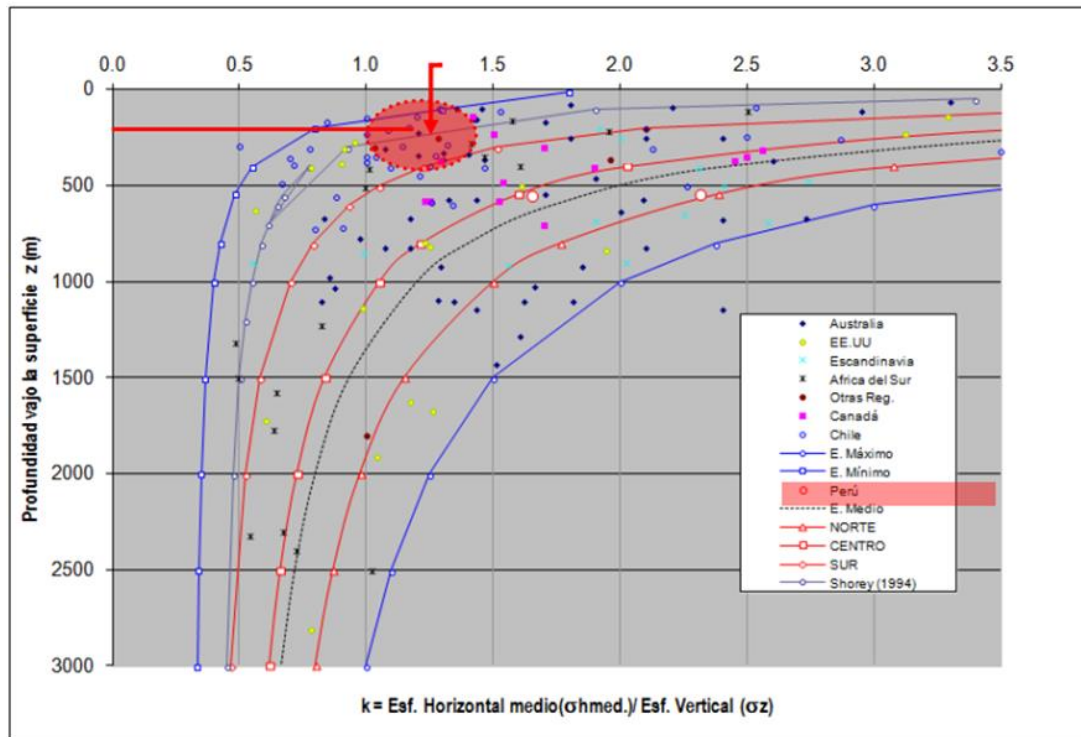


Figura 21.  $K = \text{Esfuerzo horizontal medio } (\sigma_h \text{ medio}) \text{ y esfuerzo vertical } (\sigma_v)$

Tabla 13. Cuadro de estimación de esfuerzos  $K$

Z (m) profundidad	$\sigma_v$ (MPa)	$K = \sigma_h / \sigma_v$	$\sigma_h$ (MPa)
396.02	10.69	1.2	12.83

#### 4.3.8 Parámetros geomecánicos

- **Litología**

Estructura de rumbo N 78° W y buzamiento 85N. Su potencia es 1.87 metros, su asociación mineralógica consta de esfalerita, galena, tetraédrita, plata roja como mena y pirita, calcita, cuarzo y rodonita como ganga. La alteración hidrotermal de la roca encajonante margosa está constituida por un halo de solidificación.

- **Condiciones geomecánica**

Los índices geomecánicos en la roca encajonante (caja techo y caja piso) presenta una roca de tipo IVA y con un RMR de 35 - 40, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 0.37 a 0.64 y un GSI de MF/R a IF/R-P (Muy Fracturado / Regular a Intensamente Fracturada / Regular – Pobre).

La zona mineralizada presenta una calidad de roca según Bieniawski RMR 30 - 35, tipo IV-A con un Índice Q de 0.36 y un GSI de IF/R-P (Regular a Intensamente fracturada/regular – pobre), por lo que se tiene halos de alteración Argilica hacia las cajas del mineral en ciertos tramos. Ver fig. 8 (cuadro donde muestra el comparativo de calidad de roca).

**Tabla 14. Comparativo de calidad de roca (Tipo-RMR-GSI-RQD-Q)**

COMPARATIVOS DE CALIDAD DE ROCA (TIPO-RMR-GSI-RQD-Q)							
TIPO DE ROCA		CLASE	RMR	GSI	RQD %	RESISTENCIA	Q
			(Rock Mass Rating)				
MUY MALA	V	V	0 - 20	T/P	<25	R 0	0.001 - 0.01 0.01 - 0.1
MALA	IV	IV-B	21 - 30	IF/P	25 - 50	R 1	0.1 - 1
		IV-A	31 - 40	MF/R		R 2	1 - 4.0
REGULAR	III	III-B	41 - 50	F/R	50 - 75	R 3	4.0 - 10
		III-A	51 - 60	F/B		R 4	10 - 40.
BUENA	II	II	61 - 70	LF/B	75 - 90	R 4	40 - 100
			71 - 80	LF/B		R 5	100 - 400
MUY BUENA	I	I	81 - 90		90 - 100	R 6	400 - 1000
			100			R 6	1000 - 1200

#### 4.3.9 Soporte requerido en los accesos

- ✓ Datos de la excavación:
- ✓ Dimensión máxima de la excavación = 3.8 ESR=3.0 (Labor temporal) Dimensión equivalente =  $3.8/3 = 1.26$
- ✓  $Q = 0.36$

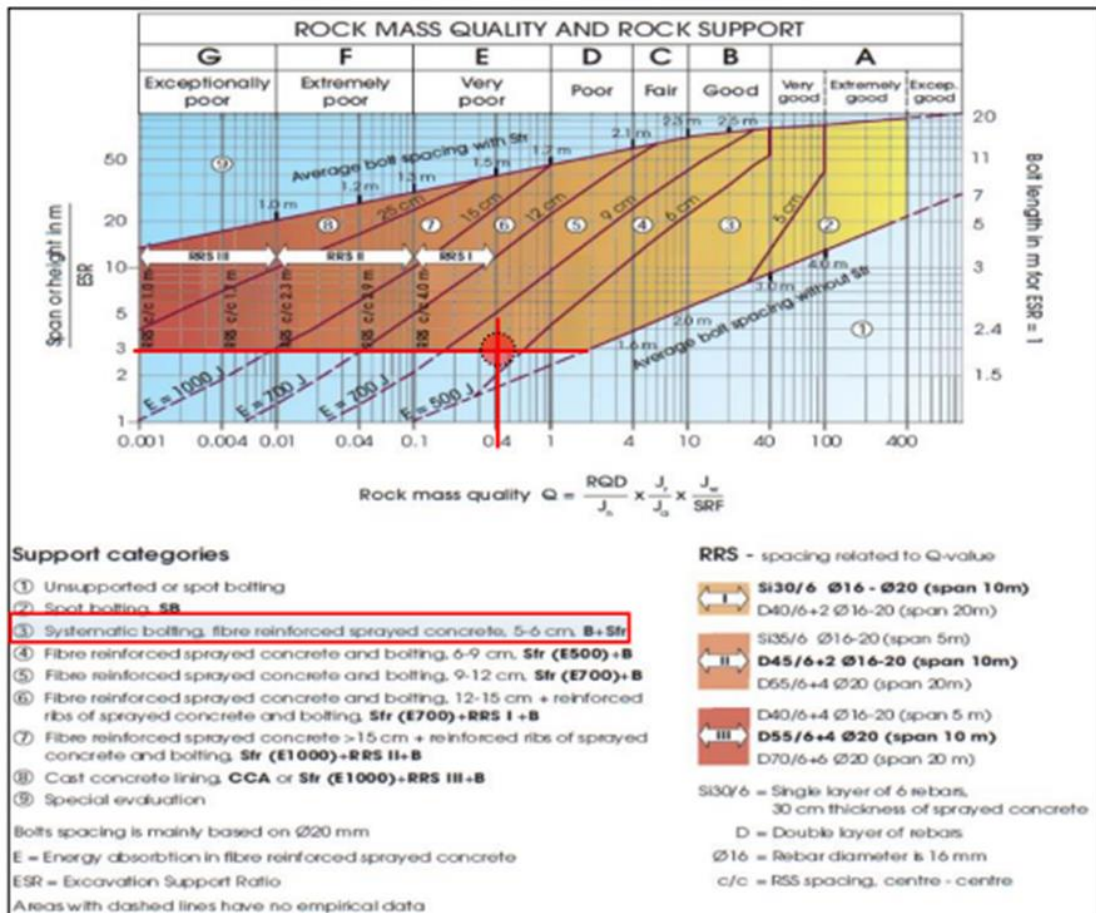


Figura 22. Rock Mass Quality and rock support

Fig. 13 Categoría de sostenimiento estimado para el tajeo es “shotcrete 2” + pernos sistemático e=1.70 m” basado en el índice de calidad Q actualizado de la masa rocosa, Grimstad y Barton, 1993.

Las labores cercanas a la zona de explotación, el SN24 donde se realizará los taladros largos se sostienen con shotcrete 2” + perno Swellex 7pies.

En el cruceo y la rampa por acceso a los SN24, el sostenimiento será con shotcrete más pernos sistemáticos

#### 4.3.10 Análisis de estabilidad de la excavación por Mathews 1981

Para el análisis de la geometría de la excavación, se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

- ✓ Número de estabilidad (N').
- ✓ Radio hidráulico (RH).
- ✓ Se realiza el análisis para diferentes aberturas: (ancho x largo x altura)

El método gráfico de estabilidad implica calcular un número de estabilidad (N') se utiliza la siguiente ecuación

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

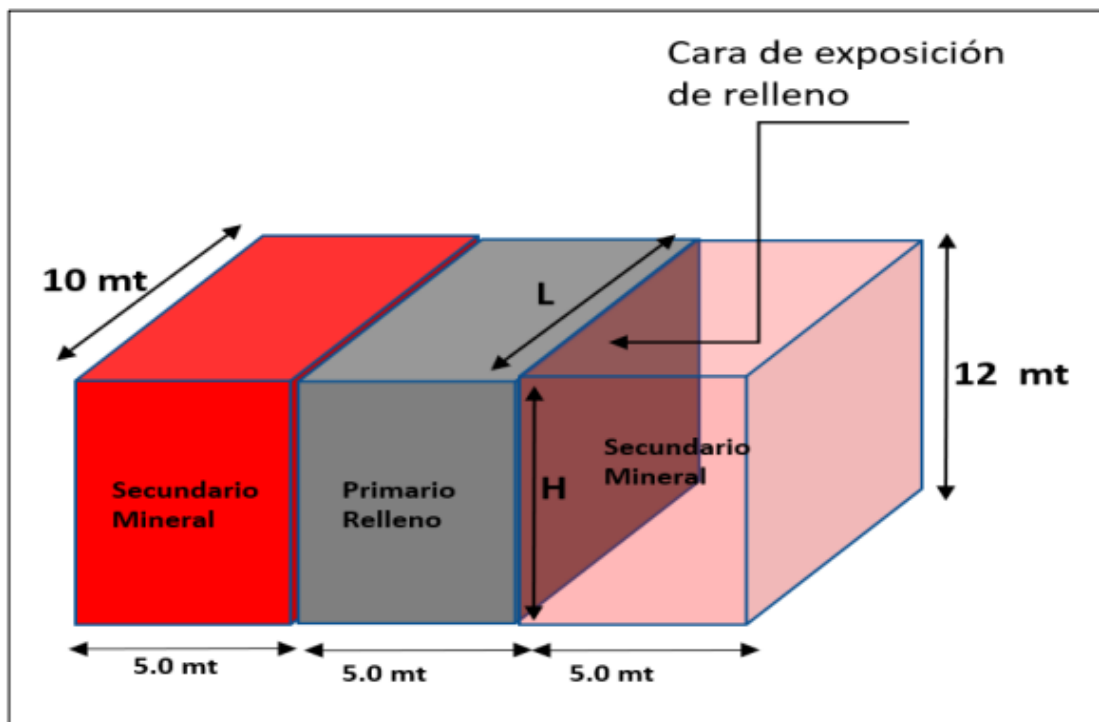


Figura 23. Plano referencial para el análisis de estabilidad Mathews – labor oeste

Tabla 15. Parámetro de cálculo (N' – Rh)

Parámetros de Cálculo									
Veta	Buzamiento de la veta (°)	Ancho de veta (m)	Q'	A	B	C	N'	Rh	Dirección de Mnado
COMETA	87	1.80	0.64	0.90	0.70	7.69	3.10	3.94	Longitudinal

En el cuadro se muestra el resumen de estabilidad según cada espacio generado por las etapas de minado y de acuerdo con la ubicación geométrica de sus caras.

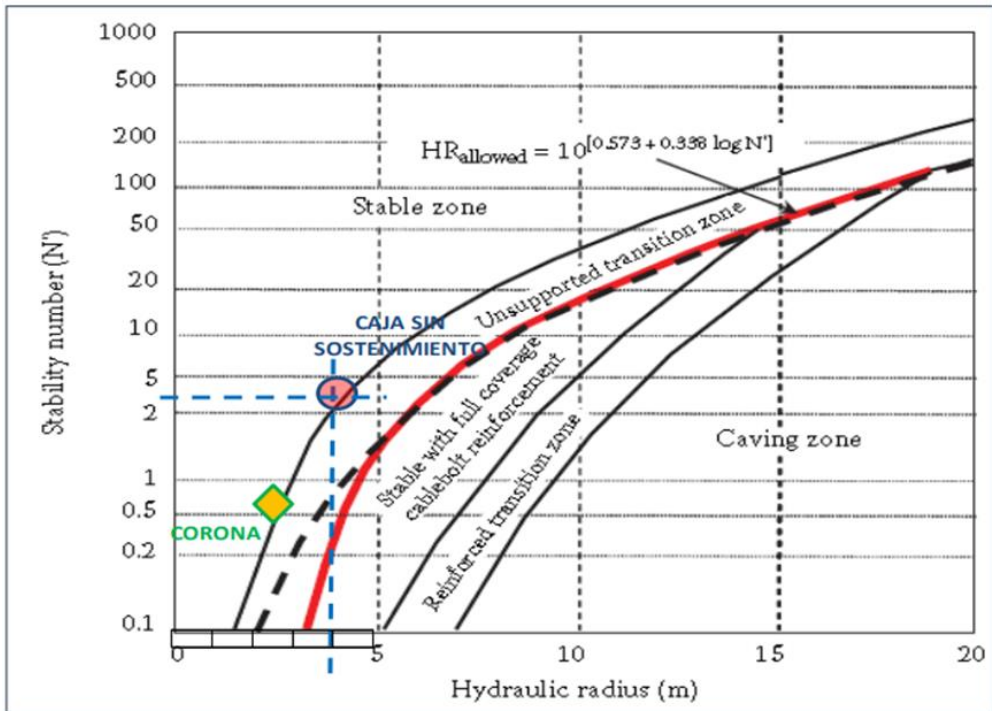


Figura 24. Los resultados del número de estabilidad de Mathews (1981) para la abertura mencionada nos muestra que se tajea en zona estable

#### 4.3.11 Estimación de la sobre rotura equivalente – ELOS

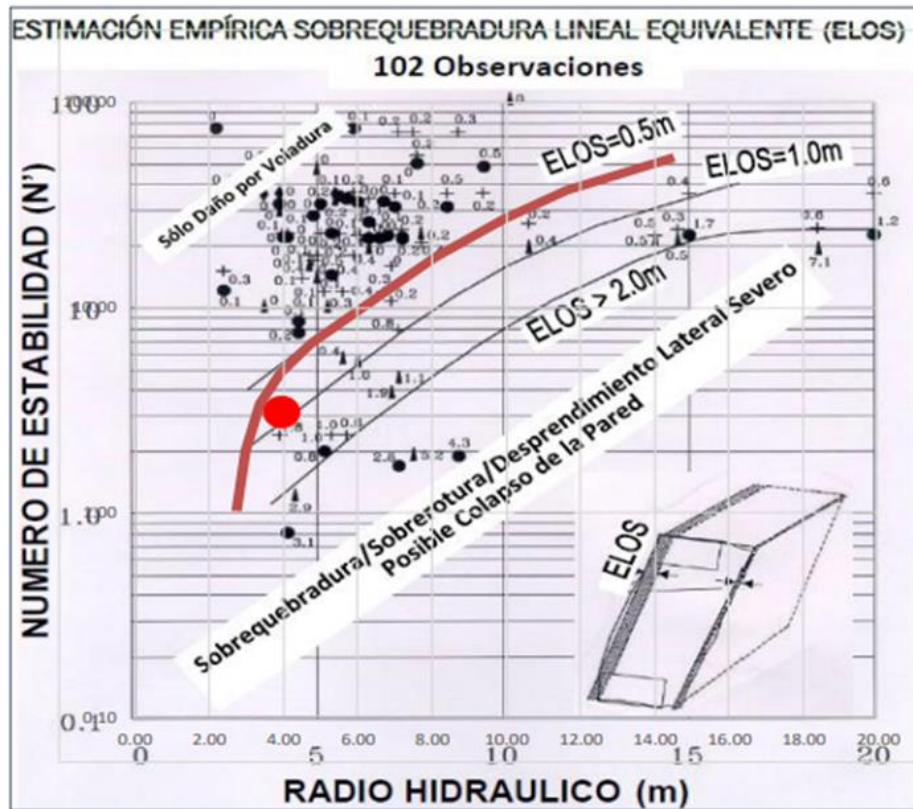


Figura 25. Estimación de la sobre rotura de las cajas

Las dimensiones recomendadas son de 18 m de largo y 10 m de altura (ver figura adjunta), las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad baja con la probabilidad de descaje de 0.5 a 1.0 m (ELOS).

Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente y al no realizar taladros de alivio en la caja techo.

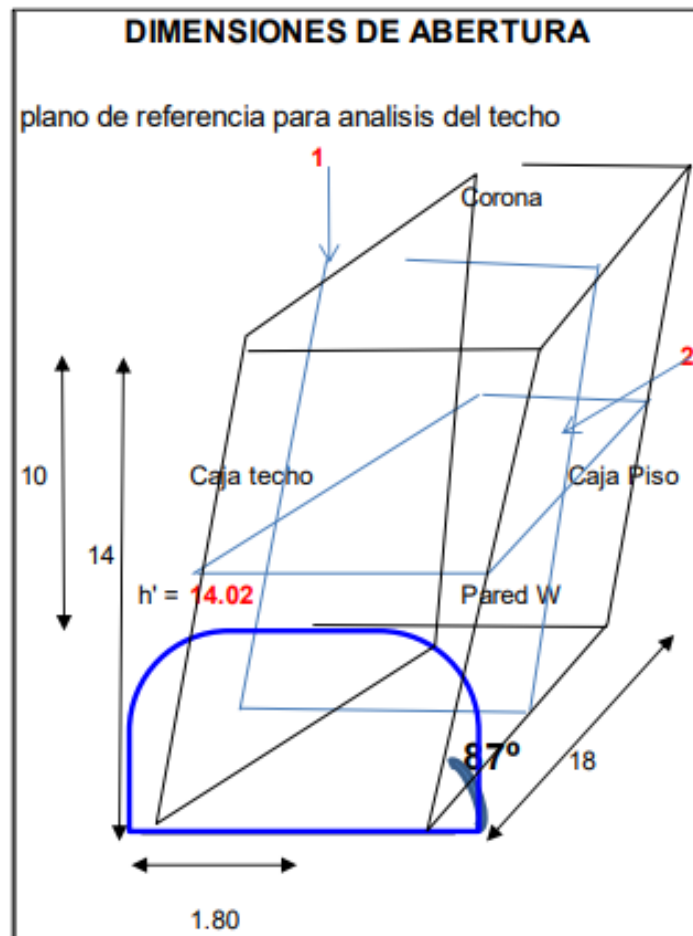
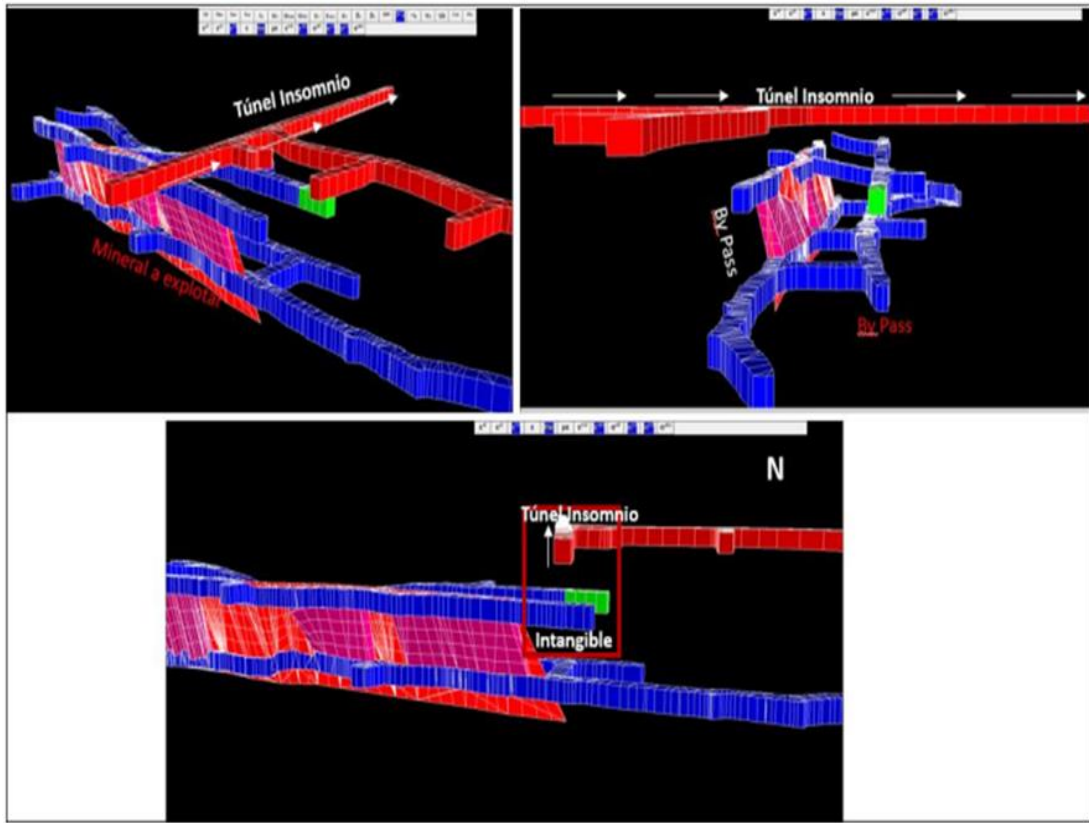


Figura 26. Estimación dimensiones máximas estables

Se puede observar en el gráfico, con las dimensiones calculada (18 – 20 m de longitud y 14 m de alto) se encuentra estable, de superar la longitud máxima se tendría problemas de estabilidad.

#### 4.3.12 Vista isométrico en 3D del tajeo 123 V. Cometa y las preparaciones

En esta vista se observa cómo influye actualmente el drenaje por el túnel Insomnio a las labores SN, tajeo 126E y By Pass 126E. Actualmente hay ligera filtración en la proyección del túnel insomnio que el drenaje va del sur al norte.



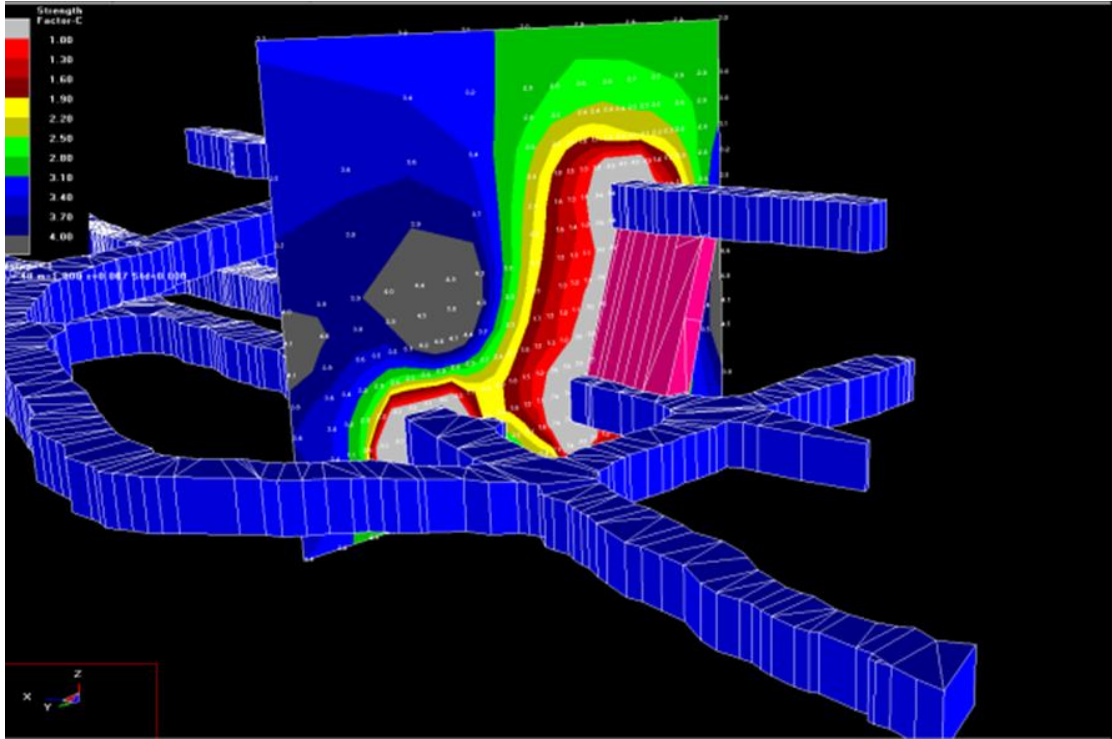
*Figura 27. Vista isométrico en 3D del tajeo 123 V. Cometa y las preparaciones*

En este análisis se debe respetar estrictamente el pilar intangible del eje túnel hacia este y oeste 20 m mínimo para mantener estable en el tiempo. De igual forma, es importante realizar – avanzar con la Ra +, para esa manera identificar la condición del túnel de drenaje.

Cálculo de longitud máxima de abertura para este tajeo Cometa, para mantener estable durante el minado respetar la LMA 18 -20m, dejar pilar escudo de 3 metros, caso contrario el riesgo es alto en derrumbarse o descaje tajeo minado. Respetar la longitud máxima de abertura (LMA) = 18 -20m

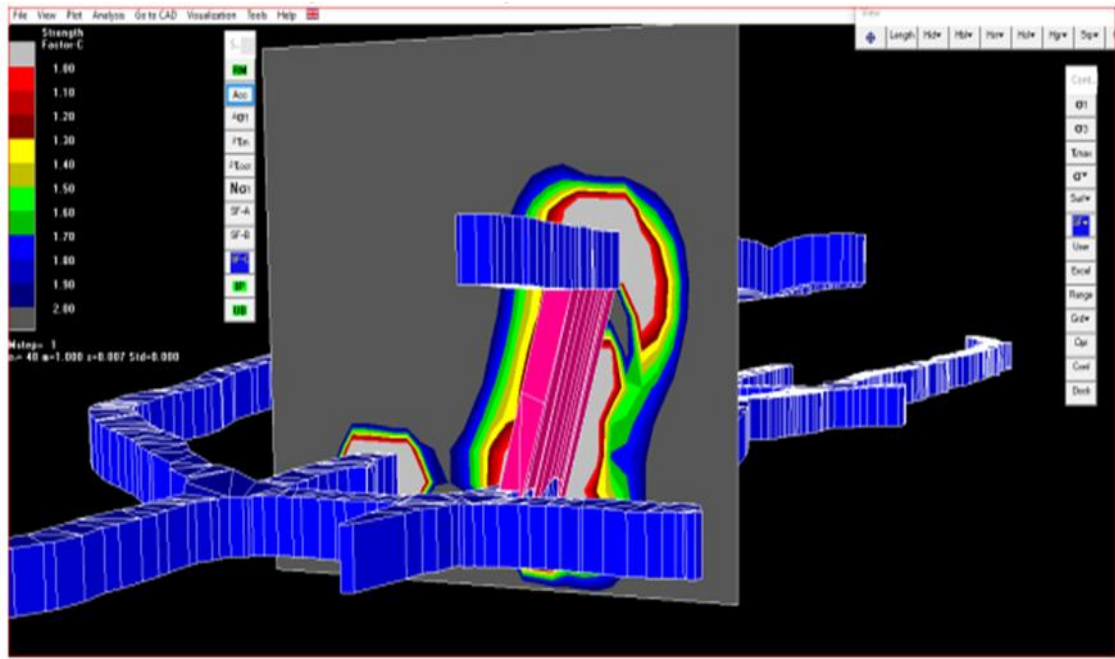


La secuencia de minado con perforación en negativo, por lo que se tiene que evitar perforar y disparar taladros de 03 filas, en esta condición se tiene que acumular taladros todo el SN y disparar mínimo 7 a 8 filas, para evitar de dañar y desprendimiento de la caja.



*Figura 29. FS de 1.26 en las rocas encajonante después de haber realizado el minado de los taladros largos del segundo block (estables)*

Se recomienda que el minado sea rápido para evitar de exponer al personal por debajo de la pared inestable y puente disturbado por la voladura.



**Figura 30.** FS de 1.2 en las rocas encajonante después del minado, tiempo de autosoporte 12 días para rellenar

#### 4.4 Discusión de resultados

HE 1: La evaluación de los parámetros geomecánicos mediante el cálculo de las condiciones específicas del yacimiento influyen para el dimensionamiento de tajeos.

Respecto a esta hipótesis, la investigación concluye en que se verificó que la evaluación de los parámetros geomecánicos y las condiciones específicas del yacimiento fueron: la principal familia de discontinuidades presenta un rumbo N 78° W y buzamiento 85N, su potencia es 1.87 metros, las vetas se encuentran asociadas mineralógicamente a esfalerita, galena, tetraedrita, plata roja como mena y pirita, calcita, cuarzo y rodonita como ganga, la alteración hidrotermal de la roca encajonante margosa está constituida por un halo de solidificación. Considerando estos parámetros, se afirma que influyeron en el dimensionamiento de los tajeos en minería subterránea considerando las otras propiedades tales como las características de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso, su resistencia, grado de fracturamiento, orientación de las estructuras geológicas, y las tensiones *in situ*, se obtuvieron datos cruciales que nos permitieron diseñar excavaciones más seguras y eficientes.

Díaz y Pérez (2), en su tesis titulada: “Aplicación del método de estabilidad gráfica mediante el mapeo geomecánico para el diseño de una labor, Tingo Grande - Hunter, 2019”, en una de sus conclusiones establece que, el método de estabilidad gráfica desempeña un papel crucial en la prevención del desprendimiento de rocas en la región de Tingo Grande, ya

que proporciona información esencial sobre la estabilidad, evitando así trabajar en condiciones inadecuadas (2).

En tal sentido, ambas investigaciones establecen que se comparte opinión sobre el uso de metodologías que permita el dimensionamiento de labores

HE 2: La evaluación de la resistencia a la compresión y la presencia de diaclasas influyen para el dimensionamiento de tajeos.

Respecto a esta hipótesis, la investigación concluye que se verificó que el resultado de la resistencia a la compresión y la presencia de diaclasas es fundamental para el dimensionamiento de tajeos en minería subterránea. Según estos resultados, la zona Cuadro Ramal presenta una orientación de esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) al NW-SE tangencial, la zona de deformación al SW-NE ( $\sigma_3$ ). Estos esfuerzos considerados como esfuerzos *in situ* de origen tectónico, donde la resistencia del macizo rocoso encajonante (marga) corresponde a R4, presentando como resistencia de 45 MPa, para la mineralización corresponde a R3 con tramos de horizontes de alteración argílica, que tiene una resistencia del mineral promedio de 25-30MPa; del mismo modo se comparando con la presión del macizo rocoso a una profundidad de 396.02 m es de 10.69MPa promedio según la gráfica de abajo. La relación de los esfuerzos horizontales con los verticales es de  $k=1.2$ , la estimación de los esfuerzos según la zona de Perú que el esfuerzo horizontal es 12.83MPa.

Belisario y Condori (3) en su tesis titulada: “Aplicación del método gráfico de estabilidad de Mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz” en su conclusión establece que los resultados de los ensayos de compresión uniaxial en roca intacta de una muestra de la caja techo arrojaron un valor de 150.30 MPa, clasificando la roca como muy dura.

En tal sentido, ambas investigaciones establecen que se comparte opinión sobre el cálculo de la resistencia a compresión uniaxial tanto de la roca encajonante como del mineral.

HE 3: La evaluación del radio hidráulico influye en el dimensionamiento de tajeos.

De la investigación, se concluye que se determinó de la evaluación del radio hidráulico mediante el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta, las dimensiones recomendadas son: 18 m de largo y 10 m de

altura, las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad baja con la probabilidad de descaje de 0.5 a 1.0 m (ELOS).

Del mismo modo, el radio hidráulico sirvió para identificar los límites seguros para el tamaño y la forma de los tajeos, asegurando que no se excedan los parámetros que podrían llevar a un colapso. Esta evaluación permite ajustar el diseño de los tajeos para equilibrar la eficiencia operativa con la necesidad de sostenimiento, optimizando así el uso de recursos y mejorando la seguridad. Un radio hidráulico adecuado contribuye a un mejor control de las deformaciones y desplazamientos en las paredes de los tajeos, lo que resulta en excavaciones más estables y duraderas.

Fuenzalida (1) en su tesis titulada: “Evaluación estadística de los factores de ajuste de la metodología de Mathews y su impacto en el diseño empírico de caserones” concluye que para determinar qué factor utilizar, la metodología también propuso cuantificar los cambios en los radios hidráulicos admisibles. Los resultados indican que el nuevo factor A de esfuerzos proporciona los mayores radios hidráulicos admisibles en comparación con los cinco anteriores, en relación con la línea base establecida. En consecuencia, la mayoría de los diseños son menos propensos a problemas (1).

De ambas investigaciones se comparte opinión que el radio hidráulico tiene que ser evaluado periódicamente.

HE 4: La evaluación del número de estabilidad influye positivamente para el dimensionamiento de tajeos.

Respecto a esta hipótesis, la investigación concluye que se comprobó que la evaluación del número de estabilidad es fundamental para el dimensionamiento de tajeos en minería subterránea. Estos valores fueron N° 1 a 1.4 considerando la condición de los esfuerzos, la orientación de las fracturas y la compensación gravitatoria que fueron 1, 0.3 y 6.45 respectivamente. Esto permitió identificar los límites seguros para el tamaño y la forma de los tajeos, asegurando que las condiciones geomecánicas del yacimiento sean adecuadamente consideradas para prevenir fallas. Esta evaluación ayuda a determinar las necesidades de sostenimiento y a optimizar el diseño de los tajeos para maximizar la seguridad y la eficiencia operativa.

Belisario y Condori (3) en su tesis titulada: “Aplicación del método gráfico de estabilidad de Mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1

y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz” concluye que las proyecciones estereográficas del crucero y las galerías indican la formación de cuñas. Además, el diagrama de rosetas del crucero revela una orientación favorable de las discontinuidades, siendo perpendiculares a la dirección de la excavación. Sin embargo, la Galería NW presenta una condición desfavorable, ya que las discontinuidades se orientan en la misma dirección de su excavación. (3 pág. 84)

En tal sentido, ambas investigaciones comparten opinión.

## CONCLUSIONES

1. Se comprobó que la metodología de Mathews permite identificar los parámetros críticos que afectan la estabilidad de las excavaciones subterráneas, facilitando la toma de decisiones informadas respecto al tamaño y la forma de los tajeos. Al considerar variables específicas del entorno geológico y las características del macizo rocoso, se logró obtener que el dimensionamiento del método de minado de labor oeste es taladros largos de 18 y máximo 20 metros (más adecuado, minimizando los riesgos de colapsos y fallas estructurales. Esto no solo mejora la seguridad operativa, sino que también contribuye a la eficiencia y la productividad de las operaciones mineras al reducir la necesidad de intervenciones
2. Se verificó que la evaluación de los parámetros geomecánicos y las condiciones específicas del yacimiento fueron: la principal familia de discontinuidades presenta un rumbo N 78° W y buzamiento 85N, su potencia es 1.87 metros, las vetas se encuentran asociadas mineralógicamente a esfalerita, galena, tetraedrita, plata roja como mena y pirita, calcita, cuarzo y rodonita como ganga, la alteración hidrotermal de la roca encajonante margosa está constituida por un halo de solidificación. Considerando estos parámetros, se afirma que influyeron en el dimensionamiento de los tajeos en minería subterránea teniendo en cuenta las otras propiedades tales como las características de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso, su resistencia, grado de fracturamiento, orientación de las estructuras geológicas, y las tensiones *in situ*, se obtuvieron datos cruciales que nos permitieron diseñar excavaciones más seguras y eficientes.
3. Se verificó que el resultado de la resistencia a la compresión y la presencia de diaclasas es fundamental para el dimensionamiento de tajeos en minería subterránea. Según estos resultados, la zona Cuadro Ramal presenta una orientación de esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) al NW-SE tangencial, la zona de deformación al SW-NE ( $\sigma_3$ ), estos esfuerzos considerados como esfuerzos *in situ* de origen tectónico, donde la resistencia del macizo rocoso encajonante (marga) corresponde a R4, presentando como resistencia de 45 MPa, para la mineralización corresponde a R3 con tramos de horizontes de alteración argilica, que tiene una resistencia del mineral promedio de 25-30MPa; del mismo modo se comparando con la presión del macizo rocoso a una profundidad de 396.02 m es de 10.69MPa promedio según la gráfica de abajo. La relación de los esfuerzos horizontales con los verticales es de  $k=1.2$ , la estimación de los esfuerzos según la zona de Perú que el esfuerzo horizontal es 12.83MPa.

4. Se determinó de la evaluación del radio hidráulico mediante el análisis de la geometría de la excavación que se considere la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta. Las dimensiones recomendadas son de 18 m de largo y 10 m de altura, las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad baja con la probabilidad de descaje de 0.5 a 1.0m (ELOS). El mismo el radio hidráulico sirvió para identificar los límites seguros para el tamaño y la forma de los tajeos, asegurando que no se excedan los parámetros que podrían llevar a un colapso. Esta evaluación permite ajustar el diseño de los tajeos para equilibrar la eficiencia operativa con la necesidad de sostenimiento, optimizando así el uso de recursos y mejorando la seguridad. Un radio hidráulico adecuado contribuye a un mejor control de las deformaciones y desplazamientos en las paredes de los tajeos, lo que resulta en excavaciones más estables y duraderas.
  
5. Se comprobó que la evaluación del número de estabilidad es fundamental para el dimensionamiento de tajeos en minería subterránea, estos valores fueron N´ 1 a 1.4 considerando la condición de los esfuerzos, la orientación de las fracturas y la compensación gravitatoria que fueron 1, 0.3 y 6.45 respectivamente, esto permitió identificar los límites seguros para el tamaño y la forma de los tajeos, asegurando que las condiciones geomecánicas del yacimiento sean adecuadamente consideradas para prevenir fallas. Esta evaluación ayuda a determinar las necesidades de sostenimiento y a optimizar el diseño de los tajeos para maximizar la seguridad y la eficiencia operativa.

## RECOMENDACIONES

1. Antes de realizar cualquier trabajo debe estar fortificado todo el subnivel con shotcrete 2” más pernos expansivos de 7 pies, por estabilidad en este tipo de minado por taladros largos (+); se recomienda acumular taladros todo el SN, en seguida disparar como mínimo 07 filas para evitar principalmente al perímetro de la excavación ya que una voladura de dos filas por tanda produce un fracturamiento y sobre excavación causando (entre otros) problemas de estabilidad en el macizo rocoso, dilución del mineral, en el peor escenario exposición a pérdidas, cumplir con la frecuencia de desate de rocas según la tabla geomecánica.
2. Cumplir con las dimensiones calculadas 18 m de longitud y 14 m metros de alto, no debe superar estas dimensiones; cada 18 m metros dejar un escudo pilar de 3 metros por seguridad.
3. Realizar un plan de acción para rellenar el tajo y evitar dejar espacios vacíos, además, es importante en este tipo de minado contemplar mínimo dos accesos y desarrollado piso inferior y superior para minado por *bench & fill*, minar y por otro extremo ir rellenando y matando el span, en caso de que no se cumpla con todos los controles de minado, anclaje, mínimo aproximarse a 4m de borde libre en caso no se cumpla, se paralizará, cumplir con la recomendación geomecánica en respetar el diseño de estabilidad.
4. Después de cada voladura, inspeccionar el acceso al tajo de posibles anomalías en el sostenimiento, de evidenciar reportar de forma inmediato al supervisor.
5. Para la limpieza del mineral, de manera obligatoria, se debe utilizar equipos a control remoto; el operado debe ubicarse bajo un techo seguro (estocada). Por seguridad es importante que el área de medio ambiente apoye a brindar con el caudal real que se tiene en el túnel insomnio.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. FUENZALIDA, José. Evaluación estadística de los factores de ajuste de la metodología de Mathews y su impacto en el diseño empírico de caserones. Memoria (Título de Ingeniero Civil de Minas). Santiago de Chile : Universidad Chile, 2014, 109 pp.
2. DIAZ, Kenyi y PÉREZ Andrés. Aplicación del método de estabilidad gráfica mediante el Mapeo Geomecánico para el diseño de una labor, Tingo Grande - Hunter, 2019. Tesis (Bachiller en Ingeniería de Mimas). Arequipa – Perú : s.n., 2019.
3. BELIZARIO, Meier y CONDORI, Robert. Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz. Tesis (Título de Ingeniero de Gestión Minera). Lima - Perú : Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, 2021, 138 pp.
4. ACUÑA, Misael y TORRES, Freddy. Evaluación geomecánica para la recuperación de pilares de la zona alta, sección I en la empresa minera los Quenuales S.A. - unidad minera Yauliyacu. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancavelica, Perú : Universidad de Huancavelica, 2021, 124 pp.
5. OSINERGMIN, Organismo Supervisor de la Inversion en Energía y . *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima - Perú, 2016.
6. NORLY, Belandria y BONGIORNO, Francisco . *Clasificaciones geomecánica de los macizos rocosos*. [En línea] Huancayo, Universidad Peruana los Andes [Fecha de consulta: 18 de marzo de 2024] Recuperado de: [https://www.academia.edu/17400474/CLASIFICACIONES\\_GEOMECA%3%81NICA\\_DE\\_DE\\_LOS\\_MACIZOS\\_ROCOSOS\\_SEG%3%9AN\\_BIENIAWSKI\\_BARTON\\_HOEK\\_Y\\_BROWN\\_ROMANA](https://www.academia.edu/17400474/CLASIFICACIONES_GEOMECA%3%81NICA_DE_DE_LOS_MACIZOS_ROCOSOS_SEG%3%9AN_BIENIAWSKI_BARTON_HOEK_Y_BROWN_ROMANA)
7. HINOSTROZA, Madjer. Parámetros geomecánicos en la evaluación del macizo rocoso para el diseño del tajeo de producción veta travieso en la Unidad Huarón - Pan American Silver Huarón S.A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cerro de Pasco - Perú : Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2019, 114 pp.

## **ANEXOS**




## Anexo 2

### Matriz de operacionalización de variables

Variable	Concepto	Dimensión	Unidad
Independiente	El análisis geomecánica de un macizo rocoso, permite estimar su comportamiento ante los esfuerzos generados por diversas obras de ingeniería, como presas, excavaciones superficiales o subterráneas	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Parámetros geomecánicos y condiciones específicas del yacimiento</li> <li>➤ Resistencia a la compresión y la presencia de diaclasas</li> <li>➤ Radio hidráulico</li> <li>➤ Número de estabilidad</li> </ul>	<p>S/U</p> <p>MPa</p> <p>S/U</p> <p>S/U</p>
Dependiente	Es una técnica empleada para el dimensionamiento de tajeos geomecánico de tajeos, esta ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño subterráneo.	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Largo</li> <li>➤ Ancho</li> <li>➤ Alto</li> </ul>	<p>m</p> <p>m</p> <p>m</p>

## Anexo 3

### Ensayos

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA		Sección Ingeniería de Minas		 <b>PUCP</b>					
<b>ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL</b>									
Se ensayaron 4 testigos de la muestra de desmonte entregada y 6 testigos de las muestras de mineral entregados por el cliente. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.									
A continuación se presentan los resultados obtenidos:									
Muestra	Probeta	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (kN)	$\sigma_{1max}$ (MPa)	$\sigma_3$ (MPa)	Angulo de Fricción interno (°)	Cohesión (MPa)	$m_2$
Desmonte	A	5.39	11.63	52400.00	225.21	8.00	39.2	12.2	43.81
	B	5.39	11.51	48200.00	207.16	10.00 (*)			
	C	5.39	11.65	65000.00	279.36	12.00			
	D	5.39	11.53	44000.00	189.11	6.00 (*)			
Desmonte	Comp. Simple	5.39	11.47	18600.00	79.94	0.00 (*)			
(*) Valores utilizados para hallar el $m_2$ , el ángulo de fricción interno (°) y la cohesión (c)									
Mineral	A	5.39	11.77	65200.00	280.22	10.00	53.8	18.5	21.14
	B	5.39	11.72	56800.00	244.12	12.00 (*)			
	C	5.39	11.78	53200.00	228.65	14.00			
	A	5.39	11.58	31200.00	134.09	4.00 (*)			
	B	5.39	11.49	52000.00	223.49	6.00			
	C	5.39	11.74	39000.00	167.62	8.00 (*)			
Mineral	Comp. Simple	5.39	11.51	30400.00	130.65	0.00 (*)			
(*) Valores utilizados para hallar el $m_2$ , el ángulo de fricción interno (°) y la cohesión (c)									

Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 6000, 6001  
F: (511) 626 2832  
www.pucp.edu.pe/secc/minas

### ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C97-02, dando los siguientes resultados:

Muestra	Area (cm <sup>2</sup> )	Altura (cm)	Densidad Seca (g/cm <sup>3</sup> )	Densidad Húmeda (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (kN/m <sup>3</sup> )
VPD250-2015 EPF	4.44	1.97	2.43	2.50	6.92	2.85	24.32
	4.44	2.04	2.42	2.50	7.38	3.04	24.31
	4.44	1.99	2.42	2.50	7.95	3.29	24.30
<i>Promedio</i>			2.42	2.50	7.42	3.06	24.31

### ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2664, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Confin. $\sigma_3$ (MPa)	Esfuerzo rotura $\sigma_1$ (MPa)	Resisten. Compres. Uniaxial (MPa)	Constante "m"	Cohesión (MPa)	Ang. de Fricción Interno (°)
VPD250-2015 ETX-1	4.44	8.99	2	88.30	73.51	13.02	15.35	45.76
	4.44	8.99	4	98.39				
	4.44	8.96	6	112.51				
VPD250-2015 ETX-2	4.43	9.09	2	86.76	73.62	9.93	16.53	42.25
	4.43	9.04	4	91.38				
	4.43	7.77	6	107.18				
VPD250-2015 ETX-3	4.43	8.95	2	69.25	60.08	13.77	13.52	44.34
	4.43	8.99	4	99.31				
	4.43	8.92	6	91.82				





## UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica  
Laboratorio de Mecánica de Rocas

Informe: N° 179/15/LMR/UNI  
Empresa: PAN AMERICAN SILVER HUARON S.A.  
Proyecto: "VETA POZO D"  
Fecha: 20/08/2015

### ENSAYO DE CONSTANTES ELASTICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D7012, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Resist. a la Compresión Uniaxial (MPa)	Módulo de Young "E" (GPa)	Relación de Poisson "ν"
VPD250-2015 ECS	4.44	8.93	69.8	12.61	0.24

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



### ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm.)	Altura (cm.)	Carga (KN.)	Resistencia a la Compresión Simple (Kg./cm <sup>2</sup> )	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
<i>CJH180 2014</i>	4.46	9.39	181.30	1193.79	116.99

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ( $l_0/d_0 = 2$ )

### ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Los ensayos se realizaron según norma ASTM 2664-95, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm.)	Altura (cm.)	Carga (Kg.)	Confin. (MPa)	Resistencia (MPa)	mi	Angulo de Fricción Interno (°)	Cohesión (MPa)
	4.91	9.86	28986.0	2	150.1	18.03	51.66	23.26
<i>CJH180 2014</i>	4.95	10.12	32802.6	4	167.5			
	4.93	9.91	35662.4	6	183.2			



**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02

Los resultados son los siguientes:

Muestra	Probeta	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Volumen (cm <sup>3</sup> )	Volumen Vacíos	Densidad Seca (gr/cm <sup>3</sup> )	Densidad Saturada (gr/cm <sup>3</sup> )	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
Caja Techo	A	149.22	97.78	148.89	51.44	0.33	2.89	2.90	0.64	0.22
	B	135.27	86.41	133.23	48.86	2.04	2.73	2.77	4.18	1.53
	C	136.16	86.58	135.97	49.58	0.19	2.74	2.75	0.38	0.14
							2.79	2.81	1.73	0.63
Caja Piso	A	188.93	117.31	187.04	71.64	1.91	2.61	2.64	2.67	1.02
	B	174.30	107.78	172.30	66.52	2.00	2.59	2.62	3.01	1.16
	C	177.26	110.32	175.24	66.94	2.02	2.62	2.65	3.02	1.15
							2.61	2.64	2.90	1.11
Mineral	A	133.08	80.99	131.66	52.09	1.42	2.53	2.55	2.73	1.08
	B	133.76	81.58	132.84	52.18	0.92	2.55	2.56	1.76	0.69
	C	120.92	75.10	120.12	45.82	0.80	2.62	2.64	1.75	0.67
							2.56	2.59	2.08	0.81

### ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm.)</i>	<i>Altura (cm.)</i>	<i>Carga (Kg.)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (Kg./cm<sup>2</sup>)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (MPa)</i>
<i>M-1</i>	4.25	6.54	10890	739.92	72.51
<i>M-2</i>	4.27	8.49	8150	568.71	55.73
<i>M-3</i>	4.28	8.52	12100	840.53	82.37

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ( $l/D = 2$ )

### ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm.)</i>	<i>Altura (cm.)</i>	<i>Densidad Seca (gr./cm<sup>3</sup>)</i>	<i>Densidad Húmeda (gr./cm<sup>3</sup>)</i>	<i>Porosidad Aparente (%)</i>	<i>Absorción (%)</i>	<i>Peso Específico Aparente (KN/m<sup>3</sup>)</i>
<i>M-1</i>	4.28	2.64	2.45	2.52	7.37	3.01	24.03
<i>M-2</i>	4.28	6.35	2.89	2.90	1.13	0.39	28.31
<i>M-3</i>	4.26	4.35	2.77	2.79	1.39	0.50	27.19

#### ENSAYO DE CORTE DIRECTO

Los ensayos se realizaron sobre discontinuidad Simulada con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D 5607-95

Se obtuvieron los siguientes resultados:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm.)</i>	<i>Área (cm<sup>2</sup>)</i>	<i>Ángulo de Fricción Residual (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>
<i>M-1</i>	<i>Irregular</i>	<i>32.32</i>	<i>28.56</i>	<i>0.150</i>
<i>M-2</i>	<i>5.69</i>	<i>25.42</i>	<i>28.75</i>	<i>0.040</i>
<i>M-3</i>	<i>Irregular</i>	<i>26.44</i>	<i>28.21</i>	<i>0.099</i>

#### ENSAYOS DE CONSTANTES ELASTICAS

los ensayos se realizaron según la norma ASTM D3148-86.

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm.)</i>	<i>Altura (cm.)</i>	<i>Modulo de Young (GPa)</i>	<i>Relación de Poisson</i>
<i>M-1</i>	<i>5.52</i>	<i>10.95</i>	<i>12.16</i>	<i>0.28</i>
<i>M-2</i>	<i>4.26</i>	<i>8.45</i>	<i>6.32</i>	<i>0.39</i>
<i>M-3</i>	<i>4.25</i>	<i>8.52</i>	<i>8.46</i>	<i>0.33</i>

**ENSAYO TRIAXIAL**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2664-86.

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Nº de Testigo</i>	<i>Presión de Confinamiento (MPa)</i>	<i>Diámetro (cm.)</i>	<i>Altura (cm.)</i>	<i>Carga (Kg.)</i>	<i>mi</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	<i>Áng. Fricción (°)</i>
<i>M-1</i>	<i>1</i>	<i>2</i>	<i>4.28</i>	<i>7.21</i>	<i>10955</i>			
	<i>2</i>	<i>4</i>	<i>4.28</i>	<i>7.56</i>	<i>12780</i>			
	<i>3</i>	<i>6</i>	<i>4.28</i>	<i>7.30</i>	<i>14500</i>	<i>13.60</i>	<i>12.60</i>	<i>45.38</i>
<i>M-2</i>	<i>1</i>	<i>2</i>	<i>4.28</i>	<i>8.56</i>	<i>9270</i>			
	<i>2</i>	<i>4</i>	<i>4.26</i>	<i>8.55</i>	<i>10915</i>			
	<i>3</i>	<i>6</i>	<i>4.29</i>	<i>8.44</i>	<i>12680</i>	<i>13.40</i>	<i>10.92</i>	<i>44.46</i>
<i>M-3</i>	<i>1</i>	<i>2</i>	<i>4.29</i>	<i>7.23</i>	<i>14350</i>			
	<i>2</i>	<i>4</i>	<i>4.27</i>	<i>7.56</i>	<i>16415</i>			
	<i>3</i>	<i>6</i>	<i>4.27</i>	<i>7.32</i>	<i>18755</i>	<i>17.90</i>	<i>14.68</i>	<i>49.83</i>

Nota:

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.

Ing. Mario Cedron Lassus  
Coordinador de la Sección Minas  
Sección Ingeniería de Minas

### ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938-95

Los resultados son los siguientes:

Nombre	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm <sup>2</sup> )	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
CT	5.50	11.34	29,000.00	1,221.25	119.77
CP	5.50	11.33	26,400.00	1,111.75	109.03

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ( $l_D = 2$ )

### ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02

Los resultados son los siguientes:

Muestra	Densidad Seca (gr/cm <sup>3</sup> )	Densidad Saturada (gr/cm <sup>3</sup> )	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
CT	2.60	2.63	2.43	1.22
CP	2.58	2.62	3.58	1.65

**ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL**

Se ha ensayado 3 testigos por cada muestra entregada. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Altura (cm)</i>	<i>Esfuerzo Vertical (MPa)</i>	<i>Esfuerzo de Confinamiento (MPa)</i>	<i>Angulo de Fricción Interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>
<i>CP</i>	5.50	11.20	106.55	2	54.64	3.291
	5.50	11.40	110.68	4		
	5.50	11.40	115.64	6		
<i>CT</i>	5.50	10.70	113.90	2	55.25	3.413
	5.50	11.30	130.41	4		
	5.50	11.50	164.25	6		

**ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS**

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Altura (cm)</i>	<i>Módulo de Elasticidad (kg/cm<sup>2</sup>)</i>	<i>Constante de Poisson (ν)</i>
<i>CT</i>	5.50	10.90	421,017.00	0.40
<i>CP</i>	5.50	10.18	421,119.00	0.10



**ENSAYOS DE CORTE DIRECTO**

Los ensayos se realizaron sobre discontinuidad simulada con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D 5607-95

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Área (cm<sup>2</sup>)</i>	<i>Ángulo de Fricción Residual (°)</i>
<i>CP</i>	<i>5.50</i>	<i>23.74</i>	<i>37.91</i>
<i>CT</i>	<i>5.5</i>	<i>23.74</i>	<i>28.71</i>

Nota:

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.