



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**ESTUDIO GEOTÉCNICO DE TALUDES EN UNA MINA A TAJO
ABIERTO, PARA DETERMINAR PARÁMETROS DE DISEÑO
MINERO**

TESIS

PRESENTADA POR:

MOISÉS QUISPE LLUTTARI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2024



NOMBRE DEL TRABAJO

**ESTUDIO GEOTÉCNICO DE TALUDES EN
UNA MINA A TAJO ABIERTO, PARA DET
ERMINAR PARÁMETROS DE DISEÑO MI
NER**

AUTOR

Moisés Quispe Lluttari

RECuento DE PALABRAS

24514 Words

RECuento DE CARACTERES

131013 Characters

RECuento DE PÁGINAS

134 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

3.0MB

FECHA DE ENTREGA

Sep 16, 2024 7:31 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Sep 16, 2024 7:33 AM GMT-5

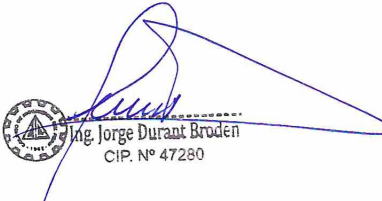

● **8% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 7% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 5% Base de datos de trabajos entregados
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 10 palabras)


 **Ing. Jorge Durant Brodén**
CIP. N° 47280


 **Dr. Americo Arizaca Ayalos**
Director de la Unidad de Investigación
Facultad de Ingeniería de Minas

Resumen



DEDICATORIA

A Dios.

Moises Quispe Lluttari



AGRADECIMIENTOS

A Dios.

Moisés Quispe Lluttari



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	16
ABSTRACT.....	17
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	18
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	19
1.2.1. Pregunta general	19
1.2.2. Preguntas específicas	19
1.3. HIPÓTESIS DEL TRABAJO.....	20
1.3.1. Hipótesis general.....	20
1.3.2. Hipótesis específicas.....	20
1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	20
1.4.1. Objetivo general.....	20
1.4.2. Objetivos específicos	21
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	21



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	23
2.2. GEOLOGÍA	28
2.2.1. Geología regional.....	28
2.2.2. Geología local	29
2.2.2.1. Beneficios del sistema de gestión de seguridad y salud.....	30
2.2.2.2. Alteración hidrotermal	33
2.2.3. Hidrogeología	36
2.2.4. Clima e hidrología	37
2.2.5. Sismología	38
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....	39
2.3.1. Parámetros de calidad del macizo rocoso	39
2.3.2. Clasificación geomecánica de la roca.....	41
2.3.3. Macizo rocoso.....	42
2.3.4. Factor de seguridad.....	42
2.3.5. Probabilidad de falla	43
2.3.6. Estudio geotécnico.....	45
2.3.7. Componentes geométricos de los taludes mineros	45

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN	47
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA	48
3.2.1. Población	48
3.2.2. Muestra	48



3.3. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	49
3.4. VARIABLES	49
3.4.1. Variable independiente (V.I.)	49
3.4.2. Variable dependiente (V.D.).....	49
3.5. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE INFORMACIÓN	50
3.5.1. Microsoft Excel.....	50
3.5.2. Dips de Rocscience	50
3.5.3. Rocdata de Rocscience	50
3.5.4. Slide de Rocscience	51
3.5.5. Leapfrog geo de Seequent.....	51
3.5.6. Sblock	52

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. EVALUACIÓN DE PROPIEDADES GEOTÉCNICAS.....	53
4.1.1. Unidades geotécnicas básicas	54
4.1.2. Base de datos geotécnicos.....	57
4.1.3. Revisión de la Información geotécnica.....	58
4.1.3.1. Revisión de la estimación del RQD	60
4.1.3.2. Calibración de valores de carga puntual (PLT).....	60
4.1.3.3. Revisión de la resistencia estimada de los materiales	62
4.1.3.4. Revisión del espaciamiento de las discontinuidades.....	64
4.1.4. Propiedades de materiales argílicos y rocas blandas	65
4.1.4.1. Análisis granulométrico y límites de Atterberg	67
4.1.4.2. Ensayos de compresión no confinada	70



4.1.4.3.	Ensayos de corte directo y triaxiales CU con medición de poros	71
4.1.5.	Resistencia de la roca intacta	73
4.1.5.1.	Propiedades de la roca intacta	75
4.1.5.2.	Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)	76
4.1.5.3.	Resistencia a la compresión triaxial (Tx)	79
4.1.5.4.	Resistencia a la tracción indirecta	81
4.1.5.5.	Estimación de los parámetros “mi” y “ σ_{ci} ” de la roca	82
4.1.6.	Parámetros de calidad del macizo rocoso	84
4.1.7.	Modelo de Resistencia del Macizo Rocosos	90
4.1.8.	Clasificación de la información geotécnica	93
4.1.9.	Modelo estructural	95
4.1.9.1.	Modelo de fallas mayores	95
4.1.9.2.	Dominios estructurales	97
4.1.9.3.	Sistemas estructurales	98
4.2.2.1.	Resistencia de las discontinuidades menores	99
4.2.	PARÁMETROS DE DISEÑO MINERO.....	101
4.2.1.	Criterios de diseño	101
4.2.2.	Diseño y análisis de estabilidad de taludes	103
4.2.2.1.	Análisis equilibrio límite	103
4.2.2.2.	Revisión de estabilidad cinemática	108
4.2.3.	Diseño geotécnico propuesto	113
4.3.	OPORTUNIDADES DE MEJORA DE INFORMACIÓN	115
4.3.1.	Distribución de sondajes	115
4.3.2.	Requerimientos de información geotécnica y estructural	116



4.3.3. Actualización de modelos de fallas mayores	117
4.3.4. Modelo geoestadístico de RQD y dureza	117
4.3.5. Análisis de estabilidad y de riesgos geotécnicos	118
V. CONCLUSIONES.....	119
VI. RECOMENDACIONES.....	120
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	121
ANEXOS.....	124

ÁREA: Ingeniería de Minas

TEMA: Mecánica de rocas, geomecánica y geotecnia

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 18 de septiembre del 2024



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 Parámetros meteorológicos.....	37
Tabla 2 Peligro sísmico.....	38
Tabla 3 Parámetros (*) del macizo rocoso (Bieniawski Z. T., 1976).....	40
Tabla 4 FS sugeridos, excavaciones subterráneas según el plazo de estabilidad	43
Tabla 5 Unidades geotécnicas para el tajo Yero	56
Tabla 6 Factores de ajuste de ensayos PLT y Fx K – tajo Yero	62
Tabla 7 Ensayos de laboratorio disponibles, altamente alterados y zonas de falla.....	67
Tabla 8 Análisis granulométrico, altamente alterados y zonas de falla	67
Tabla 9 Ensayos de resistencia, altamente alterados y zonas de falla	70
Tabla 10 Ensayos triaxiales CU (*), altamente alterados	71
Tabla 11 Ensayos de laboratorio por UGB disponibles, tajo Yero.....	74
Tabla 12 Resumen de base de datos UCS, cantidades totales y válidos.....	76
Tabla 13 Resumen estadístico de valores UCS, tajo Yero.....	79
Tabla 14 Resumen de ensayos triaxiales	80
Tabla 15 Resultados de resistencia a la tracción indirecta, tajo Yero.....	81
Tabla 16 Constantes m_i y σ_{ci} estimados para roca intacta	83
Tabla 17 Parámetros por UGB, mapeo geotécnico, tajo Yero.....	85
Tabla 18 Parámetros por UGB, logueo geotécnico, tajo Yero, 1 de 2.....	86
Tabla 19 Parámetros por UGB, logueo geotécnico, tajo Yero, 2 de 2.....	87
Tabla 20 Criterios de resistencia al corte del macizo rocoso, UGB	92
Tabla 21 Información geotécnica (%), fase tajo final, tajo Yero.....	94
Tabla 22 Base de datos estructural.....	97
Tabla 23 Dominios estructurales, tajo Yero	99



Tabla 24	Ensayos de corte directo disponibles, tajo Yero	100
Tabla 25	Funciones de resistencia al corte de las discontinuidades menores	101
Tabla 26	Criterios de aceptabilidad (CSIRO, 2009)	102
Tabla 27	Resumen de factores de seguridad, tajo Yero	107
Tabla 28	Resumen del análisis de riesgo cinemático, tajo Yero	110
Tabla 29	Resumen de resultados de análisis banco-berma, tajo Yero	112
Tabla 30	Recomendaciones de diseño de taludes – tajo Yero	113



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 Argílica avanzada - tajo Yero.....	35
Figura 2 Argílica - tajo Yero	35
Figura 3 Distribución de las unidades geotécnicas básicas – tajo Yero	56
Figura 4 Sondajes con información geotécnica - tajo Yero.....	58
Figura 5 Calibración de valores PLT - Alteración argílica avanzada tajo Yero.....	62
Figura 6 Revisión valores de resistencia en campo, argílica avanzada	63
Figura 7 Espaciamiento de discontinuidades Vs RQD - Argílica – tajo Yero	65
Figura 8 Curvas granulométricas, altamente alterados y zonas de falla, tajo Yero....	68
Figura 9 Curvas granulométricas, altamente alterados y zonas de falla.....	68
Figura 10 Límites de Atterberg, altamente alterados y zonas de falla.....	69
Figura 11 Ángulo de fricción efectivo VS Índice de plasticidad - Terzaghi et al	70
Figura 12 Esfuerzos efectivos de ensayos triaxiales CU (*), altamente alterados	72
Figura 13 Esfuerzos totales de ensayos de corte directo, altamente alterados	73
Figura 14 Clasificación de las propiedades de roca intacta, tajo Yero	75
Figura 15 UCS, AA en la zona tajo Yero	78
Figura 16 Laboratorio UCS para cada unidad de roca, tajo Yero	78
Figura 17 Triaxial, tajo Yero, alteración Argílica	80
Figura 18 Constantes m_i y σ_{ci} , A (morado) y AA (verde), tajo Yero.....	83
Figura 19 Logueo geotécnico, tajo Yero, RQD y RMR76.....	88
Figura 20 Logueo geotécnico, tajo Yero, R y FF/m.....	89
Figura 21 Criterio generalizado de Hoek-Brown (Hoek et al.,2002)	90
Figura 22 Clasificación de materiales Clase I y II, tajo Yero.....	95



Figura 23	Modelo de fallas mayores - Vista en planta - sistemas de fallas.....	96
Figura 24	Modelo de fallas mayores – Vista en planta - estructuras proyectadas.....	96
Figura 25	Modelo de fallas mayores - Vista en planta - sistemas de fallas.....	98
Figura 26	Envolvente de Falla No-Lineal, Discontinuidades menores, tajo Yero	101
Figura 27	Potenciales mecanismos de falla, taludes.....	104
Figura 28	Secciones de análisis, fase tajo final, tajo Yero	105
Figura 29	Análisis de estabilidad, sección 02, tajo Yero.....	107
Figura 30	Sectores de diseño – tajo Yero	114



ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
ANEXO A Listado de Sondajes Geotécnicos	124
ANEXO B Listado de Estaciones Geomecánicas	125
ANEXO C Base de datos logueo geotécnico	126
ANEXO D Base de datos de ensayos de laboratorio en rocas y suelo.....	127
ANEXO E Calibración de valores de Carga Puntual (PLT).....	128
ANEXO F Estimación de las Propiedades de la Roca Intacta.....	129
ANEXO G Caracterización geotécnica del macizo rocoso	130
ANEXO H Análisis de estabilidad (programa Slide) 1 de 2	131
ANEXO H Análisis de estabilidad (programa Slide) 2 de 2	1312
ANEXO I Declaración jurada de autenticidad de tesis.....	133
ANEXO J Autorización para el depósito de tesis en el Repositorio Institucional .	1334



ACRÓNIMOS

BFA	: Ángulo de talud de banco
Cm	: Centímetro
Cfm	: Pies cúbicos por minuto
D	: Factor de daño por voladura
E	: Módulo de Young (elastic constant)
FoS	: Factor of seguridad
ff/m	: Frecuencia de fracturas por metro
FS	: Factor de seguridad
ft	: Pie (feet)
GSI	: Índice de resistencia geológico (geological strength index)
IRS	: Resistencia de la roca intacta
Masl (m s.n.m.)	: Metro sobre el nivel del mar
MPa	: Mega pascal
PoF	: Probabilidad de falla
RCS	: Resistencia a la compresión simple
RQD	: Descripción de calidad de roca (Rock Quality Designation)
RMR	: Calidad de macizo rocoso (Rock Mass Rating)
SRF	: Strength Reduction Factor
UCS	: Resistencia a la compresión uniaxial
v	: Coeficiente de poisson



RESUMEN

Esta tesis da a conocer el proceso por el cual se realiza la evaluación de un tajo a cielo abierto en el aspecto geomecánico, para así definir los parámetros de diseño minero que incluyen: factores de seguridad; anchos de berma; ángulos de las caras de banco, interrampa y global. Se utilizó información geotécnica, se definieron distintos dominios geotécnicos y estructurales. Se estableció unidades geotécnicas básicas (UGBs) que son sectores donde el macizo rocoso tiene y/o tendrá un comportamiento característico, definidas por el tipo de alteración hidrotermal y grado de meteorización presente en la roca. Se utilizó 11 perforaciones diamantinas, longitud total de 1650 m. Total, 20 estaciones geomecánicas. Caracterización geomecánica, RMR de Bieniawski (1976): roca clase V y III (muy mala a regular); RQD, Deere (1964): pobre a muy pobre (25-50, 0-25). Resultados de laboratorio: roca intacta, total de ensayos: 47 UCS con valor promedio de Arg Avanz 13.80 Mpa; 10 triaxiales con valores promedio de $m_i=11$ y $\sigma_{ci}=12$; 56 tracción indirecta con valor promedio de Arg=0.6 Mpa y 192 PLT, Arg 150=1.13 Mpa. El mecanismo de falla que controla el diseño es la estabilidad a nivel interrampa, la cinemática dominante a nivel interrampa y de banco el tipo circular o planar, y los mecanismos tipo cuña o volcamiento (toppling) desempeñando un rol de menor criticidad. Se utilizó el análisis cinemático para la orientación de las caras de cada talud y se estableció los ángulos de diseño en cada unidad geotécnica mediante el método de equilibrio límite utilizando el software Slide v.9.019; Leapfrog geo de Seequent para el modelamiento geológico 3D y Sblock para el análisis probabilístico en taludes. El análisis de estabilidad incluyó condiciones estáticas y pseudoestáticas a nivel interrampa y global, el factor de seguridad varía entre 1 y 1.57; finalmente se definió los parámetros de diseño minero: alturas de banco-berma entre 8 a 16 m; ángulos banco-berma 60° a 65°.

Palabras Clave: Alteración hidrotermal, Caracterización geomecánica, Diseño geotécnico, Estabilidad de talud.



ABSTRACT

This thesis presents the process by which the evaluation of an open pit is carried out in the geomechanical aspect, to define the mining design parameters that include safety factors; berm widths; bench face angles, interburden and overall. Geotechnical information was used, and different geotechnical and structural domains were defined. Basic geotechnical units (GBUs) were established, which are sectors where the rock mass has and/or will have a characteristic behavior, defined by the type of hydrothermal alteration and degree of weathering present in the rock. We used 11 diamond drill holes, total length of 1650 m. Total, 20 geomechanical stations. Geomechanical characterization, RMR of Bieniawski (1976): rock class V and III (very poor to fair); RQD, Deere (1964): poor to very poor (25-50, 0-25). Laboratory results: intact rock, total tests: 47 UCS with average value of σ_{c1} 13.80 Mpa; 10 triaxial with average values of $m_i=11$ and $\sigma_{c1i}=12$; 56 indirect tension with average value of $\sigma_{t1}=0.6$ Mpa and 192 PLT, $\sigma_{t10}=1.13$ Mpa. The failure mechanism that controls the design is the stability at the interrampa level, with the dominant kinematics at the interrampa and bench level being the circular or planar type, and the wedge or toppling mechanisms playing a less critical role. Kinematic analysis was used for the orientation of the faces of each slope and design angles were established for each geotechnical unit by the limit equilibrium method using Slide v.9.019 software; Seequent's Leapfrog geo for 3D geological modeling and Sblock for probabilistic slope analysis. The stability analysis included static and pseudo-static conditions at the interburden and global levels, the factor of safety varies between 1 and 1.57; finally, the mining design parameters were defined: bank-berm heights between 8 to 16 m; bank-berm angles 60° to 65°.

Keywords: Hydrothermal alteration, Geomechanical characterization, Geotechnical design, Slope stability.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

La estabilidad de taludes es parte del problema principal en la elaboración y diseño de minas a tajo abierto, como el punto de vista económico, así como el de seguridad. El colapso de taludes ocasiona pérdidas humanas y múltiples daños materiales en la actividad minera, en pérdidas que significan cuantiosos montos de dinero año tras año en el Perú y en varios lugares del mundo. Determinan el pare parcial o total de los proyectos.

Todo estudio geotécnico es afectado por los factores geológicos de acuerdo al grado de complejidad, también afecta la seguridad y viabilidad del proyecto condicionando técnica y económicamente las obras de ingeniería, estos factores causan la mayoría de problemas geotécnicos como por ejemplo, inestabilidad, filtraciones, rotura en taludes, subsidencia etc. relacionados a estructuras geológicas como fallas, fracturas ,pliegues, foliación etc. presentándose condiciones geotécnicas favorables y desfavorables, por tanto resulta evidente que en todo estudio geotécnico es necesario partir del conocimiento geológico, interpretando la geología desde la ingeniería geológica, para determinar y predecir el comportamiento del terreno (Rodríguez, 2019).

La mina está en su tercera fase de minado, en el tajo Sur existen sectores de taludes compuestos por estratos de suelos y tienen una potencia superior a los 100 metros de altura. Este riesgo se incrementa, se registraron pequeños deslizamientos por condiciones de saturación de estratos o por vibraciones producto de las voladuras (Mendoza, 2016).

El proyecto Angostura, Santander, Colombia, lleva varios años con trabajos exploratorios, el recogimiento de datos de geotecnia se realizó de manera ineficiente y



tiene cierta influencia negativa en las investigaciones. Se tardó en realizar las investigaciones geotécnicas en Angostura, no se tuvo un adecuado control al momento de realizar el registro geotécnico en los sondajes. No utilizaron cores para realizar el registro geotécnico, porque estos se utilizaron en los análisis químicos, los destruyeron. Esto fue una limitación para la caracterización del macizo rocoso (Salas, 2011).

Dada la gran relevancia de este estudio, su ejecución ha sido fundamental, lo que nos permitió formular las siguientes preguntas de investigación.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Pregunta general

¿Cómo se determina los parámetros de talud para el diseño minero de una mina a tajo abierto?

1.2.2. Preguntas específicas

¿Cuáles son las propiedades mecánicas y geotécnicas de los materiales que componen los taludes en la mina?

¿Cómo afectan las condiciones geológicas y la presencia de agua en la estabilidad de los taludes?

¿Qué parámetros de diseño minero son necesarios para optimizar la estabilidad y la seguridad de los taludes?



1.3. HIPÓTESIS DEL TRABAJO

1.3.1. Hipótesis general

La estabilidad de los taludes en una mina a tajo abierto nos permite la determinación precisa de los parámetros geotécnicos para diseñar medidas de estabilización más efectivas y seguras.

1.3.2. Hipótesis específicas

Las propiedades mecánicas de los materiales geológicos, como la cohesión y el ángulo de fricción interna, afectan significativamente la estabilidad de los taludes.

La presencia de agua en los taludes altera las propiedades geotécnicas del terreno, aumentando el riesgo de inestabilidad.

La aplicación de parámetros de diseño minero adecuados, basados en un estudio geotécnico detallado, puede reducir significativamente los riesgos asociados a la estabilidad de los taludes.

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Objetivo general

Realizar un estudio geotécnico de los taludes en una mina a tajo abierto para determinar los parámetros de diseño minero necesarios para garantizar la estabilidad y seguridad de los taludes.



1.4.2. Objetivos específicos

Evaluar las propiedades geotécnicas de los materiales que componen los taludes, incluyendo la cohesión y el ángulo de fricción interna.

Analizar el impacto de las condiciones geológicas y la presencia de agua en la estabilidad de los taludes.

Determinar los parámetros de diseño minero adecuados para optimizar la estabilidad de los taludes, considerando los datos geotécnicos recopilados.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La importancia de esta tesis radica en el conocimiento de las condiciones geotécnicas y geomecánicas del macizo rocoso para determinar los parámetros de diseño minero para una mina a cielo abierto; para este fin se realiza la caracterización geotécnica con los datos obtenidos en campo a partir de logeo geotécnico, mapeo de estaciones geomecánicas y línea de detalle, con estos valores se definen las unidades geotécnicas las cuales presentan similares comportamientos y características; se definen los valores de resistencia a la compresión uniaxial (UCS), RMR, Q de Barton y RQD. También se definen los dominios estructurales presentes en la zona de futura explotación del tajo, posteriormente se definen los sectores de diseño que componen los anchos de berma y ángulos de cara de talud y bancos, interrampas y globales en los sectores de interés.

En este punto, los parámetros de diseño minero obtenidos deben tener buen respaldo como datos input con el objetivo de cumplir un buen papel a la hora de ser empleados en el diseño, para la operación minera, que involucre la seguridad del personal y equipos durante el tiempo en que se realicen los trabajos de explotación en la mina, deben de ofrecernos un nivel de riesgo aceptable.



Para el cumplimiento de la estabilidad geotécnica de los taludes del tajo abierto, se utilizó el análisis con el método de equilibrio límite con el uso de software Slide2 v.9.019 de la casa Rocscience 2021, teniendo como objetivo estimar el factor de seguridad, que presenta la superficie de falla más crítica, en base a la evaluación tanto de fallas profundas (Deep-seated) que pudieran comprometer la estabilidad global del talud, así como el caso de fallas que comprometan la estabilidad a nivel interrampa y también observar la estabilidad en las paredes del talud.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Hernández & Torres (2020), realizaron un análisis de confiabilidad en la estabilidad del talud en la vía de evitamiento denominado Zarumilla. En donde hizo estudios en 4 taludes para hallar el factor de seguridad en condiciones estáticas y pseudoestáticas utilizando el software Slide 6.0. Se realizó la comparación de resultados de 4 taludes, como resultado se obtuvo una probabilidad de falla del 6% siendo un valor muy bajo, probablemente se utilicen micropilotes; se reducirá los costos de inversión adicionales para el cual se determinó un tramo de 8 m, en los bulones, de los cuales tenemos resultados de 0 % en condiciones estáticas y $< 0.4\%$ en condiciones pseudoestáticas, estos valores permitirán la validación del diseño propuesto.

Jurado & Pérez (2019), mencionan al método destructivo y no destructivo que puedan permitir obtener de una manera más precisa parámetros geotécnicos para evaluar un talud en Miraflores por la costa verde. Se utilizó información de la Municipalidad de Miraflores, el Instituto Geofísico del Perú (IGP), Programa de Ciudades Sostenibles (PCS) y otros. Utilizando calicatas para el método destructivo para conseguir parámetros geotécnicos en el análisis de estabilidad de taludes, se tomaron muestras de laboratorio, para realizar ensayo de corte directo. Por otro lado, se realizó el método no destructivo que permitió obtener valores de resistencia utilizando la refracción sísmica que permitió obtener valores de resistencia en tres columnas estratigráficas.



Manrique & Tigrero (2019), evalúan la estabilidad de talud analizando geomecánicamente los estratos rocosos de alta criticidad. En la zona de interés se presentan problemas de deslizamiento constantemente, se acrecienta con las lluvias, y terremoto. Se identificaron las litologías presentes. Como resultado es necesario la estabilización del talud construyendo gaviones para la reducción de factores erosivos al pie de acantilados, y utilización de capas protectoras en las costas que reducirán la potencia de las olas que producen al golpear al macizo rocoso.

Rodríguez (2019), enfatiza el rol importante de los estudios geotécnicos en terreno de obras mineras y civiles utilizando métodos, técnicas, ensayos, también análisis y el modelamiento de suelos o rocas y aspectos geológicos. Los factores geológicos según su complejidad perjudican la seguridad y que el proyecto sea viable, limitando el proyecto de ingeniería. Son factores relevantes en problemas geotécnicos como, mencionamos la inestabilidad, filtraciones, subsidencia etc. relacionados a estructuras geológicas: fallas, fracturas, pliegues, foliación etc. Existen condiciones geotécnicas favorables y desfavorables. Es recomendación que todo estudio geotécnico debe poseer información y conocimiento geológico, para estimar y predecir el comportamiento del macizo rocoso. Se trabajo en suelos y rocas componentes de la masa rocosa, realizando perforación y utilización de resultados de laboratorio, determinando así los parámetros de resistencia por unidad de litología, también se identificaron las estructuras, información que se utilizó para las clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso. Se obtuvieron los siguientes resultados: ángulos de fricción se encuentran en los rangos de 32° a 34° , para cohesión rango de valor entre 0.1 y 0.5 MPa, para las principales unidades. En el análisis. En el análisis cinemático se



debe utilizar valores en el rango de ($\phi=30^\circ$ y $C=0\text{KPa}$), se carece de información suficiente. Se identificaron tres principales sistemas de estructuras mayores (fallas): NO-SE, NE-140 SO y E-O. Y en el análisis cinemático, Tajo Norte no existen controles estructurales para fallas de tipo planar en los bancos de ángulos cara de 63° ; por tal motivo se recomendó verificar las cuñas que se forman en la intersección de las fallas L3 y NE2 (plunge = 59°) pared Suroeste.

Romero (2018), determino las características geológicas y estimación de evaluación geomecánica del macizo rocoso, obtuvo la valoración de RMR, teniendo como valores: rocas de clase regular, media y buena, por sector mineralizado. Como resultado de los análisis realizados se tiene valores estables de factores de seguridad mayores a uno, en condición estática y pseudoestática, en sectores con valores menores a uno se aplicarán controles, por ejemplo, desquinchando ciertos bloques para eludir la caída de rocas, en conclusión, los taludes son estables y requieren sostenimiento adicional.

Balarezo (2018), analizó la estabilidad de taludes en una zona de explotación y caracterizo geomecánicamente y geotécnicamente para definir las clases de roca, su litología la componen calizas intersectados por un dique andesítico, también presencia de discontinuidades. Para el diseño se tomó en cuenta los parámetros geomecánicos como bermas de seguridad y el ángulo de banco óptimo, en el modelamiento de los taludes globales, fueron considerados factores de resistencia y deformación utilizando el criterio de rotura de Hoek y Brown, utilizando el software Rocscience.

Mendoza (2016), realizó un estudio y determinar factores de seguridad y parámetros de diseño de taludes de suelos, 100 metros de altura, mina Antapaccay,



Cusco. Utilizo una sección que supera los criterios de aceptabilidad, $F.S > 1.3$ condiciones estáticas y $F.S > 1.0$ condiciones pseudoestáticas. Para el análisis se utilizó el equilibrio límite. En el cálculo de FS se utilizó los métodos de Bishop, Spencer y Morgenster-Price; en los cálculos se utilizaron 6 muestras de suelos de distintas zonas en el área de estudio; en el laboratorio se realizaron los ensayos de: humedad, peso específico, límites de consistencia, granulometrías, permeabilidad, corte directo, con la finalidad de identificar sus propiedades geotécnicas. Obteniendo los siguientes parámetros geométricos: 37° ángulo de banco, 28° ángulo global, 10 m. altura de banco y 4.2 m ancho de banco, se realizó también una plataforma de 20 m ancho a la mitad del talud. Los FS obtenidos: condiciones estáticas en el mínimo nivel de banco 1.937 y nivel global 1.419; en condiciones pseudoestáticas 1.525 nivel de banco y a nivel global 1.084.

López (2016), detalló la condición de estabilidad de talud en una mina caolín a cielo abierto, para el diseño final utilizó factores geomecánicos, hidrogeológicos, estructurales y tenso-deformacionales, empleó el método de equilibrio límite, llegando a valores de 60° como valores de sus ángulos, para que presenten estabilidad por cada dominio estructural componente del talud, su litología la componen esquistos y cuarcitas, para el talud Este, el ángulo a utilizar debe ser de 35° a 60° cuando se realice la secuencia de minado de caolín.

Salas (2011), señala que el objetivo del trabajo fue determinar si es viable el diseño que se propuso, mediante un análisis de estabilidad en diferentes escalas (escala de banco, escala interrampa y finalmente a escala global), se utilizaron diferentes metodologías considerando el nivel. En la escala de bancos e interrampa se realizaron análisis de estabildades cinemáticas, y en escala global se ejecutó el análisis de equilibrio límite. En esta etapa del proyecto se cuenta con los



parámetros de resistencia de las estructuras que se obtuvieron de los ensayos realizados en laboratorio; parámetros resistencia del macizo rocoso, y datos de sísmicos e hidrogeológicos; propios de estudios anteriores. En la caracterización geotécnica se definió 4 dominios estructurales. Mediante el análisis cinemático se obtuvo los ángulos interrampa para cada dominio estructural ya determinados. Se destaca que los ángulos interrampa determinados en la etapa de factibilidad tienen valores ligeramente mayores en comparación a la etapa de prefactibilidad. Existen criterios de diseño de talud en el desarrollo en mina, se establece que el diseño sugerido satisface los criterios de aceptabilidad en escalas mencionadas, para los análisis de estabilidad global realizados para verificar su cumplimiento. En estos análisis de estabilidad global se observó que la presión de poros es trascendente en la estabilidad de los taludes por sectores en la mina.

Armas (2004), menciona que, en un análisis de macizo rocoso, están intrínsecos en él, sistemas de fracturamiento, que van formados por bloques de roca representados en un sistema tridimensional con planos de discontinuidad. Discontinuidad involucra toda estructuras (falla, fractura, diaclasamiento, estratificaciones, foliaciones, entre otros) que conforman estos planos, también conocidos como fábrica estructural del macizo rocoso. Este tipo de discontinuidades existen a causa del tectonismo a la que fueron expuestas las rocas, en su estado inicial de esfuerzos. Acatando a la orientación de estos se presenta un patrón de fracturamiento que delimitara los bloques mencionados. Existen dos procesos en el análisis de estabilidad de un talud: el primero consiste en analizar la fábrica estructural en un corte realizado para ver la orientación de discontinuidades y si resulta en talud inestable. Esto se realiza utilizando análisis estereográfico en la fábrica estructural denominado Análisis Cinemático, permite



predecir falla en el talud. El segundo proceso se realiza con análisis de estabilidad por Equilibrio Límite, se realiza una comparativa de las fuerzas resistentes a la falla versus las fuerzas que causan la falla del en el talud. Como resultado tenemos Factor de Seguridad FS. Como resultado de ubicar la estructura geológica principal, podemos predecir las zonas de inestabilidad, también mejorar el planeamiento. Conocer el sistema de fracturas que definen la orientación y forma del mecanismo de falla de bloques de roca, junto a la descripción de litología, comportamiento geomecánico, se utilizan para predecir condiciones de inestabilidad de los taludes.

2.2. GEOLOGÍA

El capítulo de geología se ha desarrollado con la información técnica e información recopilada a escala regional. El modelo geológico del depósito, identificado como un sistema epitermal de alta sulfuración, está basado en tipo litológico, alteración hidrotermal y mineralización. Dentro de este depósito están emplazados los sectores con mineralización de oro y plata contenida en la zona de oxidación supérgena: Abdiel 1, 2, 3, Yero. La presente investigación ha sido enfocada en el tajo Yero, donde los niveles de óxidos representan una zonificación vertical de 100 a 150 m o hasta la cota 3850 m.s.n.m. en promedio.

2.2.1. Geología regional

El depósito se encuentra dentro del corredor Chicama-Yanacocha, en la deflexión Cajamarca-Cutervo de la Cordillera Occidental del Norte de Perú. Las alteraciones hidrotermales y su mineralización se han hospedado en rocas volcánicas coherentes de naturaleza andesítica y rocas fragmentales, toba de cristales, toba cristalolítica de naturaleza dacítica (2019).



La roca protolito está formada por un complejo de domos, sistemas porfiríticos subvolcánicos de composición dacítica, andesítica y la ocurrencia de brechas freáticas, hidrotermales mejor expuestas por encima del paleo nivel freático 3800 m s.n.m., profundiza cuando está asociada a controles estructurales y a sistemas porfiríticos como pebble dike y brecha pipe dentro de una secuencia volcánica, intrusiva y sedimentaria.

A continuación, se presentan las principales características geológicas del depósito a nivel regional (2019):

Las unidades precámbricas metamórficas forman la geología por debajo del basamento no reconocido por ningún taladro; una banda con tendencia noroeste de estas unidades está expuesta al noreste de Abdiel hacia la cuenca del Marañón.

En la región, las intrusiones cretáceas de composición calco alcalina están expuestas en todo el distrito minero de Colquirrumi hasta Abdiel, a manera de stock, sills y lacolitos.

Las secuencias sedimentarias del Cretácico cubren gran parte de la geología del basamento; estas secuencias se pliegan a lo largo de un eje de Noroeste a Norte-Noroeste.

2.2.2. Geología local

El depósito se encuentra en el Norte del Perú. La litología, principalmente, rocas de origen sedimentario (silicoclásticas y carbonatados del Cretáceo) y vulcano-sedimentarias correspondientes al Cenozoico.



El magmatismo identificado en Abdiel evidencia complejos productos piroclásticos, efusivos e intrusivos entre domos y cuerpos hipabisales, que gradan desde andesitas hasta dacitas y sus equivalentes porfiríticos (Tosdal, 1996; Hoyt, 1997 y Miranda, 2009). Este magmatismo dio lugar a diversos estadios de mineralización epitermal, mientras que, los productos volcánicos posteriores a la fase hidrotermal corresponden a intrusiones menores más recientes. Una similar actividad magmática ocurrió en el distrito minero Yanacocha.

Además, se ha evidenciado que debajo del nivel de óxidos del área del cerro Abdiel, existe un recurso importante de Cu-Au-Ag en menas de pirita-enargita, las que ocurren como disseminaciones y rellenos de fracturas asociados a la alteración argílica avanzada y cuerpos de brechas multifásicas.

Los centros hidrotermales del tajo Yero están relacionados al control tectónico/estructural. El corredor estructural N 110 a 120° es de mayor desarrollo en el distrito, seguido por el corredor de menor reactivación N 45°, el giro de los tensores de compresión ha generado fallas tensionales E-W y N-S.

2.2.2.1. Beneficios del sistema de gestión de seguridad y salud

La columna estratigráfica identificada en el depósito Abdiel es presentado a continuación, presentan descripciones de las principales unidades litológicas con influencia en la zona de estudio.

Andesita (And)

Las andesitas lávicas son de color gris oscuro a negruzco (sin alterar), presentan generalmente textura porfirítica de grano medio con variaciones texturales más finas, compuestas de hasta un 20 o 30% de



fenocristales de plagioclasas y hasta un 5% de máficos (hornblendas, piroxenos), con escaso cuarzo primario, en una matriz afanítica oscura. Los moldes de fenocristales comúnmente están alterados a cloritas, carbonatos, o arcilla. Las andesíticas se caracterizan por presentar dirección de flujo marcadas por la orientación de las plagioclasas. Las rocas efusivas son, en general, porosas y permeables. Estas rocas están ampliamente distribuidas en el área del yacimiento, por lo general se encuentran muy alteradas por la alteración argílica avanzada, hospedando zonas de sílica masiva y vuggy.

Toba de cristales (T-Xs)

Tobas con textura granular media a fina de color blanquecina a rosácea, contienen débil a fuerte inyección de sílice en la matriz dependiendo de la intensidad de alteración, con cristales de feldespatos rotos, y menor contenido de augita, biotita, leucita, contienen débil a moderado desarrollo de ojos de cuarzo (dacíticas).

Toba cristalolítica (T-CI)

El color de las tobas líticas varía en diversas tonalidades desde marrón claro a rosáceas. La mineralogía de la roca está formada por fragmentos irregulares de cristales de plagioclasas (subhedrales a anhedrales), con cantidades variables de biotita, cuarzo (1-3%), en una matriz afanítica moderadamente solidificada, los líticos presentes son fragmentos silíceos, cuarcitas, areniscas, andesitas, fragmentos argilizados, cuyos tamaños varían de 2 mm a 2 cm., la distribución de estos líticos es heterogénea y por el momento no muestran una distribución



preferente en el sentido horizontal o vertical en el yacimiento, asimismo acompañan vetillas de sílice –pirita – enargita. Por lo general son de composición dacítica.

Pórfidos Intraminerales tempranos (PITEe)

Estos pórfidos son por lo general de naturaleza dacítica con dominio de venillas algo sinuosas de cuarzo con sutura Tipo B, con esporádicos halos de Mo y venillas truncas de cuarzo tipo A, adicionalmente suelen presentar xenolitos de venillas de cuarzo tipo A (Qz refractario). Presentan moderada alteración argílica avanzada con relictos de muscovita y mineralización de cobre arsenical.

Pórfidos intraminerales tardíos (PIT Ae)

Características: son de naturaleza dacítica o andesítica, con desarrollo de alteración argílica avanzada e intensidad de débil a moderada, contienen venillas de cuarzo más rectas y delgadas con sutura (Tipo B), y moderado contenido venillas de sulfuros (py), con halo de alunita, pirofilita o sericita (Tipo D); la mineralización es de cobre arsenical (vnlls, diss).

Dacita / andesita (LATE)

Intrusivos porfiríticos que se emplaza o intruyen a las rocas preexistentes, tales como secuencias volcánicas (Coherente-fragmental) o sistemas pórfidos, son de color verdoso a blanquecino, y se presenta en cuerpo irregulares o diques. Presentan texturas faneríticas a porfiríticas, con desarrollo de cristales de plagioclasas, biotita, hornblendas y ojos de

cuarzo para el caso de las dacitas. La intensidad de alteración hidrotermal débil a nula con desarrollo de alteración propilítica o argílica. El estilo de alteración generalmente es selectivo. En ocasiones presentan xenolitos de otro tipo de roca y carecen de mineralización económica (estériles).

Brechas hidrotermales (BxH)

Estas brechas hidrotermales son las que traen la mineralización, se emplazan en zonas de debilidad y están constituidas por fragmentos polimícticos angulosos a subredondeados en una matriz de cuarzo de grano fino, que contienen cavidades que son rellenadas por minerales hidrotermales metálicos, post brechamiento. Para el caso de la zona de óxidos la matriz está enriquecida en óxidos de hierro e invadida por cuarzo, alunita, pirofilita y baritina en menor proporción.

Brechas freáticas

Se presentan como cuerpos tabulares, semicirculares y elípticos en superficie, contienen una textura que varía desde clasto soportada a matriz soportada pobremente clasificada, pueden contener fragmentos polimícticos angulosos a subredondeados de sílica masiva, cuarcita, limolitas, volcánicos, T-Xs, sílica vuggy o clastos de pórfidos, los cuales se encuentran englobados en una matriz de polvo de roca, comúnmente alteradas a argílica avanzada, silicificadas o argílica.

2.2.2.2. Alteración hidrotermal

Los productos volcánicos y sub-volcánicos se encuentran afectados por una profusa alteración hidrotermal tipo ácido sulfato, que abarca un



área de 5 km de diámetro. La ubicación de cada una de las mineralogías de alteración coincide con el incremento de temperatura, es así como el sistema epitermal tipo alta sulfuración en sus niveles relativamente profundos se sobre-impone a un ambiente tipo pórfido con alteración fílica. La alteración ha sido generada por diferentes procesos hidrotermales previos y durante el desarrollo de la mineralización del depósito. Se presentan aportes y adiciones en diferentes cantidades de sílice, fierro y oro, en diferentes ambientes de pH. A priori se pueden diferenciar tres eventos sobre impuestos donde fases primigenias hasta las retrógradas, los que han dado lugar a la formación de las diferentes alteraciones:

Argílica avanzada

Esta alteración es la más extensa está compuesta esencialmente por alunita, pirofilita y diáspora seguidas por topacio y zunyita, agrupando los siguientes grupos:

Argílica avanzada sílice - alunita (ArglAvd): mineral principal de alunita, con cantidades menores de pirofilita, diáspora, dickita, caolinita, moscovita, paragonito.

Argílica avanzada sílice - pirofilita (ArglAvdP): mineral principal pirofilita, con cantidades menores de alunita, dickita, diáspora, caolinita, muscovita, paragonito, etc. Se le reconoce por su color gris claro y su brillo sedoso.

En la zona del tajo Yero, es posible encontrar esta alteración con contenidos eventuales de kaolinita, ocurriendo generalmente en textura

tipo parches (patchy). Un ejemplo de la apariencia de esta unidad de alteración para el tajo Yero es presentado en la, Figura 1.

Figura 1

Argílica avanzada - tajo Yero



Nota: AUS-M15-05 (zona centro), Box 15-16, 48.20-53.45 m.

Argílica

Esta alteración se encuentra al borde del sistema y se encuentra asociado a dike tardíos (late) de composición dacítica-andesítica, el ensamble identificado es caolinita, esmectita, cuarzo o illita, caolinita, esmectita.

Figura 2

Argílica - tajo Yero



Nota: GEOT-002 (zona Sur), 74.75-80.70m.



Silicificación

La silicificación se presenta en facies de sílice masiva, granular y Vuggy. De acuerdo con el modelo geológico vigente, la transición entre las alteraciones silíceas y argílico avanzadas esta débilmente desarrollada.

Propilítica

Se presenta en el borde de la zona I, el ensamble identificado es clorita-pirita.

2.2.3. Hidrogeología

La evaluación hidrogeológica considerada en este estudio fue desarrollada por (Amphos, 2021) y consistió en evaluar el aporte del agua subterránea al tajo Yero, estimando niveles freáticos proyectados para la fase tajo Final. La información procesada para la construcción de este modelo incluyó información geológica, aforo, niveles piezométricos y ensayos hidráulicos.

Las principales consideraciones consignadas por (Amphos, 2021) para el nivel freático proyectado incluyen:

- El régimen de flujo subterráneo responde a la temporalidad climática;
- No existe evidencia de procesos kársticos representativos en el área de estudio;
- Los niveles de agua actuales y proyectadas para la fase tajo final son profundas por lo que la interacción que puedan tener con las actividades de minado es baja. Sin perjuicio de esto, la

interceptación del fondo del tajo con el nivel freático requerirá de un proceso de drenaje para interceptar flujos de agua;

- Para el tajo Yero, el nivel freático se ubica entre las cotas 3880 y 3910 m s.n.m. con un promedio en la cota 3890 m s.n.m., lo que representa que ningún banco estará expuesto a condiciones completamente saturadas. El nivel promedio coincide con el fondo del tajo proyectado. Asimismo, el gradiente de presiones estimado indica que no existen variaciones importantes de presiones de poro en las paredes del tajo final, lo que representa una condición favorable para la estabilidad de taludes. Considerando esto, se anticipa que el tajo será excavado en terreno predominantemente seco, por lo que el agua subterránea tendrá una influencia baja a nula en la estabilidad de taludes.

2.2.4. Clima e hidrología

La Tabla 1, muestra un resumen de parámetros climatológicos del proyecto de acuerdo con el estudio desarrollado por (Amphos, 2021).

Tabla 1

Parámetros meteorológicos

Descripción	Datos
Temperatura media anual	5.7 °C
Temporada cálida	Noviembre – Mayo (5.9 °C – 6.3 °C)
Temporada fría	Junio – Octubre (4.8 °C – 5.5 °C)
Precipitación media anual	1137 mm
Evaporación media anual	1093 mm

Máxima precipitación probable en 24 horas, para un periodo de retorno de 10 años	51 mm
Máxima precipitación probable en 24 horas, para un periodo de retorno de 20 años	57 mm
Máxima precipitación probable en 24 horas, para un periodo de retorno de 100 años	68 mm

2.2.5. Sismología

La información considerada de evaluación sismológica en esta investigación (2018). La ubicación del proyecto corresponde a una de las regiones de mayor actividad sísmica en el mundo y, encontrándose expuesta de manera continua al peligro de ocurrencia de terremotos. Dentro de este contexto, desarrolló una evaluación de peligro sísmico, que será utilizada para conocer de manera aproximada el comportamiento más probable de este peligro con el objetivo de planificar y mitigar los efectos que podrían producir en la estabilidad de los taludes del tajo en estudio. La Tabla 2, presenta los resultados de aceleración máxima esperada, PGA por sus siglas en inglés, y su probabilidad de excedencia para diferentes periodos de retorno.

Tabla 2

Peligro sísmico

Periodo de retorno en años	Aceleración máxima esperada (g)	Probabilidad anual de excedencia (%)
100	0.13	1
475	0.28	0.2



1,000	0.40	0.1
2,475	0.57	0.04
5,000	0.74	0.02
10,000	0.95	0.01

De acuerdo con las practicas industriales, para el caso de estabilidad de taludes, se consideró el 50% de los valores máximos de PGA para la estimación del factor sísmico horizontal y 10% para el cálculo de factor sísmico vertical.

- Sismo con 100 años de periodo de retorno, $kH=0.065$, $kV=0.0065$
- Sismo con 475 años de periodo de retorno, $kH=0.14$, $kV=0.014$

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

2.3.1. Parámetros de calidad del macizo rocoso

La revisión de la información geotécnica de sondajes y estaciones permitió caracterizar las unidades de roca identificadas. La calidad del macizo rocoso fue evaluada, principalmente mediante los siguientes parámetros:

- **RQD:** Índice de calidad de roca (Deere e. a., 1963,1967); Este sistema fue propuesto por Deere en 1964, que asigna una clasificación en porcentaje del macizo rocoso de 0% a 100%, que se basa en la suma de la relación de porcentaje de las partes existentes de los trozos de longitudes mayores/iguales a 10 cm, que se divide entre la longitud total de la corrida del sondaje de taco a taco que se registra.
- **FF:** Frecuencia de fracturas por metro (FF/m);

- **Dureza:** Valores de la resistencia de la roca “intacta”, IRS por sus siglas en inglés, de acuerdo con los intervalos R0 – R6, definidos por (ISRM, 1981);
- **RMR76:** Índice de calidad de roca (Bieniawski Z. T., 1976), definido como la suma de puntajes que se asignan a cinco parámetros que representan la condición de características del macizo rocoso de acuerdo con lo mostrado en la Tabla 3;
- **JC (76):** Parámetro utilizado para caracterizar las condiciones de las estructuras, de acuerdo con lo definido por (Bieniawski Z. T., 1976) y mostrado en la Tabla 3; y
- **GSI:** índice de resistencia geológica del macizo rocoso (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998).

Tabla 3

Parámetros () del macizo rocoso (Bieniawski Z. T., 1976)*

Parámetro	Descripción	Variación de puntaje
UCS	Resistencia en compresión uniaxial de la roca “intacta”	0 (UCS<1 MPa) a 15 (UCS>250 MPa)
RQD	Designación de la calidad de la roca (Deere et al., 1967)	3 (RQD<25%) a 20 (RQD≤100)
s	Espaciamiento entre las estructuras	5 (s < 60 mm) a 20 (s > 2 m)
JC (76)	Condición de las estructuras	0 (estructuras continuas y abiertas más de 5 mm, o con rellenos blandos de potencia mayor a 5 mm) a 25 (estructuras con superficies muy rugosas, no continuas, cerradas y sin alteración).

Wc	Condición de aguas	0 (problemas severos de agua) a 10 (caso seco)
----	--------------------	--

(*) Parámetros utilizados para caracterizar el macizo rocoso (Bieniawski Z. T., 1976)

Con el objetivo de obtener parámetros de caracterización que puedan ser usados directamente en la etapa de diseño de taludes, se utilizó los parámetros de RMR76 de acuerdo con lo definido por Bieniawski (1976), los que varían desde 0 a 100, y consideran cinco clases de macizo rocoso:

Macizo de calidad **muy mala** (Clase V, $0 \leq \text{RMR} \leq 20$);

Macizo de calidad **mala** (Clase IV, $20 < \text{RMR} \leq 40$);

Macizo de calidad **regular** (Clase III, $40 < \text{RMR} \leq 60$);

Macizo de calidad **buena** (Clase II, $60 < \text{RMR} \leq 80$);

Macizo de calidad **muy buena** (Clase I, $80 < \text{RMR} \leq 100$);

En la Tabla 17 se resumen los parámetros de calidad de roca obtenidos para las distintas unidades de roca en base a la información de mapeo geotécnico para el tajo Yero, respectivamente. La información obtenida en base al logueo geotécnico de sondajes recibida, es resumida en Tabla 18-19. Una distribución en planta de los principales parámetros de calidad del macizo rocoso obtenidos en base del logueo geotécnico con respecto al diseño de la fase tajo final para cada tajo en estudio es presentado desde la Figura 19 Y Figura 20. El detalle de los parámetros geotécnicos registrados es presentado en el Anexo G.

2.3.2. Clasificación geomecánica de la roca

Las clasificaciones geomecánicas tienen por objeto caracterizar un determinado macizo rocoso en función de una serie de parámetros a los que se les

asigna un cierto valor. Por medio de la clasificación se llega a calcular un índice característico de la roca, que permite describir numéricamente la calidad de esta (Gallo, Pérez, & Gracia, 2016).

2.3.3. Macizo rocoso

Es definido como la “forma en la que se presentan las rocas en el medio natural (...) Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas” (Ramírez & Alejano, 2004); por otro lado “es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales” (SNMPE, 2004).

2.3.4. Factor de seguridad

El enfoque clásico utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería es considera la relación entre la resistencia o soporte a la carga del sistema y la demanda o carga calculada actuando sobre el sistema. El factor de seguridad (FS) es una medición determinística de la relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda). El factor de seguridad de una estructura se define como (Osinermin, 2017):

$$FS = \frac{C}{D} \quad (1)$$

Donde: FS = Factor de Seguridad; C = Capacidad de soporte de carga del sistema; D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema.

Existen tres posibles escenarios: Cuando $C > D$, luego $C/D > F > 1$ el sistema es estable. Cuando $C < D$, luego $C/D > F < 1$ el sistema es inestable. Cuando $C = D$, luego $C/D > F = 1$ el sistema está en equilibrio límite. Los valores de FS considerados como mínimos se muestran en la siguiente tabla (Osinermin, 2017)

Tabla 4

FS sugeridos, excavaciones subterráneas según el plazo de estabilidad

Plazo	Rango de FS
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3-1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1-1.3

Nota: Osinergmin, 2017.

El grado de confiabilidad de la función de capacidad (C) depende de la variabilidad de los parámetros de la resistencia al corte de la masa rocosa, prueba de errores, procedimientos mineros, procedimientos de inspección, etc. Similarmente la función de demanda (D) incluye factores de fuerza de carga gravitacional de la masa rocosa, aceleración sísmica, esfuerzos circundantes y ubicación del nivel freático (Osinergmin, 2017).

2.3.5. Probabilidad de falla

El concepto de probabilidad de falla se emplea tomando en cuenta la variabilidad de las características de resistencia del macizo rocosos por tratarse de un material heterogéneo, no lineal y no elástico, son difíciles de ser representado por un único valor y por tanto el criterio de aceptación obtenido de un factor de seguridad tiene implícito un riesgo e incertidumbre y puede conducir a recomendaciones incorrectas. La probabilidad de falla es una aproximación mayormente utilizada para dar una evaluación más racional del riesgo asociado a un diseño particular. Esto involucra una serie de cálculos en el que cada parámetro significativo varía sistemáticamente sobre su rango máximo creíble para determinar su influencia sobre el factor de seguridad. El valor promedio del FS no es un buen indicador de la probabilidad de falla. La probabilidad de falla es una



función, no solo de promedios, sino también de variabilidad de los datos de entrada (Osinergmin, 2017).

Los materiales naturales y sus atribuciones que se aplican en la minería son diferentes porque: Son complejos. Sus propiedades son raramente bien conocidas. Sus propiedades son muy variables en espacio y en tiempo (en el caso geomecánico). Las fuerzas actuantes sobre el sistema pueden ser complejas. Hay dos opciones de uso de la probabilidad de falla PF: La opción 1 reconoce al FS como una variable al azar y busca la probabilidad de ser igual o menor que 1. La opción 2 busca la probabilidad que la demanda (D) exceda la capacidad (C). La primera opción a menudo es la más usada, pero usando ambas opciones se tiene tres atractivos particulares que son los siguientes: Permite la variabilidad en las funciones capacidad (C) y demanda (D) a ser tomadas en la probabilidad y ayuda a establecer el nivel de confiabilidad en el diseño. La confiabilidad de la estructura es la probabilidad del éxito. Así que, si la PF estimada es 20%, es confiable en un 80%, lo que refleja el nivel de confianza requerida para el diseño y etapa de construcción de desarrollo del proyecto. Es una escala lineal, ejemplo una PF de 10% es dos veces más grande de una PF de 5%. Es un parámetro esencial en el cálculo de riesgo donde el riesgo (R). La confiabilidad de un sistema es interpretada como la probabilidad que podría producirse por al menos un periodo específico de tiempo y bajo condiciones específicas de operación, en otras palabras, la confiabilidad es la probabilidad del éxito. Un concepto alternativo de la confiabilidad es la probabilidad que el factor de seguridad sea mayor o igual que 1.0. Este concepto es importante porque reconoce que, aunque un diseño puede tener un razonable valor de FS (basado en el valor promedio de las variedades), todavía existe el riesgo de falla finito. Por ejemplo, una típica



aplicación de mecánica de rocas, un $FS=1.2$ puede tener una PF de 20% a 30% (el diseño es solo 70% a 80% confiable). La confiabilidad al 95%, significa: Interpretaciones estadísticas, por ejemplo, de 100 túneles que se construyen de igual manera es de esperar que 5 de ellos fallen. Una probabilidad de falla de hasta 10% puede considerarse como aceptable, siempre y cuando los riesgos de falla sean conocidos y controlados apropiadamente (Osinergmin, 2017).

2.3.6. Estudio geotécnico

En un estudio geotécnico de estabilidad de taludes se revisa y analiza, estudios geotécnicos y geomecánicos que incluyen las bases de datos con análisis de la información geotécnica de RMR, RQD y ensayos de laboratorio; se revisa el modelo geológico-estructural; se determina y caracteriza los parámetros de discontinuidades, roca intacta y macizo rocoso para las diferentes litologías y alteraciones hidrotermales presentes; se determina y caracteriza las unidades geotécnicas que componen del modelo geotécnico, reconocidas por el tipo de alteración hidrotermal en el macizo rocoso para este caso, que incluyen: argílica, argílica avanzada, argílica intermedia, propilítica, sílice masiva, sílice granular y sílice vuggy – arenosa; se analiza vacíos de la información, para finalmente presentar los resultados finales.

2.3.7. Componentes geométricos de los taludes mineros

Ángulo de cara de banco: Es el ángulo que se forma entre el plano horizontal y la pared del banco. Los rangos varían de los ángulos varían desde 55° hasta 80° .

Altura de banco: Es la longitud que se toma en cuenta desde el toe hasta la cresta del banco.



Ancho de berma: Distancia en horizontal entre el toe de banco y la cresta del banco anterior.

Ángulo interrampa: Ángulo que se forma entre el toe del talud en donde intersectan parte de la rampa y el toe del banco superior.

Ángulo global de los taludes: Ángulo que se forma entre el toe del banco de la parte inferior del tajo y la cresta superior del banco que corta topografía.

Altura de talud global: Altura vertical desde el toe del banco inferior del tajo la cresta del banco superior que corta la topografía.

Ancho de rampa: Es el ancho de la parte donde circulan equipos móviles y otros.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El tipo de metodología de nivel de investigación es descriptivo, “esta consiste en la caracterización de un hecho, fenómeno, individuo o grupo, con el fin de establecer su estructura o comportamiento. Los resultados de este tipo de investigación se ubican en un nivel intermedio en cuanto a la profundidad de los conocimientos se refiere”, en su clasificación se toma los estudios de medición de variables independientes “su misión es observar y cuantificar la modificación de una o más características en un grupo, sin establecer relaciones entre éstas. Donde, cada característica o variable se analiza de forma autónoma o independiente.” (Fidias, 2012).

La metodología de investigación, por el diseño de investigación es una investigación de campo, ya que “consiste en la recolección de datos directamente de los sujetos investigados, o de la realidad donde ocurren los hechos (datos primarios), sin manipular o controlar variable alguna, es decir, el investigador obtiene la información, pero no altera las condiciones existentes. De allí su carácter de investigación no experimental” (Fidias, 2012).

En donde por su naturaleza las variables son consideradas cuantitativas, se utilizan valores numéricos para evaluar la calidad del macizo rocoso; también son discretas se utiliza valores enteros y son complejas porque se descomponen en dos dimensiones a más.

Variable dependiente, estas dependen de las características de campo, se determinan los parámetros geotécnicos para el diseño minero.



Variable independiente, son las características propias de la naturaleza de campo, no son alterables en este estudio.

Esta investigación se denomina “Estudio geotécnico de taludes en una mina a tajo abierto, para determinar parámetros de diseño minero”, en el proceso también se caracterizaron los parámetros de las discontinuidades, roca intacta y macizo rocoso para las diferentes litologías y alteraciones hidrotermales que se encuentren. También se determinó y caracterizó las unidades geotécnicas que son componentes del modelo geotécnico, por el tipo de alteración hidrotermal en el macizo rocoso.

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.2.1. Población

Es el conjunto, ya sea ilimitado o reducido que posean caracteres que presenten similitud, dentro de la investigación. Es limitada por el objetivo y los problemas de investigación.

En esta investigación, la población utilizada está compuesto por el tajo Yero.

3.2.2. Muestra

La muestra vendría a ser el subconjunto más específico, que se desprende de la población.

En esta investigación se tiene como muestras a los taludes que están dentro del tajo Yero.



3.3. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Se considera instrumento de recolección de datos a todo recurso, dispositivos o formatos (escrito o digital), que sirve para obtención, registro o almacenamiento de información.

Los instrumentos utilizados en la presente investigación son: Revisión de toda la información geotécnica y estructural disponible; Revisión de la data geotécnica y estructural recibida; Preparación de una base de datos geotécnica y estructural; Análisis estadístico e interpretación de la data geotécnica; Interpretación de resultados de laboratorio; Definición de unidades geotécnicas; Estimación de la resistencia al corte del macizo rocoso; Definición de dominios geotécnicos; Preparación de dominios estructurales; Modelamiento de RQD y IRS; Clasificación de confiabilidad de la información geotécnica; Revisión y ajustes de los diseños preparados a la fase final de cada tajo en estudio; Preparación de zonas de diseños; Análisis de estabilidad de taludes mediante técnicas de equilibrio límite para condiciones estáticas y sísmicas; y Análisis de vacíos y preparación de plan para estudio para factibilidad.

3.4. VARIABLES

3.4.1. Variable independiente (V.I.)

El estudio geotécnico de talud en una mina a tajo abierto.

3.4.2. Variable dependiente (V.D.)

Parámetros de diseño minero para el tajo.



3.5. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE INFORMACIÓN

En el procesamiento de la información se utilizaron programas de computación especializados en la interpretación de datos input., estos programas son:

3.5.1. Microsoft Excel

Utilizado para la creación de bases de datos, preparación de datos input para modelar en el software Leapfrog Geo, almacenamiento de datos y algunos cálculos estadísticos.

3.5.2. Dips de Rocscience

Para el análisis de las orientaciones de estructuras menores y para evaluar la estabilidad de talud a nivel de banco se usó el análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la casa Rocscience, en la práctica se utilizan los sistemas de discontinuidades y la orientación de la cara de talud, que se establecen en los dominios estructurales.

3.5.3. Rocdata de Rocscience

Para el procesamiento de los resultados que se obtienen en laboratorio, se utilizó el software RSDData v 1.005 de la casa Rocscience 2021 para estimar los valores m_i y σ_{ci} se utilizó el ajuste Levenberg – Marquardt, para obtener rangos de valor de m_i análogos a los típicos encontrados en la reseña de literatura técnica según nuestro tipo de roca. En Apéndice E, se visualizará las envolventes de falla de la roca intacta de cada UGB en las que se cuenta con ensayos de laboratorio. La Figura 33 presenta un ejemplo de la estimación de los valores m_i y σ_{ci} .



3.5.4. Slide de Rocscience

Para el cálculo del factor de seguridad (FS), se utilizó el método general de equilibrio límite, GLE por sus siglas en inglés, incorporado en el software Slide2 v.9.019 (Rocscience, 2021). Se estimó el factor de seguridad, que presenta la superficie de falla más crítica, en base a la evaluación tanto de fallas profundas (Deep-seated) que pudieran comprometer la estabilidad global de los taludes, así como el caso de fallas que comprometen la estabilidad a nivel interrampa.

Para la presente investigación se utilizaron el método de las dovelas, dos métodos: el primero es el método de Spencer (1967): Spencer utiliza el equilibrio estático que predispone que las fuerzas para cada dovela son constantes para cierto grado de inclinación, estos valores varían por dovela, para llegar a coincidir sus resultantes de equilibrio de fuerzas y momentos, utiliza las condiciones de equilibrio y satisface para una superficie circular. El segundo método utilizado es el método de Morgenstern y Price (1965): este es similar al de Spencer, a excepción de la inclinación de las fuerzas resultantes por cada dovela, se infiere su función predeterminada para cada una de sus dovelas, de tal forma que varía su orientación de falla por dovela; este método es utilizado para diferentes tipos de superficie de falla (circular y no circular), utilizando equilibrio de fuerzas y momentos.

3.5.5. Leapfrog geo de Seequent

Para analizar y visualizar los datos geológicos y geotécnicos que se prepararon para la presente tesis de una manera interactiva, se utilizó Leapfrog Geo v.2021 de la casa Seequent que es un software de modelado geológico tridimensional desarrollado para la creación de modelos en 3D y así cubrir los



aspectos y detalles importantes. Esto permitió interpretar y comprender aspectos geotécnicos y geológicos involucrados. Veremos los resultados del uso del software Leapfrog Geo en lo que respecta al contenido es esta tesis.

3.5.6. Sblock

Utilizado para el análisis probabilístico en taludes, y para cumplir estos criterios existentes, se ha utilizado el software SBLOCK v2.0 (Estherhuiezen, 2004), quien aplica el criterio establecido por (Goodman, 1985) sobre teoría de bloques, de esta forma se logra estimar anchos de berma óptimos en cada dominio geotécnico, obteniéndose valores para las orientaciones existentes. Un ejemplo de los resultados obtenidos para el tajo Yero es mostrado en la tabla 30, obtenidos para cada dominio estructural.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. EVALUACIÓN DE PROPIEDADES GEOTÉCNICAS

El depósito mineralizado ha sido estudiado desde el año 2007, para la presente investigación se recibió una serie de reportes de consultores externos y bases de datos, los que fueron examinados con el objetivo de realizar un control de calidad. Los estudios revisados datan entre los años 2007 y 2020 y también los principales hallazgos.

De los estudios anteriores se desprende lo siguiente:

Se revisó los resultados de laboratorio reportados en el 2016 para el tajo Yero. Estos informes corresponden a los últimos reportes geotécnicos disponibles para cada tajo indicado y compilan la mayor parte de la información histórica de laboratorio. En general se observó una alta variabilidad de valores de resistencia para cada alteración. Existirían inconsistencias en la determinación de los diferentes mecanismos de falla o falta de información reportada al respecto. Se logró identificar valores reportados de resistencia obtenidos de muestras que fallaron a través de estructuras y deficiencias en la preparación de muestras. Debido a que no se encontró información sobre el criterio utilizado para validar ensayos de laboratorio, se procedió a revisar completamente la base de datos ensayos de laboratorios y reestimar los parámetros de resistencia de los materiales ensayados.

Para el tajo Yero, todos los materiales con alteración argílica y argílico avanzado fueron modeladas utilizando el criterio lineal de rotura Mohr-Coulomb, según los autores estos materiales presentaron características y comportamiento de tipo suelo. El resto de los materiales fueron modelado usando el criterio de rotura de (Hoek & Brown, 2002).



Los reportes revisados no especifican si los parámetros de macizo rocoso, definidos por el criterio de rotura (Hoek & Brown, 2002) como “mi” y “Sigci”, han sido calibrados utilizando, en conjunto, información de ensayos triaxiales, valores de UCS y de resistencia a la tracción. Estos reportes indican que se han usado valores medios de UCS obtenidos de campo y laboratorio para estimar el parámetro “Sigci”, mientras que se utilizaron valores reportados por el laboratorio y de la literatura técnica para estimar el parámetro “mi”. En general, los valores “mi” de diseño adoptados (10-16 para el tajo Yero) parecerían ser ligeramente elevados, lo que podría atribuirse al grado de confinamiento aplicado a los ensayos triaxiales, uso de valores directamente reportados por el laboratorio y a la omisión de valores UCS y de resistencia a la tracción para la calibración de estos valores. En este sentido, se reestimó los parámetros de macizo rocoso considerando en conjunto todos los resultados de laboratorio disponibles (ensayos de resistencia a la tensión, UCS y ensayos de compresión).

Los valores de “mi” parecen ligeramente elevados, esto se debe al grado de confinamiento aplicado a los ensayos triaxiales y al no uso de valores UCS y de resistencia a la tracción. Practica industriales indican que para la determinación del valor de “mi” se requieren ensayos de resistencia a la tensión directa o indirecta además de UCS y ensayos de compresión multiaxiales de alto confinamiento. Por lo tanto, se utilizó todos los resultados de laboratorio reportados por los autores antes indicados y obtuvo nuevos valores de “mi” para las unidades a ser estudiadas.

4.1.1. Unidades geotécnicas básicas

Se consideró como válida la definición de unidad geotécnica básica cada sector en donde la maza rocosa tiene y/o tendrá un comportamiento característico,



el que se expresa por cada valor asignado a las propiedades mecánicas de la roca en cada unidad.

La revisión de los trabajos previos y antecedentes identificaron que el proceso de caracterización geotécnica ha sido realizado históricamente en función de las alteraciones hidrotermales. Por lo tanto, en depósitos similares, para la misma zona de mineralización, que pueden incluir óxidos y mixtos, el factor geológico de alteración hidrotermal define, en la práctica, las características particulares de las propiedades de resistencia y deformación del macizo rocoso. Estas anotaciones son consistentes con lo observado y reportado en los tajos de Abdiel 2 (2020), actualmente en operación, donde las unidades con la misma alteración hidrotermal han mostrado un comportamiento característico y diferente de otro tipo de alteración.

En este estudio, donde las paredes del tajo proyectado se encuentran, predominantemente, en la zona de mineralización tipo óxidos/mixtos, se definió que las unidades geotécnicas básicas (UGBs) para el tajo, están controladas por la alteración hidrotermal presente en los materiales. Asimismo, a partir de la revisión de trabajos previos realizada y el comportamiento observado en campo durante la campaña de investigación 2021 (TGI,2021), se identificaron diferencias substanciales en las características geotécnicas de las unidades de roca ubicadas en el Tajo Yero.

En la Tabla 5 se resume la definición de las UGBs en función de la alteración hidrotermal identificada en cada zona de estudio. La distribución de cada una de ellas dentro de los diseños de fase tajo final para el tajo Yero, es mostrado en la Figura 3. La información del modelo geológico desarrollado

(2021) indica que la alteración argílica avanzada es la más extensa y está caracterizada por incluir dos unidades de alteración de tipo sílice-alunita y sílice-pirofilita.

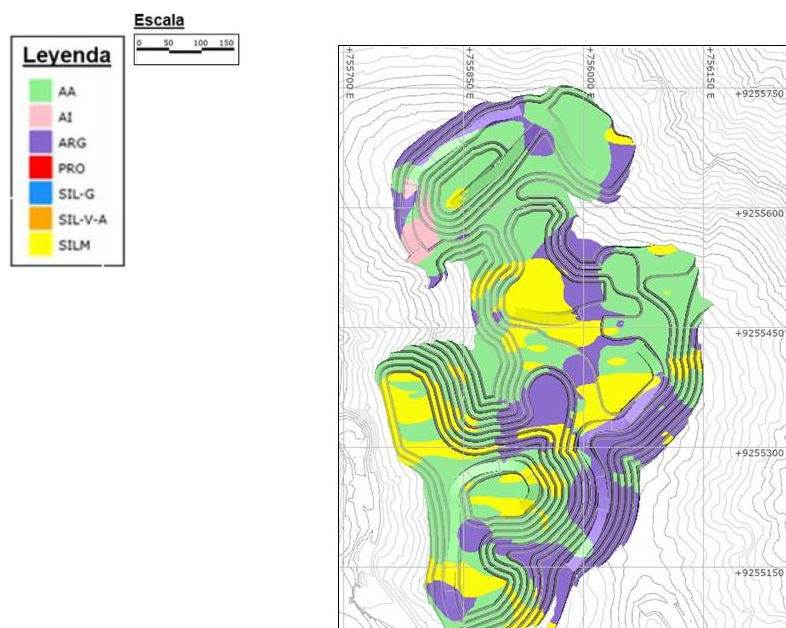
Tabla 5

Unidades geotécnicas para el tajo Yero

Zona	Unidad geotécnica	Descripción	Abreviación
Tajo Yero	1	Argílica	ARG
	2	Argílica avanzada	AA
	3	Argílica intermedia	AI
	4	Propilítica	PRO
	5	Sílice masiva	SILM
	6	Sílice granular	SIL-G
	7	Sílice vuggy, arenosa	SIL-V-A
	8	Material argílico (ARG-AA)	MARG
	9	Material sílice (SILM/SIL-G)	MSIL

Figura 3

Distribución de las unidades geotécnicas básicas – tajo Yero





4.1.2. Base de datos geotécnicos

Para los análisis del presente estudio se utilizó información de un total de 11 perforaciones diamantinas, con fines de geotecnia, con una longitud total de 1650 m. El detalle de la ubicación, longitud total y orientación de cada perforación ha sido incluido en el Anexo A.

El total de perforaciones, fueron ejecutadas entre los años 2007 al 2018 y componen la base histórica de información geotécnica. En términos del tipo de información recibida, esta base de datos histórica estuvo limitada a reportes de diseño, que incluyeron logueos geotécnicos finales con escasa información de caracterización geotécnica, la que en su mayoría estuvo limitada a puntajes de clasificación de calidad de roca asignados directamente.

Durante el año 2021, se ejecutó 01 perforaciones adicionales con una profundidad máxima de 153 m. Estas perforaciones estuvieron orientadas a reducir los vacíos de información en la zona de influencia del tajo en estudio. Durante esta campaña de investigación, Se obtuvo acceso a los archivos nativos de logueo, fotografías, información de procedimientos de caracterización y muestreo, y otros archivos necesarios para realizar un control de calidad de las actividades de campo. La información recibida durante este periodo incluyó:

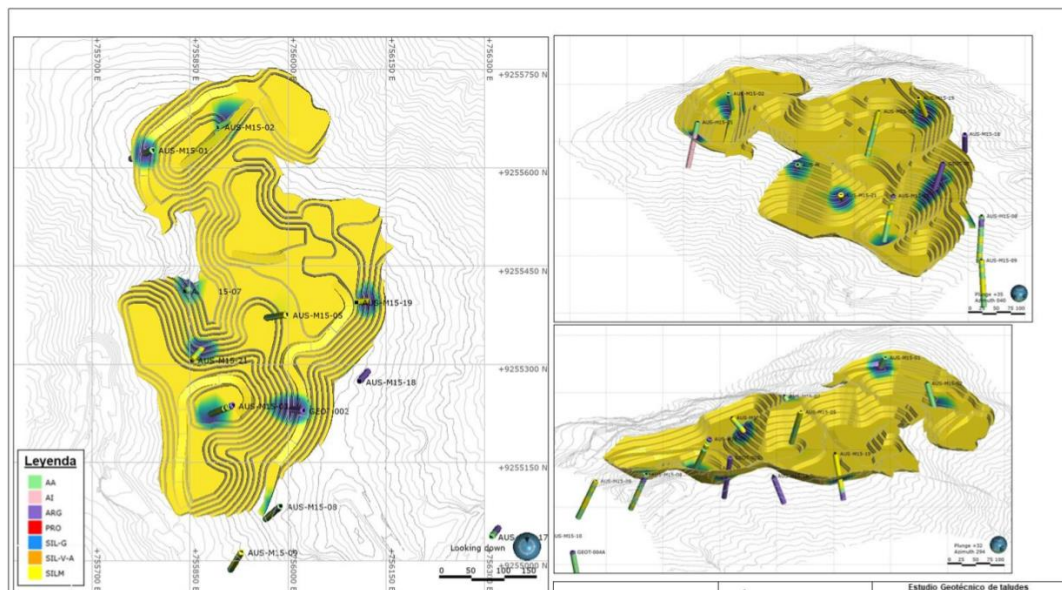
- Logueo de RQD (Deere, 1963,1967) y RMR (Bieniawski Z. T., 1976);
- Logueo geomecánico de sondajes orientados, con medición de ángulos α y β de estructuras geológicas (fallas, estratificación, fracturas, etc.);
- Logueo de caracterización de las discontinuidades;

- Información de muestreo y preparación de muestras, para ensayos en laboratorio; y
- Resultados de ensayos de laboratorio.

Los taladros interceptados en las caras de los bancos proyectados para cada tajo en estudio son mostrados en la Figuras 4, donde también se presenta el halo de influencia de los sondajes basados en la variabilidad de información geotécnica. En general, la información geotécnica fue revisada y ajustada en la presente investigación, generando una base de datos con la resolución suficiente para ser usada en estudios de estabilidad de taludes.

Figura 4

Sondajes con información geotécnica - tajo Yero



Nota: Las áreas en azul y verde representan las intersecciones de los sondajes sobre las paredes de la fase tajo final. Los sondajes presentados muestran los tramos de alteración hidrotermal obtenidos del modelo geológico entregado (2022).

4.1.3. Revisión de la Información geotécnica

Según el sistema de clasificación de materiales propuesto por (Bieniawski Z. T., 1976), los materiales del tajo Yero, predominantemente se encuentran



clasificados entre rocas clase III y IV (mala a regular). Con respecto al índice de calidad de roca (RQD, por sus siglas en inglés) (Deere, 1963,1967), los materiales del tajo Yero presentan mayoritariamente índices clasificados como pobre-muy pobre.

Asimismo, las alteraciones: argílica, argílica intermedia, argílica avanzada y sílice arenosa/granular, han reducido drásticamente la resistencia de las rocas encajonantes en la zona de estudio. Los materiales encontrados con estas alteraciones han sido clasificados como ‘rocas débiles’ de acuerdo con la clasificación desarrollada por la (ISRM, 1981), debido principalmente a la resistencia de la roca intacta que oscila mayoritariamente entre roca extremadamente débil (R0) y débil (R2). La información geotécnica vigente indica que para estas alteraciones existe un amplio rango de calidad de roca, los que incluyen materiales con alto grado de alteración, tipo suelo con alto contenido de finos. Para ubicar este tipo de material de baja calidad se subdividió el modelo de alteraciones vigente utilizando los sondajes con información geotécnica.

La base de datos geotécnicos ha sido orientada a la clasificación geomecánica de macizo rocoso de acuerdo con lo propuesto por (Bieniawski Z. T., 1976) y (Bieniawski Z T, 1989), mediante la utilización del parámetro RMR76 y RMR89 respectivamente. La presente investigación enfocó su atención en validar el cálculo de RQD, la resistencia de la roca intacta estimada en campo y el espaciamiento de las estructuras con el objetivo de estimar valores de RMR76 para cada unidad geotécnica. Debido a la dificultad de distinguir las condiciones de las estructuras en los sondajes logueados antes del año 2020, se aceptó como válidos los valores indicados por los trabajos realizados anteriormente. Por lo



tanto, se recomienda verificar la condición de las estructuras estimadas, incorporando campañas futuras de perforaciones e inspecciones en campo.

A continuación, se describen las principales actividades ejecutadas durante la revisión de la información geotécnica.

4.1.3.1. Revisión de la estimación del RQD

Se examinó la información de RQD y fracturamiento registrado a partir de actividades de logueo geotécnico histórico en campo. La principal inconsistencia identificada estuvo relacionada a la existencia de valores para el índice RQD en aquellos tramos donde el material fue identificado con resistencia extremadamente baja (i.e. R0) de acuerdo con (ISRM, 1981). Asimismo, se realizaron verificaciones puntuales en determinados tramos mediante logueo con técnicas digitales (i.e. logueo digital). Los valores de RQD obtenidos mediante esta técnica fueron comparados con los recolectados en campañas de logueo anteriores. Cada unidad de roca fue analizada en forma independiente con el objetivo de identificar la necesidad de ajuste/corrección de los valores RQD.

4.1.3.2. Calibración de valores de carga puntual (PLT)

Se han desarrollado un total de 192 ensayos válidos de carga puntual, PLT por sus siglas en inglés, obtenidos como parte de campañas anteriores de Logueo geotécnico, mapeo de bancos y ensayos de laboratorio históricos. Los reportes revisados indican que las muestras de roca fueron ensayadas diametralmente y la carga de ruptura fue sistemáticamente incluida en la base de datos. A partir de revisar el tipo de ruptura reportado y filtrar aquellas muestras con ruptura a través de



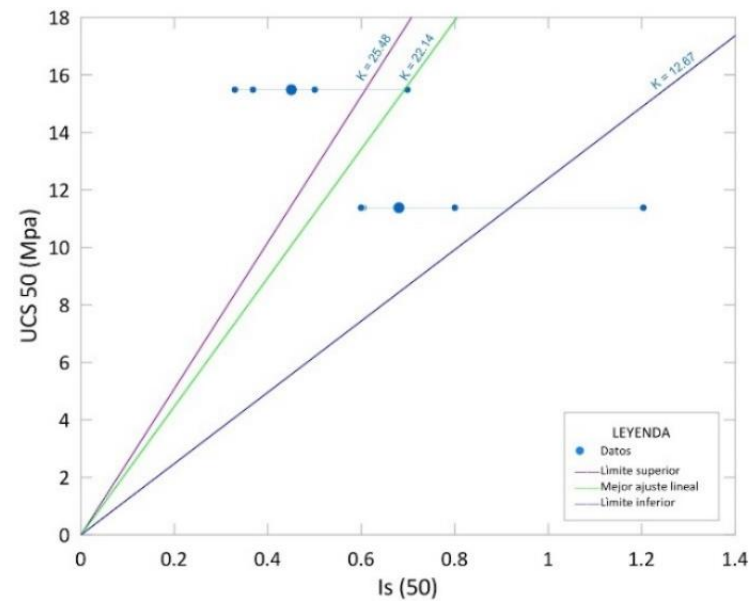
estructuras, un total de 192 ensayos han sido considerados para calibrar los valores de carga puntual.

Para el proceso de calibración, se utilizó información de laboratorio, tanto de ensayos PLT y UCS. A partir de estos registros se calculó el factor de conversión “K” para cada tipo de alteración, mediante el uso de la expresión matemática $UCS = I_{50} \times K$, donde I_{50} , representa el valor de resistencia registrado por el equipo PLT regularizado al diámetro de muestra de 50 mm y “K” representa el valor de conversión de I_{50} para la estimación de la resistencia a la compresión simple del material. Un ejemplo de este proceso de calibración, para la alteración argílica del tajo Yero, es mostrado en la Figura 5, los círculos alineados en azul representan los valores de I_{50} utilizados para la calibración (mínimo, máximo, media, media + desviación estándar, media – desviación estándar), donde los círculos de mayor diámetro muestran los valores medios. El detalle de este proceso de calibración es presentado en el Anexo E.

Basado en los resultados de laboratorio y análisis estadístico de los ensayos PLT, se calculó para cada unidad de roca los valores de UCS, incrementando de esta manera la base de datos de resistencia de los materiales. La Tabla 6 resumen la cantidad de ensayos considerados para la calibración del índice I_{50} y los resultados de valores I_{50} y “K” estimados.

Figura 5

Calibración de valores PLT - Alteración argílica avanzada tajo Yero



Nota: Los círculos de mayor diámetro muestran los valores medios para cada grupo de valores I_{50} . $K_{prom} = 22$, con un límite min y máx. de 12 y 25 respectivamente.

Tabla 6

Factores de ajuste de ensayos PLT y $F_x K$ – tajo Yero

Alteración	Número de ensayos	I_{50} (MPa)			K
		Mínimo	Media	Máximo	
ARG	99	0.03	1.13	11.84	18.07
AA	48	0.18	1.67	4.32	22.14
PRO	6	1.79	3.11	5.36	17.15
SIL-V-A	39	0.41	2.02	6.33	14.85

4.1.3.3. Revisión de la resistencia estimada de los materiales

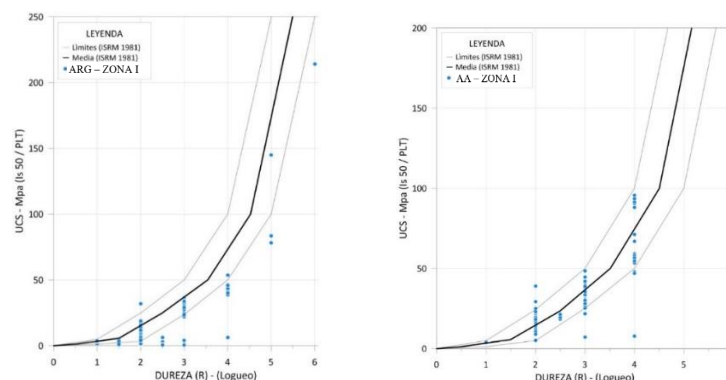
Con el objetivo de validar las mediciones de resistencia en los diferentes procesos de logueo geotécnico, se identificaron aquellos tramos de sondaje donde existen tanto valores de ensayos de laboratorio tipo UCS

y PLT, como también estimaciones de campo de la resistencia de la roca intacta, IRS por sus siglas en inglés. Estos valores de IRS (R0 – R6) fueron obtenidos de manera cualitativa siguiendo los lineamientos recomendados por (ISRM, 1981)). La Figura 6 muestran ejemplos de la revisión de resistencia donde se comparan los resultados, tanto de estimaciones en campo, como también de ensayos de campo y laboratorio. El detalle de esta revisión de resistencia para todos los materiales identificados en el tajo Yero.

En general, se observó que para el tajo Yero, las correlaciones indicarían una sobreestimación de los valores de resistencia registrados durante el logueo geotécnico para la alteración argílica, sílice vuggy y sílice arenosa. No obstante, los valores de resistencia registrados en campo para la alteración argílica avanzada presentan una buena correlación con los resultados de ensayos en campo y laboratorio. Donde se observó una sobrestimación de resistencia, por tal motivo se ajustó los valores de resistencia de materiales mediante las correlaciones presentadas en esta sección.

Figura 6

Revisión valores de resistencia en campo, argílica avanzada





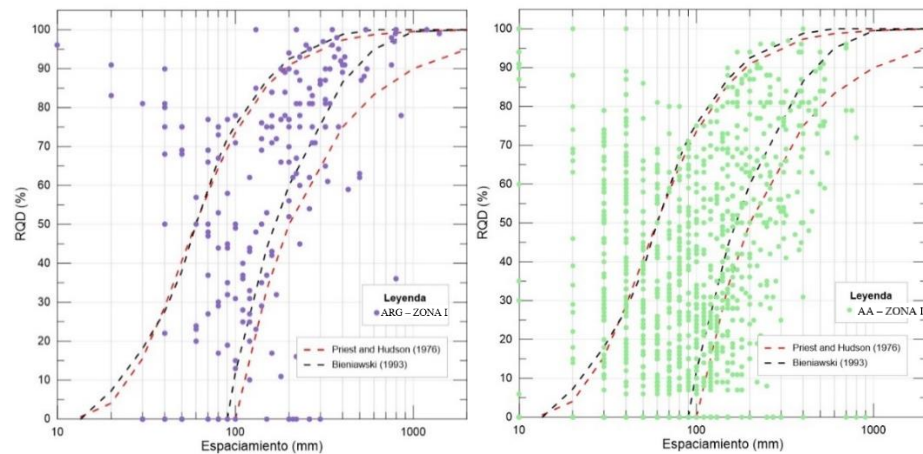
4.1.3.4. Revisión del espaciamiento de las discontinuidades

Durante el proceso de revisión de las bases de datos geotécnicos, se observaron inconsistencias con los valores de espaciamiento registrados en los logueos geotécnicos históricos, especialmente para aquellos tramos registrados como mediana a intensamente fracturados. Estos valores, en su mayoría, no pudieron ser validados con las fotografías de testigos, información de relogueo digital ni con los logueos recolectados durante la reciente campaña de investigación 2022. Mediante el uso de los métodos recomendados por (Bieniawski, 1993) y (Priest & Hudson, 1976), se revisó la correlación de los valores de espaciamiento registrados en las bases de datos con respecto al índice RQD (%) para todas las UGB. Un ejemplo de esta revisión para la alteración argílica (ARG) del tajo Yero es presentado en la Figura 7. Las relaciones correspondientes a todas las UGB identificadas. En general, se observó que la correlación es media para las unidades de roca en el tajo Yero.

Para ajustar esta información de tal manera que pueda ser utilizada para el modelo de resistencia del macizo rocoso, se revisó el valor de espaciamiento asignado para cada tramo de perforación geotécnica, contrastándolo con el valor estimado a partir del conteo de fracturas por tramo y verificando su correlación con respecto al índice RQD para el mismo tramo. En general, se observó una mejor correlación de los parámetros de espaciamiento estimados a partir del conteo de fracturas con respecto al índice RQD. Esta correlación utilizando parámetros ajustados para la alteración argílica (ARG) del tajo Yero, mediante los métodos de (Bieniawski, 1993) y (Priest & Hudson, 1976).

Figura 7

Espaciamiento de discontinuidades Vs RQD - Argílica – tajo Yero



Nota: Correlación entre el espaciamiento de discontinuidades y valores de RQD - Alteración argílica – tajo Yero, datos registrados en la base de datos histórica (izquierda) como también para los valores ajustados (derecha).

Asimismo, se observó que en la base de datos histórica varios tramos contaban con información de RQD y número de fracturas espaciamiento, sin registros de espaciamiento. Este vacío de información fue completado con los valores estimados mediante el ajuste realizado. En general, se recomienda que para etapas futuras del proyecto se ejecuten procedimientos de control de calidad y validación de los parámetros de espaciamiento a partir de información de nuevas campañas de perforación y validación en campo.

4.1.4. Propiedades de materiales argílicos y rocas blandas

Para el tajo Yero, se definieron las siguientes unidades geotécnicas donde se observaron rocas altamente alteradas donde la alteración hidrotermal ha destruido o modificado las características de fábrica de la roca caja. Los tramos



perforados con este tipo de material cuentan con un índice RQD prácticamente cero y con resistencia extremadamente baja (R0):

- UGB8: Material altamente alterado con resistencia similar a la de un suelo, ubicado principalmente en las alteraciones argílico y argílico avanzado. Materiales con altos contenidos de finos.
- UGB9: Material alterado con resistencia muy baja, ubicado principalmente en las alteraciones sílice arenosa, sílice granular y sílice masiva.

Se consideró como válido el uso del criterio de rotura Mohr-Coulomb para representar la resistencia de los materiales altamente alterados (UGB 8 y UGB 9). Este criterio utiliza una envolvente de falla lineal, que es obtenida de la relación de la resistencia al corte del material y el esfuerzo normal aplicado. Esta relación es expresada en términos de cohesión y el ángulo de fricción del material, parámetros que son típicamente obtenidos de ensayos de laboratorio en muestra inalteradas.

Como parte de la reciente campaña de investigación del año 2022, se ejecutó una serie de ensayos en este tipo de material obtenidos de testigos de perforación, los que en conjunto con la información de ensayos histórica fueron compilados en una base de datos compuesta por ensayos válidos, el detalle de la cantidad y tipo de ensayos es mostrado en la Tabla 7. Es importante notar que se consideró como válidos a aquellos ensayos que contaban con información de ubicación, alteración, e información de laboratorio que permitan realizar una interpretación de los resultados. Se omitió aquellos ensayos donde solo se reportaron resultados interpretados (e.g. cohesión, ángulo de fricción, etc.), sin

reporte de laboratorio o ensayos ejecutados en material de relleno, orgánicos o material estéril.

Tabla 7

Ensayos de laboratorio disponibles, altamente alterados y zonas de falla

Zona	Número de ensayos					
	SUCS-LA	TX-CU	CD (*)	CNC	PV	Gs
Tajo Yero	32	10	3 (10)	13	3	-

Notas: (1): En paréntesis se muestran las cantidades de ensayos totales, válidos y no válidos. (*): Las bases de datos incluyeron resultados de un ensayo corte directo a gran escala en muestras disturbadas y remoldeadas obtenidas en la zona I.

SUCS-LA:	análisis granulométrico y límites de Atterberg	TX-CU:	Compresión triaxial tipo consolidado no drenado con medición de presión de poros
CD:	Corte Directo	CNC:	Compresión no confinada
PV:	Peso volumétrico	G _s :	Peso específico de sólidos

4.1.4.1. Análisis granulométrico y límites de Atterberg

Con respecto al análisis granulométrico, las muestras de UGB 8 presentaron baja a media plasticidad con arena y en promedio fueron clasificadas como CL. Las muestras de UGB9 presentaron baja plasticidad, siendo clasificadas en promedio como ML. El detalle del análisis granulométrico es presentado en la Tabla 8 y la Figura 8.

Tabla 8

Análisis granulométrico, altamente alterados y zonas de falla

Zona	Alteración	Muestras válidas	Promedio			Muestras sin Límites de Atterberg (**)
			Arcilla/limos (%)	Arena (%)	Grava (%)	
Argílica (UGB 8)		15	10	37	53	11

	Argílica avanzada (UGB 8)	6	21	41	38	5
Tajo	Sílice arenosa (UGB 9)	4	25	41	34	-
Yero	Argílica / zona de falla	4	64	33	4	1
	Sílice arenosa / zona de falla	3	55	44	1	-
-	TOTAL	32	-	-	-	-

Notas: (*) Muestras obtenidas del tajo Abdiel 2, actualmente en operación. (**) Muestra que no presentaron límites de Atterberg cuando fueron ensayados en el laboratorio.

Figura 8

Curvas granulométricas, altamente alterados y zonas de falla, tajo Yero

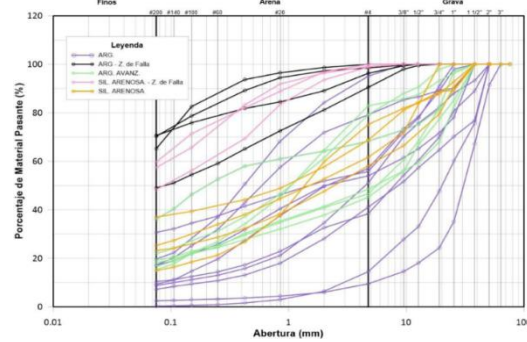
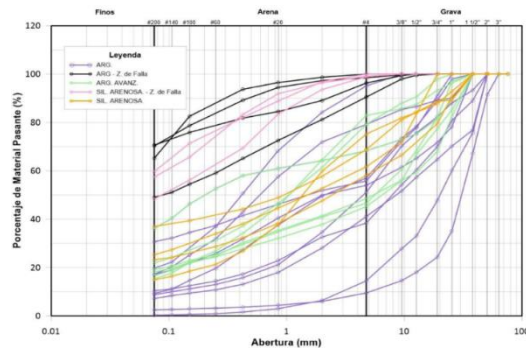


Figura 9

Curvas granulométricas, altamente alterados y zonas de falla



Los resultados de los ensayos realizados para estimar los límites de Atterberg son presentados en la Figura 10. En general, en términos de plasticidad los resultados mostraron una amplia dispersión, donde, por ejemplo, para las muestras con alteración argílica del tajo Yero, varían desde baja a alta plasticidad, variando la clasificación de material desde

limos a arcillas. En términos prácticos, este material fue clasificado con limos de media a alta plasticidad.

Debido a la limitada cantidad de ensayos disponibles en muestras inalteradas, se utilizó los resultados del análisis granulométrico y límites de Atterberg para, a partir de correlaciones propuestas por (Terzaghi, 1996) y (Patton, Hendron, & Kanji, 2009), estimar rangos para las propiedades de resistencia que puedan validar resultados de los ensayos triaxiales. La Figura 11 muestra la relación entre el ángulo de fricción efectivo y el índice de plasticidad obtenidos para la UGB 8 y el material obtenido de las zonas de fallas. Es importante notar que, para las condiciones estudiadas, se consideró como muestras inalteradas a aquellas que no fueron remoldeadas, no disturbadas o deterioradas, donde se preservó la humedad observada en campo, especialmente en aquellos materiales con altos contenidos de arcillas. Esto debido a que la experiencia con estos materiales ha mostrado que muestras disturbadas suelen estar expuestas a una redistribución de la humedad en la muestra, lo que podría llevar a una reducción de la presión de poros a valores negativos (CSIRO, 2018).

Figura 10

Límites de Atterberg, altamente alterados y zonas de falla

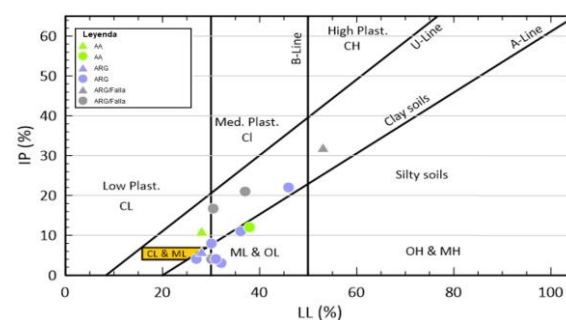
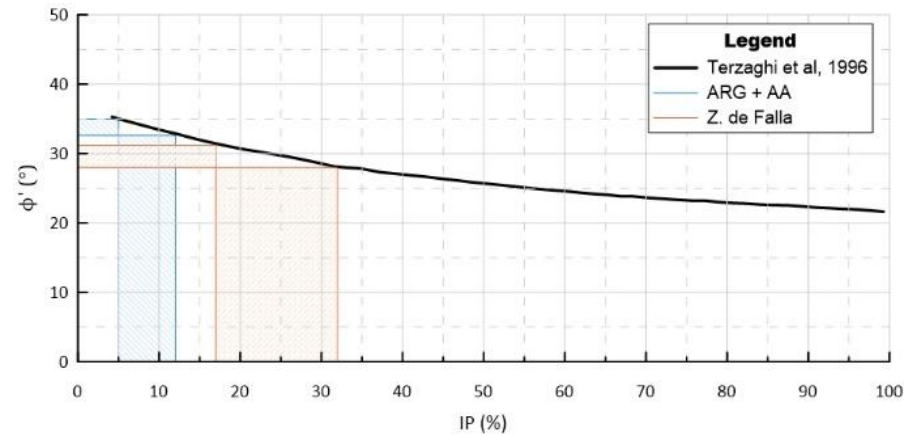


Figura 11

Ángulo de fricción efectivo VS Índice de plasticidad - Terzaghi et al, 1996



4.1.4.2. Ensayos de compresión no confinada

La Tabla 9 presenta los resultados obtenidos de los ensayos de compresión no confinada, especificando la descripción del material y principales valores estadísticos para los valores de resistencia.

Tabla 9

Ensayos de resistencia, altamente alterados y zonas de falla

Zona	Descripción	Muestras (*)	q_u		
			Promedio (kPa)	Mínimo (kPa)	Máximo (kPa)
Tajo	Argílica avanzada (UGB 8)	9	46	39	50
	Argílica (UGB 8)	8	150	32	356
Yero	Sílice arenosa (UGB9)	2	153	103	202
-	TOTAL	20	-	-	-

Notas: (*) Muestras reconstituidas o remoldeadas. Ensayos de resistencia compresión no confinada

4.1.4.3. Ensayos de corte directo y triaxiales CU con medición de poros

Para los ensayos triaxiales CU, solo se consideró ensayos válidos aquellos donde se registraron esfuerzos efectivos menores a los esfuerzos totales (i.e. presión de poros positiva), los que en su mayoría correspondieron a muestras no remoldeadas. Los parámetros analizados correspondieron en promedio a un 15% de deformación registrada en los reportes de laboratorio. La Tabla 10 presenta el detalle de la cantidad de ensayos que fueron considerados como válidas. A partir del análisis de estos resultados, mostrados en la Figura 12, se pudieron establecer las siguientes envolventes de falla para esfuerzos efectivos:

- UGB8 (material argílico ARG-AA): cohesión = 10 MPa y ángulo de fricción = 28°
- UGB9 (material sílice SILM/SIL-G): cohesión = 15 MPa y ángulo de fricción = 32°

Tabla 10

Ensayos triaxiales CU (), altamente alterados*

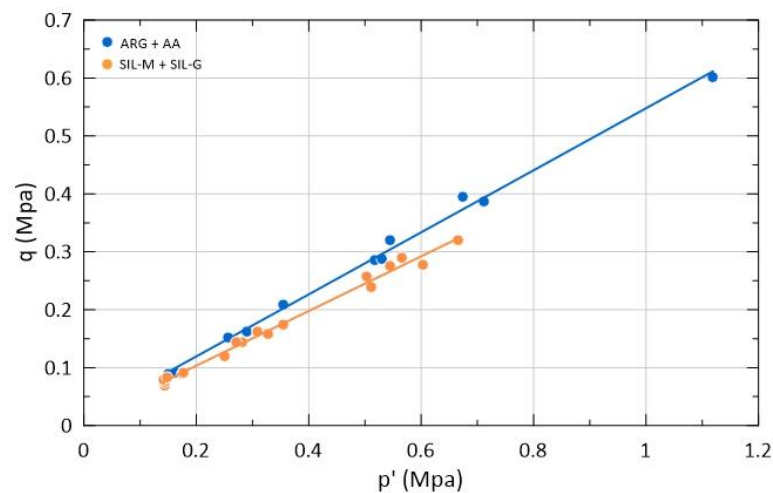
Zona	Alteración	Muestras-ensayos válidos	Profundidad promedio (m)
Tajo Yero	Argílica	4	50
	Argílica	2	16
	Avanzada Sílice arenosa	-	-
	(*)		

	Sílice	2-	60
	Masiva		
	Sílice	2-	75
	Granular		
-	TOTAL	10	-

Notas: (*) En total se recibieron 01 muestra remoldeada proveniente de la campaña de investigación 2007. Los resultados fueron considerados no válidos debido a que los esfuerzos totales medidos eran mayores a los esfuerzos efectivos (i.e. presión de poros negativa). CU (consolidado no drenado con medición de presión de poros).

Figura 12

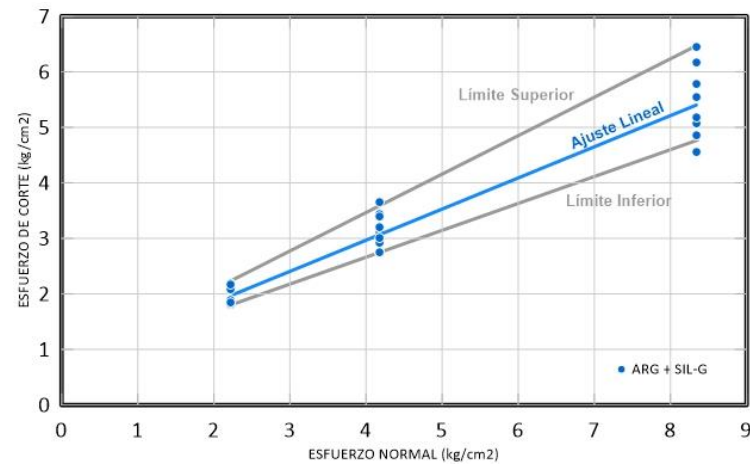
Esfuerzos efectivos de ensayos triaxiales CU (), altamente alterados*



Adicionalmente, se procesaron resultados de un total de 06 ensayos de corte directo en materiales predominantemente con alteración argílica, son presentados en la Figura 13. A partir de estos resultados, se definió una envolvente de falla y parámetros de resistencia a partir del mejor ajuste a los esfuerzos registrados en laboratorio: UGB8 (material argílico ARG-AA): Cohesión = 0.72 Kpa y ángulo de fricción = 29°. Es importante notar que las bases de datos incluyeron resultados de un ensayo corte directo a gran escala en muestras disturbadas y remoldeadas obtenidas en el tajo Yero.

Figura 13

Esfuerzos totales de ensayos de corte directo, altamente alterados



4.1.5. Resistencia de la roca intacta

En la definición de las propiedades mecánicas de la roca “intacta” se obtuvieron probetas de cada unidad geotécnica básica las que fueron sometidas a diferentes ensayos de laboratorio, con el objetivo de determinar propiedades físicas (e.g. densidad, humedad, etc.), resistencia en compresión uniaxial, UCS por sus siglas en inglés, resistencia en compresión multiaxial, constantes elásticas (Modulo de Young) y la razón de Poisson, ν .

El desarrollo de ensayos de laboratorio está fuera de los alcances de la presente investigación. Las actividades desarrolladas estuvieron enfocadas en examinar los reportes y resultados de los ensayos de laboratorio con el objetivo de identificar el mecanismo de falla y determinar estadísticamente los parámetros de resistencias intacta de los materiales. Se reevaluó todos los ensayos de laboratorio disponibles, resumidos en la Tabla 11 y aplicó las técnicas estadísticas de filtrado de datos para asegurar que los resultados finales no incluyeran resultados de ensayos inconsistentes o no válidos.

En detalle, el Anexo D proporciona la base de datos compilada de todos los ensayos de laboratorios actualmente disponibles, separados de acuerdo con las UGBs definidas.

Tabla 11

Ensayos de laboratorio por UGB disponibles, tajo Yero

Tajo	UGB	Alteración	Número de ensayos						
			PF	TI	TX	UCS	Ei / vi	SDT	PRT
Yero	1	ARG	3	18	6	11	2(5)		
	2	AA	21	6	1	8	1(2)		
	5	SILM	9	6	1	9	4(4)	2	2
	6	SIL-G	6	6	1	4	2(2)		
	7	SIL-V-A	5	6	1	15	3(4)		

Nota: La mayoría de las muestras contaban con una descripción de la alteración, la que fue revisada con la información de logueo del tramo muestreado, y, el modelo geológico vigente proporcionado.

PF: Densidad y propiedades físicas UCS: Ensayo compresión simple

TI: Ensayo tracción indirecta Ei: Módulo elástico

TX: Ensayo triaxial v: Razón de poisson

PRT: Proctor modificado SDT: Ensayo de durabilidad (*Slake Durability Test*)

No se tuvo acceso a los laboratorios de mecánica de rocas, por lo que no puede emitir opinión sobre la infraestructura del laboratorio. No obstante, se revisaron las fotografías y reportes de los ensayos de laboratorio, no detectando ningún tipo de anomalía en el proceso de control de calidad y los resultados de los ensayos. Se consideran que las bases de datos de ensayos de laboratorios cumplen con los requisitos industriales y pueden ser usados para la estimación de resistencia de la roca intacta.

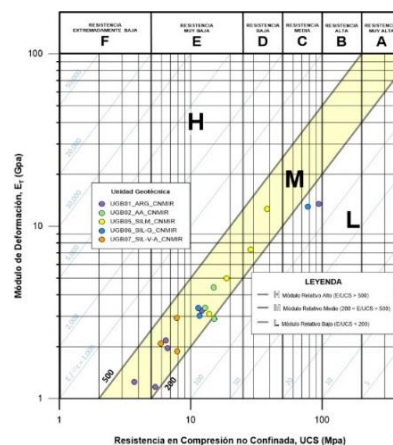
4.1.5.1. Propiedades de la roca intacta

Para la clasificación de las propiedades de la roca intacta se ha considerado el sistema de clasificación propuesta por (Deere & Miller, 1966), que agrupa las unidades de roca intacta de acuerdo con el módulo elástico, E por sus siglas en inglés, y la resistencia en compresión uniaxial, UCS por sus siglas en inglés. La Figura 14 presenta los gráficos de 19 resultados de ensayos correspondientes a las unidades de roca identificadas en el tajío Yero: alteración argílica, argílica avanzada, sílice masiva, sílice granular y sílice arenosa. En conclusión, el resultado de cada ensayo realizado en roca intacta esta detallado a continuación:

Las unidades del tajío Yero predominantemente muestran una resistencia clasificada como muy baja a extremadamente baja. En términos comparativos, todas las unidades presentan un módulo relativo medio a bajo. La unidad sílice masiva es la única que presenta una relativa linealidad y correspondencia en su información, con resistencias registradas clasificadas como baja a muy baja.

Figura 14

Clasificación de las propiedades de roca intacta, tajío Yero



Es importante mencionar que el alcance de la clasificación de la roca intacta presentada es limitado debido a la reducida cantidad de ensayos de laboratorio que registran tanto el módulo de deformación y la resistencia en compresión no confinada.

4.1.5.2. Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)

Este ensayo va a permitirnos la determinación de la resistencia unidireccional no confinada de la roca intacta o resistencia a la compresión simple en laboratorio, UCS por sus siglas en inglés. Se analizó un total de 72 ensayos UCS desarrollados en los laboratorios de Ausenco y en la Universidad Nacional de Ingeniería. Del total de ensayos de laboratorios disponibles, 47 muestras representaron falla a través de la matriz de roca y 25 mostraron otro tipo de falla diferente a la roca intacta o presentaron resultados no válidos. La Tabla 12 muestra un resumen del número de ensayos por unidad de roca.

Tabla 12

Resumen de base de datos UCS, cantidades totales y válidos

UGB	Abreviación	Alteración	Nº Resultados válidos
			(Nº Resultados totales)
			Tajo Yero
1	ARG	Argílica	17 (25)
2	AA	Argílica avanzada	7 (13)
4	PRO	Propilítica	3 (4)
5	SILM	Sílice masiva	5 (10)
6	SIL-G	Sílice granular	2 (6)
7	SIL-V-A	Sílice vuggy, arenosa	13 (14)
Total			47 (72)



Para la validación de resultados de resistencias UCS, se realizaron diferentes pruebas de selección, que incluyeron:

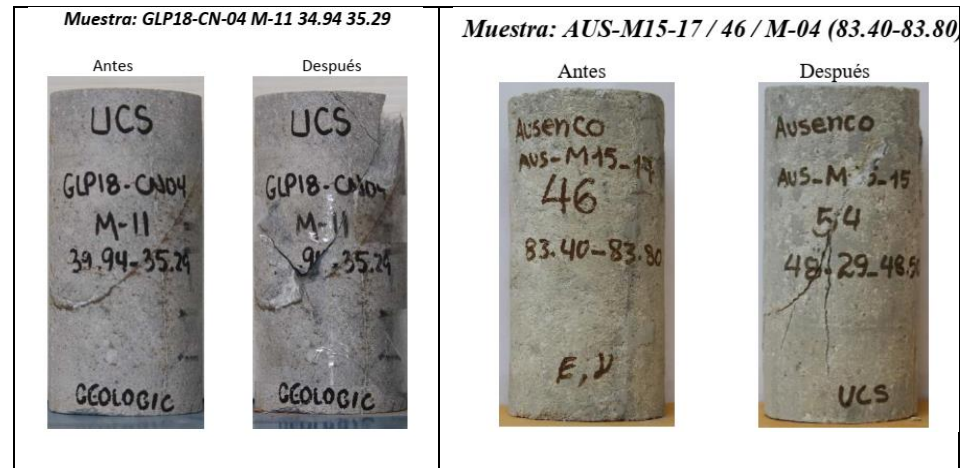
- Revisión de los ensayos y determinación del mecanismo de falla a partir del material fotográfico histórico y reportes de laboratorio, invalidando aquellas muestras que fallaron por defectos, micro defectos o estructuras o donde el mecanismo de falla no incluyó falla a través de la roca intacta según el criterio descrito por (Russo & Hormazabal, 2016). La Figura 15 muestra un ejemplo de este tipo de muestras clasificadas como no válidas;
- Descarte por densidades correlacionando la densidad del material y los valores registrados de UCS.
- Análisis de diagramas de caja (valores mínimos, Q1, media, Q3, máximo) de todos los resultados de resistencia, discriminando la existencia de diferentes subdominios o valores aislados
- Cálculo de parámetros estadísticos considerando solo los resultados válidos.

Los diagramas de caja mencionados son mostrados en la Figura 16, tanto para el grupo total de resultados, como también para los resultados válidos para cada unidad de roca identificados en tajo Yero. Es importante notar que los resultados presentaron una gran variabilidad e incertidumbre para todas las unidades de roca; asimismo, para las unidades UGB4 Propilítica y UGB6 Granular en el tajo Yero, no alcanzaron la cantidad

mínima de muestras recomendadas por las mejores prácticas industriales, que indican un mínimo de 5 muestras de UCS representativas por unidad.

Figura 15

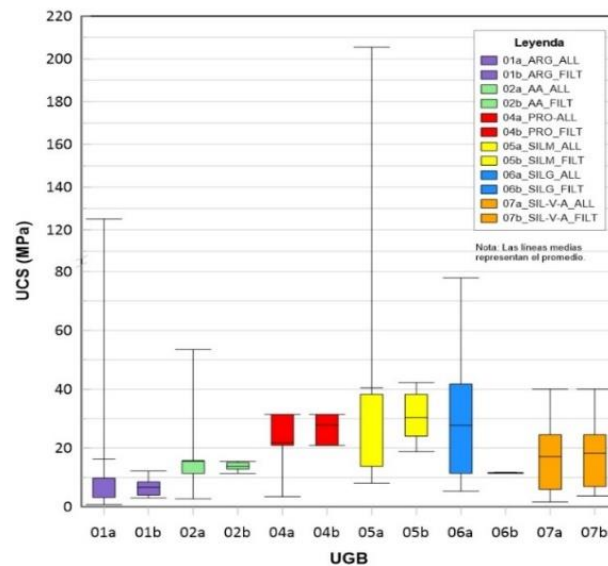
UCS, AA en la zona tajo Yero



Nota: Muestras UCS con otro tipo de falla diferente en la roca intacta, AA en el tajo Yero. Fotos muestran la probeta antes y después del ensayo.

Figura 16

Laboratorio UCS para cada unidad de roca, tajo Yero



Nota: Los diagramas muestran valores mínimos, Q1, media, Q3, máximo tanto para todos los resultados UCS, como también para los resultados válidos / filtrados. mostrando el grupo total de resultados válidos.

En la Tabla 13, resumen de los resultados estadísticos de resistencia UCS, para UG.

Tabla 13

Resumen estadístico de valores UCS, tajo Yero

ESTADÍSTICA	UGB	UGB	UGB	UGB	UGB	UGB	UGB
	1	2	3	4	5	6	7
	ARG	AA	AI	PRO	SILM	SIL- G	SIL- V-A
N° de Ensayos válidos	17	7	-	3	5	2	13
Promedio (MPa)	6.56	13.80	-	27.84	30.38	11.54	18.233
Desviación estándar (MPa)	2.87	1.47	-	5.98	9.79	0.21	12.86
Valor mínimo (MPa)	3.00	11.39	-	20.93	18.73	11.39	3.73
Valor máximo (MPa)	12.11	15.50	-	31.47	42.25	11.68	40.07

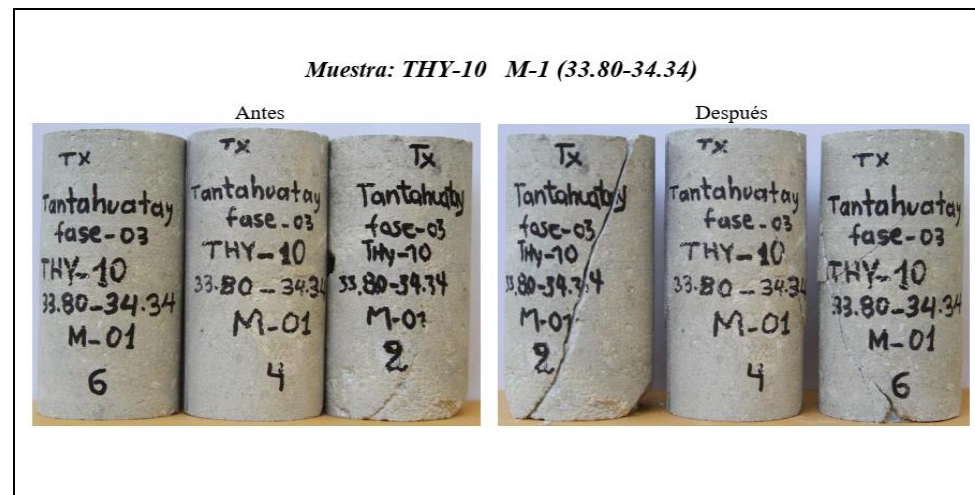
4.1.5.3. Resistencia a la compresión triaxial (Tx)

Aquí se realiza la simulación de la condición a la cual se somete a la roca in situ, a un esfuerzo de confinamiento triaxial, aplicando presiones hidráulicas al core de roca. Los resultados de este ensayo permiten la determinación de la envolvente de falla o envolvente máxima de resistencia del material de roca intacta ensayado. Se analizó un total de 17 ensayos triaxiales (TX) ejecutados en los laboratorios de Ausenco y la Universidad Nacional de Ingeniería. En la Tabla 14 se resume el número de ensayos válidos y totales desarrollados para cada unidad geotécnica. Para la validación de resultados, se adoptó el mismo principio descrito y utilizado en este reporte para la resistencia a la compresión uniaxial UCS, que incluyó principalmente invalidar resultados obtenidos de muestras que presentaron otro tipo de falla diferente a la roca intacta. Un ejemplo de

muestras ensayadas invalidadas en compresión triaxial es presentado en la Figura 17.

Figura 17

Triaxial, tajo Yero, alteración Argílica



Nota: Ejemplo de tipo de muestra TX que presentaron otro tipo de falla diferente a la roca intacta. Tajo Yero, alteración Argílica. Las fotos muestran las probetas antes y después del ensayo.

Tabla 14

Resumen de ensayos triaxiales

UGB	Abreviación	Alteración	N° Resultados válidos (N° resultados totales)
			Tajo Yero
1	ARG	Argílica	8 (11)
2	AA	Argílica avanzada	1 (1)
3	AI	Argílica intermedia	-
4	PRO	Propilítica	0 (0)
5	SILM	Sílice masiva	4 (5)
6	SIL-G	Sílice Granular	1 (1)
7	SIL-V-A	Sílice vuggy, arenosa	3 (3)
N° Ensayos totales			17 (24)



Se utilizó los resultados de estos ensayos triaxiales en conjunto con los de resistencia a la tracción y compresión simple UCS para la determinación de los valores de la constante “ m_i ” de acuerdo con el criterio de Hoek-Brown (Hoek *et. al.*, 2002) para la estimación de resistencia del macizo rocoso.

4.1.5.4. Resistencia a la tracción indirecta

Con el objetivo de obtener el comportamiento mecánico de las unidades de roca sometido a fuerzas de tensión se utilizó el ensayo de tracción indirecto conocido como ensayo “brasileiro”. Este ensayo tiene como objetivo determinar, de manera indirecta, la resistencia a la tracción a partir del cálculo de esfuerzos en cores de roca en forma de cilindro que es sometido a fuerzas compresivas aplicadas a lo largo de su longitud, a tracción.

Para el caso del presente estudio, se examinó un total de 56 ensayos de tracción indirecta, ensayados en los laboratorios de Ausenco y la Universidad Nacional de Ingeniería. En la Tabla 15, se resumen los resultados de laboratorios.

Tabla 15

Resultados de resistencia a la tracción indirecta, tajo Yero

Estadística	UG1	UG4	UG5	UG6	UG7
	ARG	PRO	SILM	SIL-G	SIL-V-A
Nº de Ensayos válidos	18	2	6	12	18
Promedio (MPa)	0.6	0.3	1.2	0.7	1.7

Desviación estándar (MPa)	0.14	0.00	0.82	0.25	1.07
Valor mínimo (MPa)	0.40	0.30	0.3	0.2	0.2
Valor máximo (MPa)	0.90	0.30	2.1	1.0	3.9

4.1.5.5. Estimación de los parámetros “ m_i ” y “ σ_{ci} ” de la roca

Intacta

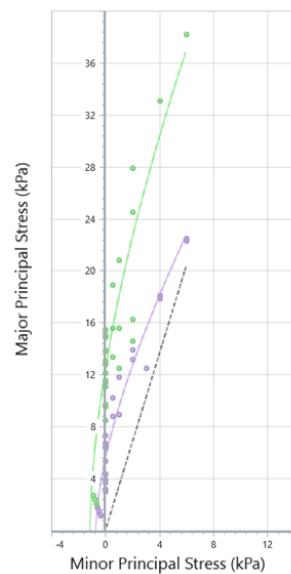
Para el uso del criterio generalizado de Hoek-Brown (Hoek & Brown, 2002), se requiere estimar los parámetros de la roca intacta definidos como “ σ_{ci} ” y “ m_i ” en base a los resultados de los ensayos de laboratorio disponibles. Según este criterio, m_i es un parámetro asociado a la pendiente de la envolvente de falla de la roca intacta obtenido de la correlación del esfuerzo efectivo principal mayor ($[\sigma']_1$) y el esfuerzo efectivo principal menor ($[\sigma']_3$). Asimismo, σ_{ci} representa resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (i.e. $[\sigma']_3=0$), valor que es obtenido de la intersección de la envolvente de falla con el eje del esfuerzo principal mayor ($[\sigma']_1$).

Se utilizó el programa RSDData v 1.005 (Rocscience, 2021) para la estimación de m_i y σ_{ci} utilizando el ajuste Levenberg – Marquardt, tratando de obtener valores de m_i similares a los rangos típicos reseñados en la literatura técnica para el tipo de roca analizado. En el Anexo F, se ven las envolventes de rotura en la roca intacta por UGB en las que se cuenta con ensayos de laboratorio. La Figura 18 presenta un ejemplo de la estimación de los valores m_i y σ_{ci} para la alteración argílica (morado) y argílica avanzada (verde) para el tajo Yero. Es importante notar que durante el análisis de los resultados de laboratorio se observó una alta

dispersión y variabilidad, por lo que cada vez que fue requerido se ajustaron, no solo envolventes de falla medios, sino también envolventes, que fueron interpretados como límites inferiores y superiores (i.e. tipos de calidad de roca o subdominios para la misma UGB). En la Tabla 16 se resume el resultado de constantes m_i y σ_{ci} para cada unidad de roca identificado en el proyecto.

Figura 18

Constantes m_i y σ_{ci} , A (morado) y AA (verde), tajo Yero



Nota: Estimación de las constantes m_i y σ_{ci} en la alteración argílica (A) (morado) y argílica avanzada (AA) (verde), tajo Yero.

Tabla 16

Constantes m_i y σ_{ci} estimados para roca intacta

Zona	UGB	Abreviación	Ajuste		Límite superior		Límite inferior	
			m_i	σ_{ci}	m_i	σ_{ci}	m_i	σ_{ci}
Tajo Yero	1	ARG	-	-	8	5	8	9
	2	AA	11	12	-	-	-	-
	4	PRO	12	28	-	-	-	-



5	SILM	19	38	-	-	-	-
6	SIL-G	12	11	-	-	-	-
7	SIL-V- A	8	22	17	6	21	36

4.1.6. Parámetros de calidad del macizo rocoso

A partir de la caracterización geotécnica presentada, es posible indicar que según el sistema de clasificación de materiales propuesto por (Bieniawski Z. T., 1976), los materiales del tajo Yero, predominantemente se encuentran clasificados entre rocas clase V y III (muy mala a regular). Con respecto al índice de calidad de roca (RQD, por sus siglas en inglés) (Deere & Miller, 1966), los materiales del tajo Yero presentan mayoritariamente índices clasificados como pobre-muy pobre.

Tabla 17

Parámetros por UGB, mapeo geotécnico, tajo Yero

Zona	ALT	Parámetro	Conteo de registros					D.E ⁽¹⁾	Media	Primer cuartil	Mediana	Máximo
			Total	Línea de detalle	Ventana geotécnica	Media	Mínimo					
Tajo Yero	AA	Dureza ⁽²⁾	40	34	6	4	1.41	4	2	4	4	7
		GSI ⁽³⁾	34	34	-	65	16.14	15	51	65	80	80
	ARG	RQD (%) ⁽⁴⁾	40	34	6	62	15.61	25	53	62	85	85
		Dureza ⁽²⁾	20	15	5	4	1.64	4	4	4	4	7
	SIL-G	GSI ⁽³⁾	14	14	-	55	17.35	20	51	55	77	77
		RQD (%) ⁽⁴⁾	20	15	5	62	16.53	25	55	62	82	82
	SILM	Dureza ⁽²⁾	4	3	1	4	1.00	4	3.5	4	4	4
		GSI ⁽³⁾	3	3	-	55	11.55	35	45	55	55	55
	SILM	RQD (%) ⁽⁴⁾	4	3	1	50	11.90	37	39	49.5	59	59
		Dureza ⁽²⁾	12	11	1	4	1.03	4	2	4	4	4
	SILM	GSI ⁽³⁾	11	11	-	65	19.81	25	45	65	80	80
		RQD (%) ⁽⁴⁾	12	11	1	59	20.17	30	40	59	89	89

Notas: (1) D.E.: Desviación Estándar (2) La dureza es representada en valores de IRS (ISRM, 1981), (3) GSI: índice de resistencia geológica del macizo rocoso (Hoek E., 1994), (4) RQD: Índice de calidad de roca (Deere et al., 1967). Resumen de los parámetros de calidad de roca obtenidos para las distintas UGB en base a la información de mapeo geotécnico, tajo Yero.

Tabla 18

Parámetros por UGB, logueo geotécnico, tajo Yero, 1 de 2

Alteración	Parámetro	Cantidad	Longitud (m)	Media	D.E. ⁽¹⁾	COV ⁽²⁾	Mínimo	Q1	Mediana	Q3	Máximo
AA		1057	1230								
	FF ⁽³⁾	577	684	8	6.6	0.8	0	3	6	10	34
	Dureza ⁽⁴⁾	1052	1226	2	0.9	0.5	0	1.5	2	2.5	5
	JC (76) ⁽⁵⁾	562	668	11	3.4	0.3	3	8	11	13	22
	RMR76 ⁽⁶⁾	527	626	47	11.0	0.2	23	37	48	56	93
	RQD (%) ⁽⁷⁾	1057	1230	29	35.4	1.2	0	0	0	63	100
AI		132	149								
	FF ⁽³⁾	26	32	11	9.0	0.8	1	4	8	13	31
	Dureza ⁽⁴⁾	131	148	1	0.5	0.4	0	1	1	1.5	2.5
	JC (76) ⁽⁵⁾	26	33	9	4.0	0.5	2	6	8	13	15
	RMR76 ⁽⁶⁾	25	31	40	10.9	0.3	22	34	37	51	61
	RQD (%) ⁽⁷⁾	132	149	9	21.9	2.5	0	0	0	0	95
ARG		798	828								
	FF ⁽³⁾	271	265	11	8.4	0.8	0	5	9	15	40
	Dureza ⁽⁴⁾	797	827	2	0.9	0.6	0	1	1.5	2	5
	JC (76) ⁽⁵⁾	287	275	11	3.1	0.3	0	9	11	13	22
	RMR76 ⁽⁶⁾	254	250	42	12.0	0.3	22	34	38	51	91
	RQD (%) ⁽⁷⁾	798	828	12	26.0	2.1	0	0	0	0	100
PRO		23	12								
	FF ⁽³⁾	9	5	14	6.2	0.4	4	10	11	20	21
	Dureza ⁽⁴⁾	23	12	2	0.8	0.5	0.5	1	1.5	2	3
	JC (76) ⁽⁵⁾	15	7	8	2.9	0.4	4	7	8	9	13
	RMR76 ⁽⁶⁾	9	5	33	4.3	0.1	27	30	32	34	43
	RQD (%) ⁽⁷⁾	23	12	8	15.7	2.1	0	0	0	15	60

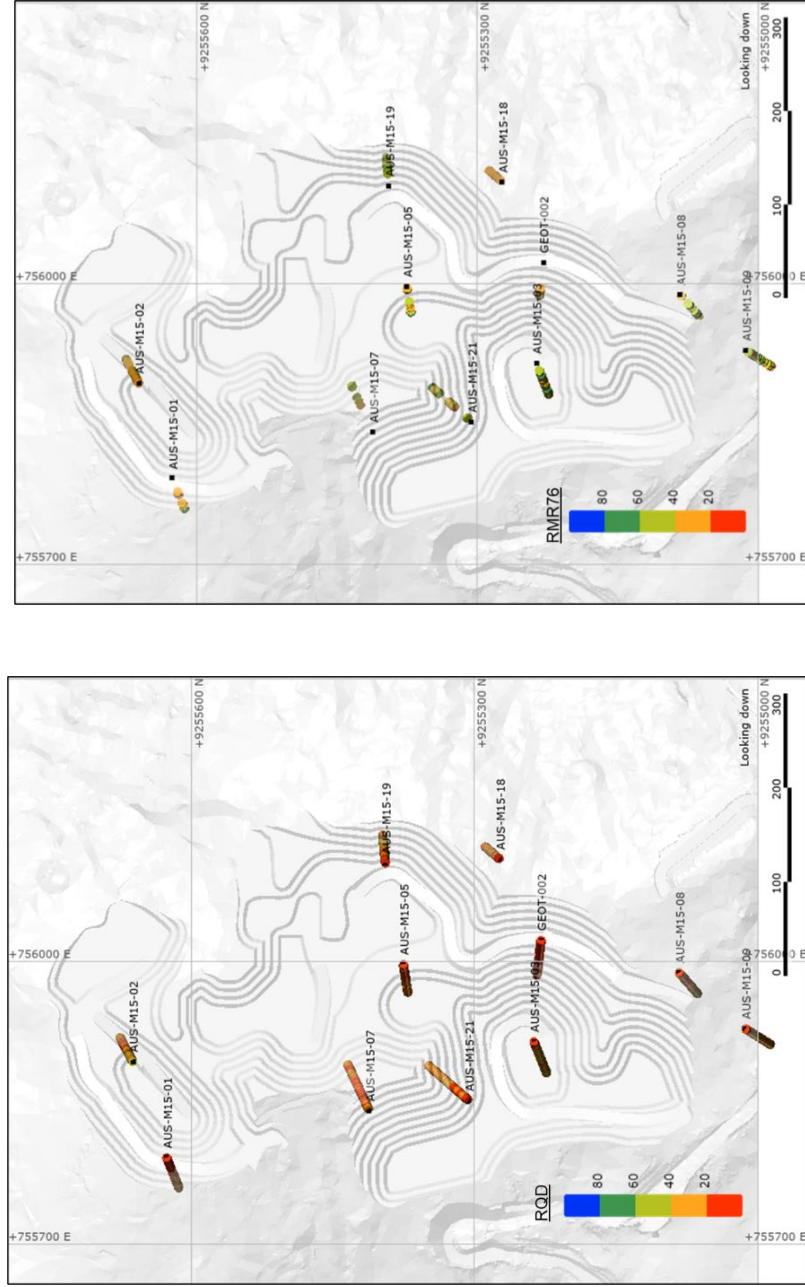
Tabla 19

Parámetros por UGB, logueo geotécnico, tajo Yero, 2 de 2

Alteración	Parámetro	Cantidad	Longitud (m)	Media	D.E. ⁽¹⁾	COV ⁽²⁾	Mínimo	Q1	Mediana	Q3	Máximo
SIL-G		234	279								
	FF ⁽³⁾	123	155	10	6.4	0.6	0	5	8	13	32
	Dureza ⁽⁴⁾	227	274	2	1.5	0.8	0	0	2	3	4.5
	JC (76) ⁽⁵⁾	124	157	13	3.5	0.3	4	11	13	15	21
	RMR76 ⁽⁶⁾	122	155	46	10.2	0.2	22	37	46	53	81
	RQD (%) ⁽⁷⁾	234	279	27	32.5	1.2	0	0	0	53	100
SIL-V-A		33	50								
	FF ⁽³⁾	20	34	17	10.1	0.6	1	10	16	30	31
	Dureza ⁽⁴⁾	32	41	2	1.0	0.6	0	1	2	2	3
	JC (76) ⁽⁵⁾	20	27	10	2.9	0.3	5	8	11	11	15
	RMR76 ⁽⁶⁾	19	25	37	9.0	0.2	25	31	35	41	56
	RQD (%) ⁽⁷⁾	33	50	18	22.9	1.3	0	0	0	31	63
SILM		446	487								
	FF ⁽³⁾	169	183	8	7.3	0.9	0	3	7	12	39
	Dureza ⁽⁴⁾	445	486	2	1.0	0.6	0	1	1.5	2	5
	JC (76) ⁽⁵⁾	200	222	12	3.0	0.3	1	11	12	14	20
	RMR76 ⁽⁶⁾	162	177	49	12.5	0.3	27	38	49	59	83
	RQD (%) ⁽⁷⁾	446	487	21	33.4	1.6	0	0	0	35	100

Figura 19

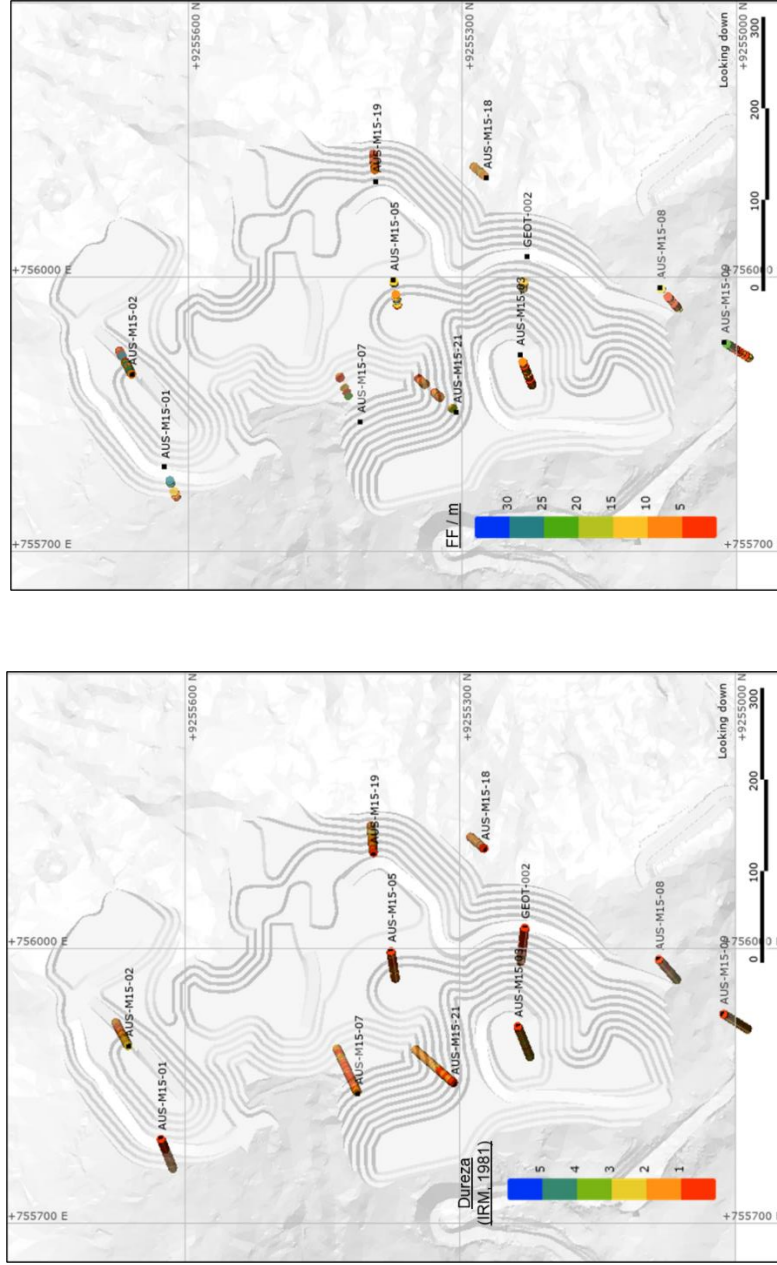
Logeoo geotécnico, tajo Yero, RQD y RMR76



Nota: Información de logeoo geotécnico recibida de la UM, tajo Yero. Izquierda: Índice de calidad de roca RQD (Deere et al., 1967) Derecha: Índice de calidad de roca RMR76 (Bieniawski, 1976).

Figura 20

Logueo geotécnico, tajío Yero, R y FF/m



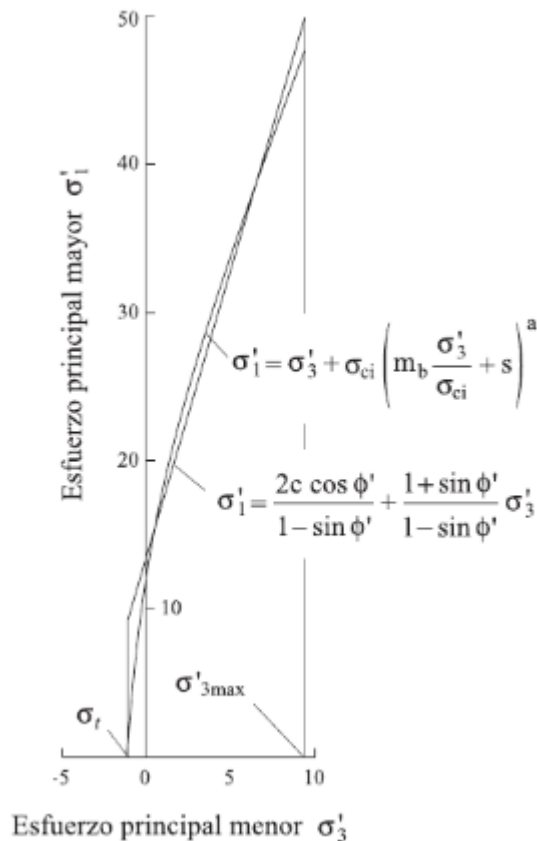
Nota: Información de logueo geotécnico recibida de la UM, tajío Yero. Izquierda: Dureza R (ISRM, 1981) Derecha: Frecuencia de fractura por metro FF/m.

4.1.7. Modelo de Resistencia del Macizo Rocoso

Considerando la información disponible, propiedades de la roca “intacta” y calidad geotécnica del macizo rocoso, se estimaron las propiedades de resistencia para las distintas UGBs utilizando el criterio generalizado de Hoek-Brown (Hoek & Brown, 2002), que define la resistencia del macizo rocoso según las siguientes expresiones mostradas en la Figura 21:

Figura 21

Criterio generalizado de Hoek-Brown (Hoek et al., 2002)



Nota: Expresiones para estimar la resistencia del macizo rocoso.

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (2)$$



$$m_b = m_i e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)} \quad (3)$$

$$s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)} \quad (4)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} (e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (5)$$

Donde: σ'_1 y σ'_3 : esfuerzos principales efectivos mayor y menor; m_i : parámetro asociado a la pendiente de la envolvente de falla de la roca intacta; σ_{ci} : resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta; GSI : Índice de resistencia geológica del macizo rocoso propuesto por (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998); y D : factor de perturbación, el que incluye los efectos de los trabajos de voladuras y el desconfinamiento del macizo.

Se tienen los siguientes resultados en la estimación de propiedades en el que se utilizó la metodología en mención:

- Se utilizaron los parámetros de la roca intacta definidos como “ σ_{ci} ” y “ m_i ” en base a los resultados de los ensayos de laboratorio según lo indicado en el acápite 4.1.5 de la presente investigación;
- Se consideraron los valores del índice RMR_{89} y GSI de acuerdo con la base de datos proporcionada, resumida en el acápite 4.2.6 de esta investigación; y
- El factor de perturbación, “ D ”, fue definido en función de la profundidad, donde se consideraron valores entre 0.4 y 1.0, variando linealmente para los primeros 40m, y un valor de 0.4 para profundidades mayores a 40m.

En la Tabla 20 se resumen las propiedades de macizo rocoso para las distintas UGBs presentes. Estos parámetros fueron utilizados en los análisis de estabilidad de taludes, los que consideraron el diseño operativo de fase del tajo final vigente y estuvieron enfocados en analizar la estabilidad de bancos y de taludes finales a niveles interrampa y globales.

Tabla 20

Criterios de resistencia al corte del macizo rocoso, UGB

Zona	Unidad geotécnica	Peso unitario Seco (kN/m ³)	Criterio de falla					
			Generalized Hoek-Brown (2002)				Mohr-Coulomb	
			σ_{ci} (MPa)	mi	D	RMR/GSI	Cohesión (kPa)	Ángulo de fricción (°)
	ARG	20	5/9	8	0.4-1.0	34/38	-	-
	AA	21.4	12	11	0.4-1.0	37	-	-
	AI	20	9	8	0.4-1.0	34	-	-
	PRO	21.7	28	12	0.4-1.0	30	-	-
Tajo	SILM	21.9	38	19	0.4-1.0	38	-	-
Yero	SIL-G	19	11	12	0.4-1.0	37	-	-
	SIL-V-A	18	6/22/3 6	17/8 /21	0.4-1.0	31/35/ 37	-	-
	MARG	20	-	-	-	-	15	28
	MSIL	20	-	-	-	-	15	32
Todos	Falla	20	N/A	N/A	N/A	N/A	5	25

Nota: Los valores lineales de Mohr Coulomb aplican para esfuerzo normales menores que 0.5 MPa. El ancho asumido para todas las fallas es 3m.



4.1.8. Clasificación de la información geotécnica

Durante la etapa de diseño, la metodología de análisis de la información geotécnica se ha considerado, de manera lógica y secuencial, diversos aspectos geotécnicos antes de realizar evaluaciones de estabilidad. La mejora en la confiabilidad del modelo geotécnico generará un ambiente en el que el diseño geotécnico pueda estimarse en condiciones de mayor confianza. En este sentido, se revisó el nivel de confianza de la información geotécnica con el objetivo de analizar la confiabilidad del modelo geotécnico para cada unidad geotécnica.

Se consideró que, desde el punto de vista de niveles de confianza, existen tres clasificaciones para los materiales de acuerdo con las siguientes descripciones:

Clase I - Probada: Representa el área alrededor del sondaje o la cara de banco mapeada donde el material fue totalmente caracteriza incluyendo; caracterización geotécnica completa, pruebas de laboratorio y caracterización estructural. Estos materiales cumplen con el proceso de validación y se puede considerar alto nivel de confianza,

Clase II - Probable: Todos los parámetros de resistencia de la roca se basan en el material que fuera caracterizado como Clase I. Hay mapeo de cara de banco y se supone que el material se comporta similar al material dentro de la zona de material caracterizado. Esta zona es considerada confianza media. Dependiendo de la infraestructura de la mina situada en la zona puede ser necesaria más investigación.

Clase III - Posible: Todos los parámetros de resistencia de la roca se basan en el material que se caracteriza como Clase II. No hay perforaciones o los datos

son muy limitados. Estas áreas se consideran de baja confianza. Dependiendo de la infraestructura de la mina situada en la zona puede ser necesaria más investigación

Se ha utilizado estas descripciones para evaluar la confiabilidad de la información geotécnica recolectada por las todas las campañas de investigaciones realizadas. El material que se caracteriza en las paredes de la fase tajo final para cada tajo ha sido clasificado según lo indicado en la Tabla 21.

Tabla 21

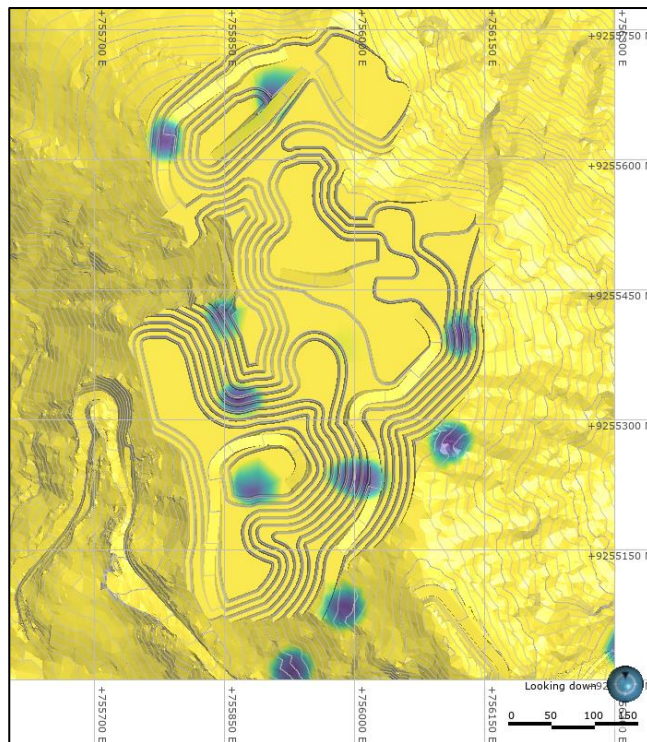
Información geotécnica (%), fase tajo final, tajo Yero

Tipo	Clasificación de información por tajo (%)	
	Yero	
Clase I – Probada	3	
Clase II – Probable	7	
Clase III – Posible	1	

En la Figura 22 se muestran vistas en planta de la fase tajo final para el tajo Yero. Las áreas de color azul y color verde indican sectores considerados como Clase I y Clase II respectivamente. En base a la información de sondajes con información geotécnica, se puede indicar que para la zona I existe una media a buena distribución de taladros en las fases diseñada, donde la fase minera revisada está cubierta con un promedio de 10-18% de las paredes con materiales Clase I y Clase II.

Figura 22

Clasificación de materiales Clase I y II, tajo Yero



Nota: Áreas azules: Materiales Clase I, áreas verdes: materiales Clase II

4.1.9. Modelo estructural

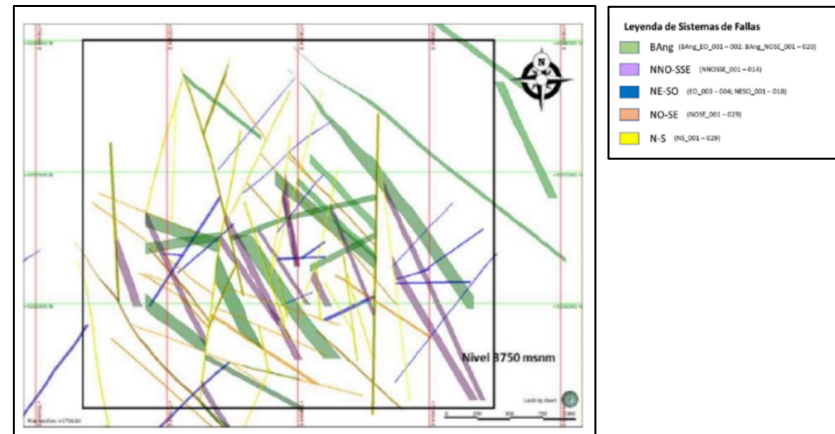
4.1.9.1. Modelo de fallas mayores

El presente estudio integra el modelo estructural vigente desarrollado (2022) en el modelo geotécnico para analizar la estabilidad de taludes. A partir de considerar la orientación y geometría de las estructuras identificadas, se han modelado un total de 102 fallas en el área de sulfuros y sus alrededores. Las fallas han sido clasificadas en 5 sistemas: (1) Bajo ángulo, (2) Nor noroeste-Sur sureste, (3) Noreste-Suroeste, (4) Noroeste-Sureste y (5) Norte-Sur. Una vista en planta del

nivel 3750 m s.n.m. de los sistemas de fallas modeladas es presentada en la Figura 23.

Figura 23

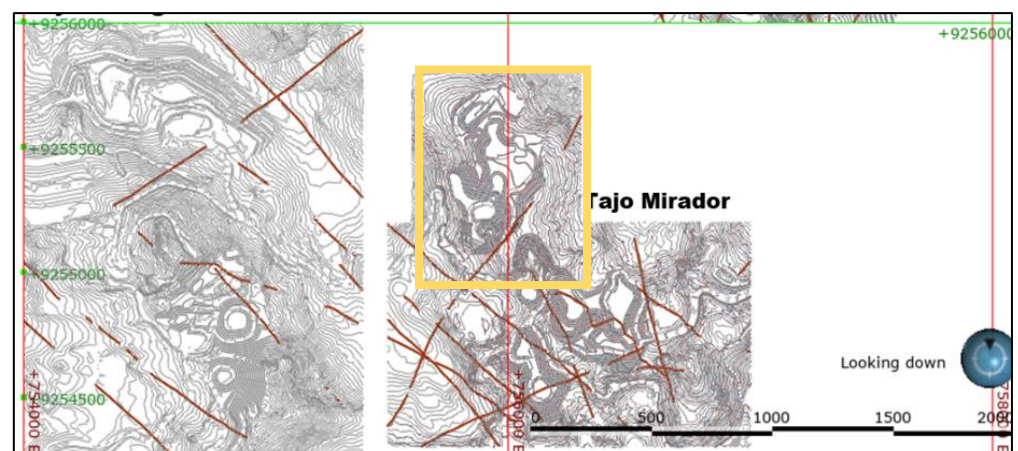
Modelo de fallas mayores - Vista en planta - sistemas de fallas



La Figura 24, vista en planta de las trazas de las estructuras mayores proyectadas en el diseño final del tajo Yero, modelo estructural vigente.

Figura 24

Modelo de fallas mayores – Vista en planta - estructuras proyectadas



Nota: Modelo de fallas mayores – Vista en planta de las trazas de las estructuras proyectadas en los diseños finales para cada tajo en estudio.

Para las siguientes etapas del proyecto, el modelo estructural vigente requiere un refinamiento con la adición de nuevos datos obtenidos de la perforación de testigos orientados y mapeo de bancos. Debido a la presencia de materiales de baja calidad, la factibilidad de utilizar geofísica de sondajes (televiwer) deberá ser analizada, considerando las características específicas de las zonas a perforar.

4.1.9.2. Dominios estructurales

Mediante el uso de proyecciones estereográficas, se analizó la información histórica de orientación de discontinuidades proveniente de testigos orientados y mapeo de bancos. Las bases de datos con información estructural incluyeron 4 sondajes, 9 ventanas de mapeo y 34 líneas de detalle. La Tabla 22 entrega un resumen de la cantidad de información estructural examinada para el tajo Yero.

Tabla 22

Base de datos estructural

Tajo	Cantidades válidas (1)		
	Sondajes orientados	Ventana de mapeo/estación	Línea de detalle
Tajo Yero	4	9	34

Notas: (1) Cantidades válidas donde se contaba con información de travesas para obtener las orientaciones de estructuras (buzamiento y dirección de buzamiento).

Como resultado del análisis de la información estructural, se definieron sistemas de estructuras, las que estuvieron relacionadas directamente con la definición de la orientación de cada sistema.

4.1.9.3. Sistemas estructurales

El uso de proyecciones estereográficas para el análisis de las orientaciones de estructuras ha sido descrito por Attewell & Farmer (1979), (Goodman, 1985), Hoek & Bray (1981), Hoek & Brown (1980), y Priest (1993). Para el análisis e interpretación de la información estructural, se utilizaron proyecciones estereográficas generadas por el software Dips. V.08 (Rocsience, Inc 2016) con los cuales se procedió a la determinación de los patrones estructurales más representativos para el tajo en estudio. Como resultado de este análisis, se identificaron dominios estructurales para el tajo, los mismos que son mostrados en la Figura 25. El detalle de los sistemas de estructuras menores de cada dominio y tajo son presentados la Tabla 23.

Figura 25

Modelo de fallas mayores - Vista en planta - sistemas de fallas

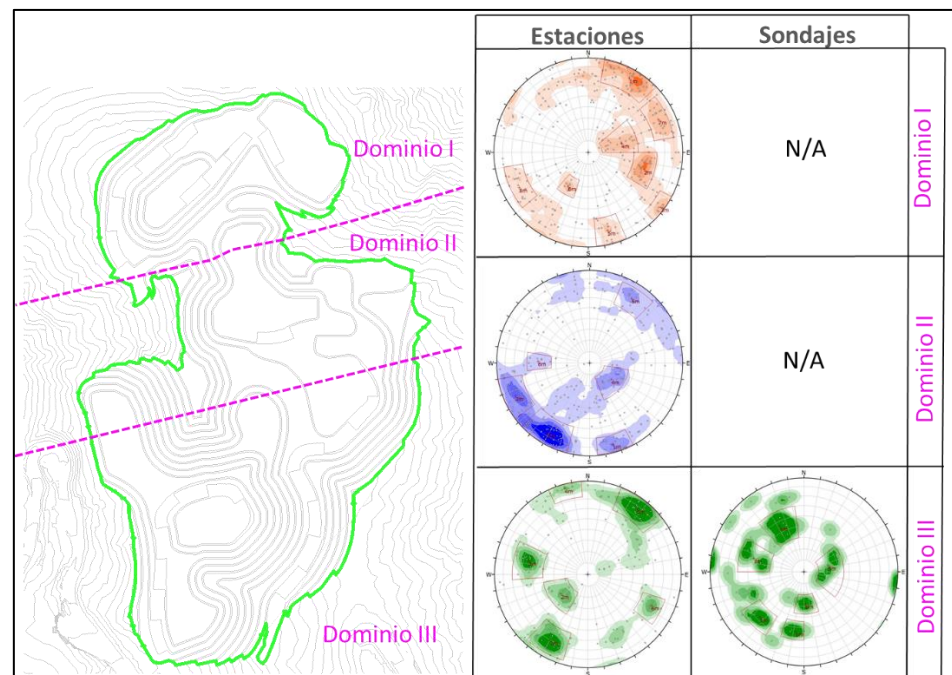


Tabla 23*Dominios estructurales, tajo Yero*

Domi nio	Tipo de Set	Nombre del set	Dip	Dip direction	Dip		Dip direction	
					Min	Max	Min	Max
III	Princi pales	1	54	8	53	55	0	13
		2	57	44	56	59	41	49
		3	46	104	35	99	55	111
		4	46	153	36	53	140	159
		5	24	263	14	32	230	301
		6	28	178	27	29	0	355

4.1.9.4. Resistencia de las discontinuidades menores

Con el objetivo de estimar la resistencia interna de las estructuras, se consideró un total de 06 ensayos de corte directo en estructuras naturales y 16 simuladas (tipo *saw cut*), según el detalle indicado en la Tabla 24. Se utilizaron los resultados de laboratorio para determinar para cada zona la resistencia al corte de las estructuras.

Es importante mencionar que la información cruda de los ensayos (i.e. fuerzas y desplazamientos) no estuvo disponible para este estudio, y solo se utilizaron valores máximos interpretados de esfuerzo normales y de corte. En consecuencia, no se realizaron correcciones por área para la estimación de las envolventes de falla, tampoco se estimaron ángulos de dilatación o ángulos de fricción básica. Adicionalmente, existe un vacío de información, requerida para estimar para estimar envolventes de falla confiables a partir de este tipo de ensayos (e.g. resistencia de paredes de estructuras, rugosidad).

Tabla 24*Ensayos de corte directo disponibles, tajo Yero*

Tajo	Tipo de estructura	
	Natural	Simulada (<i>Saw cut</i>)
Tajo Yero	06	16

Para la estimación de los valores de fricción, se consideró válido el uso de la envolvente de resistencia máxima no lineal donde los valores de fricción son dependientes de los esfuerzos a los que la estructura es sometida. De esta manera, para cada zona en estudio se calcularon los parámetros k y m de la regresión exponencial de mejor ajuste que represente la envolvente de falla de las estructuras mediante la expresión $\sigma = k * \sigma_n^m$, donde el ángulo de fricción interna de las estructuras puede ser determinado como lo indica la ecuación 6:

$$\tan \phi = \frac{\partial \sigma}{\partial \sigma_n} \quad (6)$$

La Figura 26 muestra un ejemplo de aplicación del criterio no-lineal de falla para discontinuidades muestreadas en la zona I. En la Tabla 25 se muestra el resultado de las funciones de resistencia al corte de las discontinuidades menores.

Figura 26

Envolvente de Falla No-Lineal, Discontinuidades menores, tajo Yero

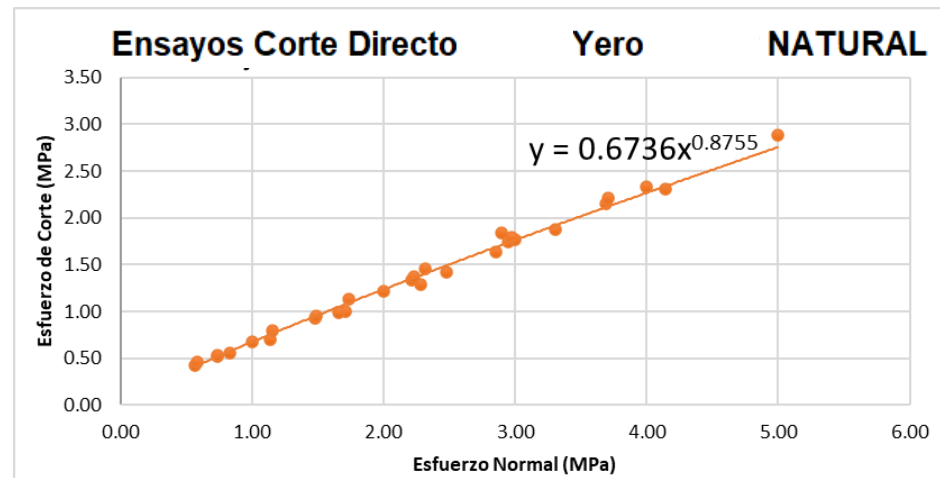


Tabla 25

Funciones de resistencia al corte de las discontinuidades menores

Zona	k	m	Función		
			resistencia al corte	Función de fricción	
Tajo Yero	Promedio (*)	0.67	0.876	$\tau=0.67\sigma n^{0.876}$	$A \tan(0.5897* \sigma n^{-0.125})$

4.2. PARÁMETROS DE DISEÑO MINERO

4.2.1. Criterios de diseño

Para los diferentes componentes, se adoptó los criterios de aceptabilidad presentados en Tabla 26, estimando el factor de seguridad para definir el diseño geotécnico de taludes. Estos criterios se detallan en CSIRO (2009) y son aceptados por la práctica en la industria minera internacional.

Tabla 26*Criterios de aceptabilidad (CSIRO, 2009)*

Escala	Consecuencia de la falla	Factor de seguridad (mínimo)		Probabilidad de falla (máximo)
		Estático	Dinámico	P[FS ≤ 1]
Banco	Baja - Alta	1.1	N/A	25 - 50%
	Baja	1.15 - 1.2	1.0	25%
Interrampa	Media	1.2	1.0	20%
	Alta	1.2 - 1.3	1.1	10%
Global	Baja	1.2 - 1.3	1.0	15 - 20%
	Media	1.3	1.1	5 - 10%
	Alta	1.3 - 1.5	1.1	5%

Para las siguientes etapas del proyecto, se recomienda revisar los criterios adoptados en este estudio, validarlos y/o modificarlos si fuese el caso a partir de un análisis de riesgo residual tomando en cuenta las condiciones específicas. Mediante la evaluación de riesgos, se identifican y cuantifican las incertidumbres en la geología, modelo de resistencia, distribución de las presiones de poro, y la confiabilidad de los métodos de cálculo. En contraste, con el factor de seguridad adoptado en este estudio, estas incertidumbres no son considerados en la selección de lo que se considera un factor de seguridad “aceptable” y la mina asume un rango desconocido de riesgo. La evaluación de riesgos complementa naturalmente las decisiones de negocio, y cambia el objetivo del diseño de logro de “taludes estables” a evaluación de consecuencias “aceptables” (pérdidas) en caso ocurran fallas de taludes, las que pueden ser juzgadas con respecto al beneficio económico del diseño evaluado.



4.2.2. Diseño y análisis de estabilidad de taludes

Considerando la calidad de roca presente (i.e. macizos de calidad mala y presencia de rocas blandas), la primera etapa del proceso de diseño y análisis de estabilidad estuvo enfocada en evaluar la estabilidad a nivel global e interrampa, definiendo ángulos de interrampa que cumplan con el criterio de aceptabilidad. Durante la etapa final, se ajustaron diferentes configuraciones de bancos a los ángulos globales e interrampas previamente definidas en la primera etapa. Estos lineamientos para el diseño de taludes son consistentes con las recomendaciones de CSIRO (2018), que definen un flujo de trabajo para el proceso de diseño de taludes mineros en rocas blandas similar a lo indicado anteriormente.

Para el análisis de estabilidad de taludes se consideró el diseño operativo de los taludes finales (i.e. fase tajo final) para cada tajo en estudio.

4.2.2.1. Análisis equilibrio límite

Se desarrolló el análisis a nivel interrampa y global de los taludes de la fase tajo final mediante secciones de análisis representativas del modelo geotécnico y diseño geométrico de taludes correspondiente al tajo en estudio. El análisis de estabilidad incluyó condiciones estáticas y pseudoestáticas. Dada la geometría de los taludes y los potenciales mecanismos de falla, se consideró aceptable el uso del análisis bidimensional de equilibrio límite para la estimación del factor de seguridad. Las secciones de análisis para el tajo Yero, son presentadas en la Figura 28.

De acuerdo con las condiciones de calidad de macizo rocoso y estructural, los principales potenciales mecanismos de falla a ser evaluados

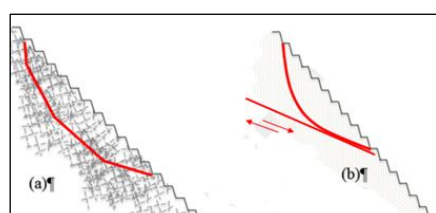
en esta sección son presentados en la Figura 27 y son detallados a continuación:

- A Falla a través del macizo rocoso; la masa de roca puede ser representada como homogénea (i.e. sin un comportamiento direccional). Este mecanismo de falla es aplicable a materiales formados por bloques bien definidos por tres o más sistemas de discontinuidad.
- B Falla asociada a la presencia de estructuras mayores o zonas débiles; el material rocoso podría deslizarse por la presencia de una zona de falla o de material de mala calidad geotécnica, donde los materiales de falla poseen una baja resistencia y muestra moderada intemperización. Para este tipo de materiales, la resistencia máxima estaría bien representada por la envolvente lineal de Mohr-Coulomb.

Se reconoce que existe un tercer mecanismo de falla, correspondiente a la caída de rocas sueltas, donde se requiere de un análisis de caída de rocas. Este análisis no ha sido desarrollado en este estudio, se recomienda una evaluación en mayor detalle para el siguiente nivel del proyecto.

Figura 27

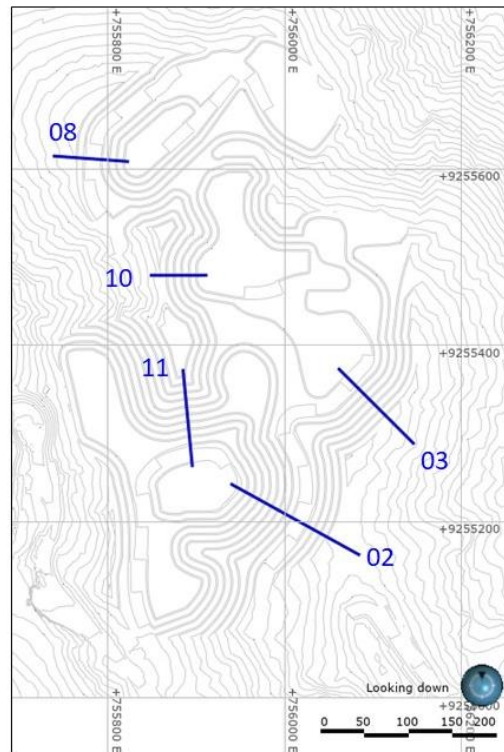
Potenciales mecanismos de falla, taludes



Nota: (a) Falla a través del macizo rocoso y (b) Falla asociada a la presencia de estructuras mayores o zonas débiles.

Figura 28

Secciones de análisis, fase tajo final, tajo Yero



Nota: Ubicación de secciones de análisis consideradas en el estudio de estabilidad para la fase tajo Final, tajo Yero.

Cada sección de análisis fue construida, incorporando el modelo de alteraciones vigente, propiedades de los materiales mostrados en la Tabla 20 de acuerdo con el mecanismo de falla, y la orientación de la sección.

Para incluir el efecto de la voladura y la relajación, debido a la excavación de los taludes, se definió una zona de 40 m. Esta zona estará afectada directamente por las actividades de voladura por lo que se ha considerado un factor de perturbación $D = 0.4 - 1.0$ (perturbado). Y el macizo rocoso circundante un factor $D = 0.4$.



Para incorporar el efecto de las aguas subterráneas y la presión de poros en los análisis de estabilidad, se consideró el nivel freático y consideraciones para la fase tajo final, modelo hidrogeológico (Amphos, 2021), presentado en el acápite 2.3.3.

Para el cálculo del factor de seguridad (FS), se utilizó el método general de equilibrio límite, GLE por sus siglas en inglés, incorporado en el software Slide2 v.9.019 (Rocscience, 2021). Se estimó el factor de seguridad, que presenta la superficie de falla más crítica, en base a la evaluación tanto de fallas profundas (Deep-seated) que pudieran comprometer la estabilidad global de los taludes, así como el caso de fallas que comprometen la estabilidad a nivel interrampa.

Las Tabla 27, evaluaron los taludes en condiciones estáticas y condiciones pseudo estáticas, para un periodo de retorno de 100 años ($KH=0.065$, $KV=0.0065$). Es importante que se evaluó el diseño de la fase tajo final, también un diseño que incorpore modificaciones de ángulos para cumplir con los criterios de aceptabilidad. Ejemplos de las superficies de rotura obtenidos mediante este análisis para cada tajo son presentados en la Figura 29. El Anexo H detalla este análisis de equilibrio límite, incluyendo todos los casos evaluados, los que fueron presentados en las tablas de resultados.

Tabla 27

Resumen de factores de seguridad, tajo Yero

Sección	H (m)			α (°)			FS			Pseudo-estático
	GL	IRA		GL	IRA		GL	IRA		
		Inf.	Sup		Inf.	Sup		Inf.	Sup.	
02	-	72	34	-	43.5/42.5	43.5/41.5	-	6/1.18	0.99/1.1	0.89/0.96
03	-	-	50	-	-	43.5/41.5	-	-	1.19/>1.2	1.07
08	-	-	48	-	43.5/42.5	43.5/40.3	-	-	1.14/>1.2	1.01/1.09
10	41.7	-	-	46.9	-	43.5/42.5	1.37(*)	-	-	1.20/1.25
11	-	-	80	-	-	43.5/41.5	-	-	1.18/1.29	1.06/1.16

H: Altura involucrada en la superficie de análisis.

GL: Interrampa global.

α : Ángulo involucrado en la superficie de análisis.

IRA_{sup}: Interrampa superior.

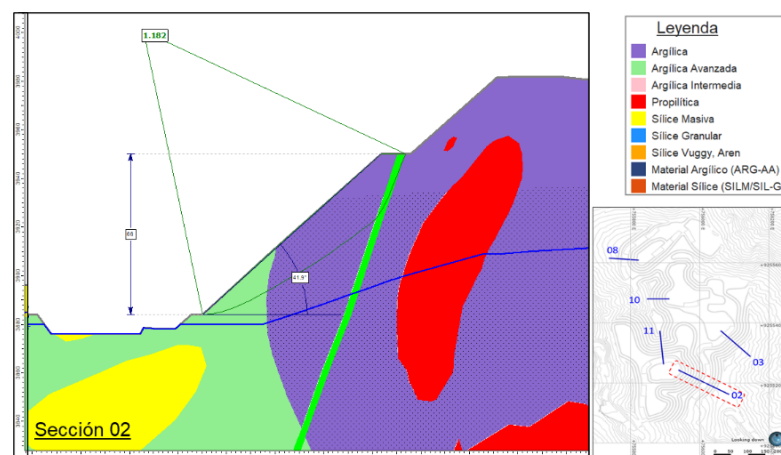
FS_s: Factor de seguridad (caso estático)

IRA_{inf}: Interrampa inferior.

(*): Superficie de falla circular, ajustado en base a la presencia de materiales tipo suelo en el talud.

Figura 29

Análisis de estabilidad, sección 02, tajo Yero





Nota: Análisis de estabilidad mediante equilibrio límite en la Sección 02, talud **interrampa inferior**, tajo Yero. La geometría presentada incluye modificaciones de diseño para cumplir los criterios de aceptabilidad.

4.2.2.2. Revisión de estabilidad cinemática

Completando lo anterior, se realizó análisis cinemáticos para las principales orientaciones de bancos proyectados en el diseño minero de la fase tajo final. El objetivo era poder identificar la cinemática de aquellas potenciales inestabilidades que puedan afectar a las distintas orientaciones de los taludes. Para tener una visión general de cuáles iban a ser los potenciales mecanismos de falla que podrían llegar a afectar la estabilidad del talud evaluado. De acuerdo con lo indicado por CSIRO (2018), para las condiciones de macizo rocoso identificadas, el mecanismo de falla que controla el diseño es la estabilidad a nivel interrampa, siendo la cinemática dominante a nivel interrampa y de banco el tipo circular o planar, con los mecanismos tipo cuña o volcamiento (toppling) desempeñando un rol de menor criticidad. En este sentido, debido a la mala a muy mala calidad de roca presente en los niveles superiores del tajo Yero, los resultados de este análisis deben ser considerados como referencia únicamente. En Tabla 28 se presenta el resumen del análisis de riesgo cinemático por dominio estructural para el tajo Yero.

Asimismo, la revisión de la estabilidad cinemática incluyó la verificación de ángulos de banco controlados por los sistemas estructurales para cada sector de diseño mediante el uso de la teoría de bloques (Goodman, 1985), implementado en el software SBlock (Esterhuizen, 2004). Esta herramienta de análisis probabilístico permitió estimar la



pérdida de berma (back break) que genera la falla de un bloque, formado por el arreglo estructural presente en el talud, y el impacto en términos del potencial derrame que puede generar en la berma inferior. A partir de esta estimación, es posible calcular el derrame y la berma libre de derrame que quedará después de la pérdida de la berma. Hormazabal (2013) presenta una descripción detallada de los parámetros de entrada requeridos, la identificación de bloques críticos ($FS < 1$) y la aplicación práctica de este programa en minas operativas.

Tabla 28

Resumen del análisis de riesgo cinemático, tajo Yero

Do mini o	Talud Dip Direction (°)	Pared del Tajo	Tipo de Inestabilidad / probabilidad de ocurrencia					
			Planar (banco) ²	Planar (interrampa) ²	Cuña (banco) ³	Cuña (interrampa) ³	Volcamiento (interrampa) ³	
I	180 - 270	Norte	High Possible on FOL	High Possible on FOL	Moderate Possible on FOL (variability)	Low	Low	Low
	270 - 310	Este	Low	Low	Low	Low	Moderate	Moderate
	310 - 020	Sur	Low	Low	Low	Low	Moderate	Possible on FOL
	090 - 130	Oeste	High Possible on FOL	High Possible on FOL	Moderate Possible on FOL (variability)	Low	Low	Possible on FOL
II	160 - 200	Norte	High Possible on FOL	High Possible on FOL	Moderate Possible on FOL (variability)	Low	Low	Low
	250 - 290	Este	Low	Low	Low	Low	Moderate	Moderate
	340 - 020	Sur	Low	Low	Low	Low	Moderate	Possible on FOL
	070 - 110	Oeste	High Possible on FOL	High Possible on FOL	Moderate Possible on FOL (variability)	Low	Low	Possible on FOL
III	180 - 220	Norte	Moderate Possible on J2 & J3	Low	Moderate Possible on FOL / J2 (variability)	Low	Low	Low
	270 - 310	Este	Low	Low	Low	Low	High	Possible on FOL
	350 - 030	Sur	Low	Low	Moderate Possible on FOL (variability)	Low	Moderate	Moderate
	90 - 130	Oeste	Moderate Possible on FOL / (variability)	Moderate Possible on FOL / (variability)	Moderate Possible on FOL (variability)	Moderate	Moderate	Possible on FOL



Debido a la limitada información sobre la persistencia de estructuras en profundidad, se asumió un rango de valores máximos iguales a la altura del banco en análisis para las discontinuidades con mayor porcentaje de ocurrencia. Las propiedades de resistencia al corte para las discontinuidades fueron obtenidas de acuerdo con la Sección 4.1.9.4 considerando esfuerzos equivalentes a un sistema banco berma ubicado en el del talud global (i.e. $\sigma_1 < 2 \text{ Mpa}$ y $\sigma_3 \sim 0 \text{ Mpa}$). De esta manera, para las estructuras en la zona I, se consideró un ángulo de fricción de 25° y el intervalo de 0 - 5 KPa para cohesión; por otra parte, para las propiedades de resistencia de las estructuras en la zona II se utilizaron 30° como ángulo de fricción y un intervalo de 0 - 5 kPa para cohesión.

De acuerdo con los criterios de diseño adoptados en este estudio (CSIRO, 2009), se verificó que la probabilidad de falla, en términos de pérdida de berma, sea menor a 35% ($PF < 35\%$). Además, se adoptó una berma libre de derrame, con 80% de confiabilidad, mayor a 1 m. Se recomienda que, para la siguiente etapa del proyecto, estos criterios de aceptabilidad, basados en estándares internacionales, sean revisados y validados, en base a un análisis de riesgo residual. El detalle de los resultados del análisis para el tajo en estudio se presenta en el Apéndice H. Un ejemplo de los resultados obtenidos para el tajo Yero es mostrado en la Tabla 29, los que fueron obtenidos para cada dominio estructural según lo indicado en la sección 4.1.9.2.

Tabla 29

Resumen de resultados de análisis banco-berma, tajo Yero

Dominio	Dip/Dir Talud (°)	Diseño de Banco				Ancho de Berma promedio			
		Altura (m)	BFA (°)	Berma (m)	IRA (°)	Efectivo (m)	Requerido (m)	80% Confiabilidad (m)	PF (%)
I	0	8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	0.9	4.6	3.0
	40	8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.3	4.6	0.9
	95	8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.3	4.7	0.6
	140	8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.4	4.6	1.2
	70	8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.2	4.6	0.5
	315	8.0	65.0	5.0	42.5	4.5	2.6	3.8	26.3
	335	8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	1.2	4.6	6.0
	115	8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.4	4.6	1.2
	330	8.0	65.0	4.7	43.5	4.5	1.5	4.3	10.4
	0	8.0	65.0	4.7	43.5	4.6	0.9	4.3	3.0
	180	8.0	65.0	4.7	43.5	4.7	0.1	4.3	0.1
	225	8.0	65.0	4.7	43.5	4.6	1.2	4.3	6.6
	II	65	8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	1.3	4.6
145		8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	1.0	4.6	3.5
90		8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	1.3	4.6	6.5
70		8.0	65.0	5.0	42.5	4.8	1.6	4.6	7.9
110		8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.7	4.6	2.1
185		8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.4	4.6	1.1
275		8.0	65.0	5.3	41.5	5.0	1.9	4.8	8.5
225		8.0	65.0	5.3	41.5	5.3	0.3	4.8	0.8
180		8.0	65.0	5.3	41.5	5.3	0.4	4.8	1.0
180		8.0	65.0	4.7	43.5	4.7	0.5	4.3	1.4
215		8.0	65.0	4.7	43.5	4.7	0.1	4.3	0.1
250		8.0	65.0	4.7	43.5	4.6	1.4	4.3	6.3
205		8.0	65.0	5.3	41.5	5.3	0.1	4.8	0.1
255	8.0	65.0	5.3	41.5	5.1	1.6	4.8	8.3	
III	275	8.0	65.0	4.7	43.5	4.6	1.0	4.3	3.7
	110	8.0	65.0	5.0	42.5	4.3	3.3	3.3	31.6
	30	8.0	65.0	5.3	41.5	5.2	0.8	4.8	3.5
	230	8.0	65.0	5.3	41.5	5.2	1.1	4.8	3.1
	180	8.0	65.0	5.3	41.5	5.0	2.0	4.7	16.8
	165	8.0	65.0	5.3	41.5	4.9	2.7	4.4	24.4
	80	8.0	65.0	5.0	42.5	4.7	2.2	4.6	15.2
	0	8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	0.9	4.6	2.9
	90	8.0	65.0	5.0	42.5	4.6	2.2	4.6	15.7
	210	8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	1.2	4.6	4.0
	340	8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	0.8	4.6	2.6
	290	8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.3	4.6	0.7
	315	8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.4	4.6	0.9
	300	8.0	65.0	5.0	42.5	5.0	0.2	4.6	0.3
	245	8.0	65.0	5.0	42.5	4.9	1.2	4.6	3.8

4.2.3. Diseño geotécnico propuesto

El análisis de estabilidad de taludes permitió determinar el diseño geotécnico recomendado para el tajo en estudio. Las recomendaciones para el tajo Yero están listadas en la Tabla 30. Los sectores geotécnicos correspondientes a estas recomendaciones son ilustradas en la Figura 30. A continuación, se presentan algunas recomendaciones que aplican al tajo en estudio:

- La utilización de voladura controlada es importante para evitar daño en exceso en el macizo rocoso. La utilización del uso de técnicas de pre-corte es recomendada; sin embargo, su alcance para sectores muy fracturados ($RQD < 20$) debe ser confirmado en la siguiente etapa de estudio. Es importante correlacionar los sectores de diseño recomendados con los hallazgos de un estudio de fragmentación.
- En ausencia de rampas, se recomienda la implementación de una berma de seguridad, de acuerdo con lo indicado en las Tabla 30.
- Se recomienda evitar la generación de “narices”, producto del empalme de las fases.

Tabla 30

Recomendaciones de diseño de taludes – tajo Yero

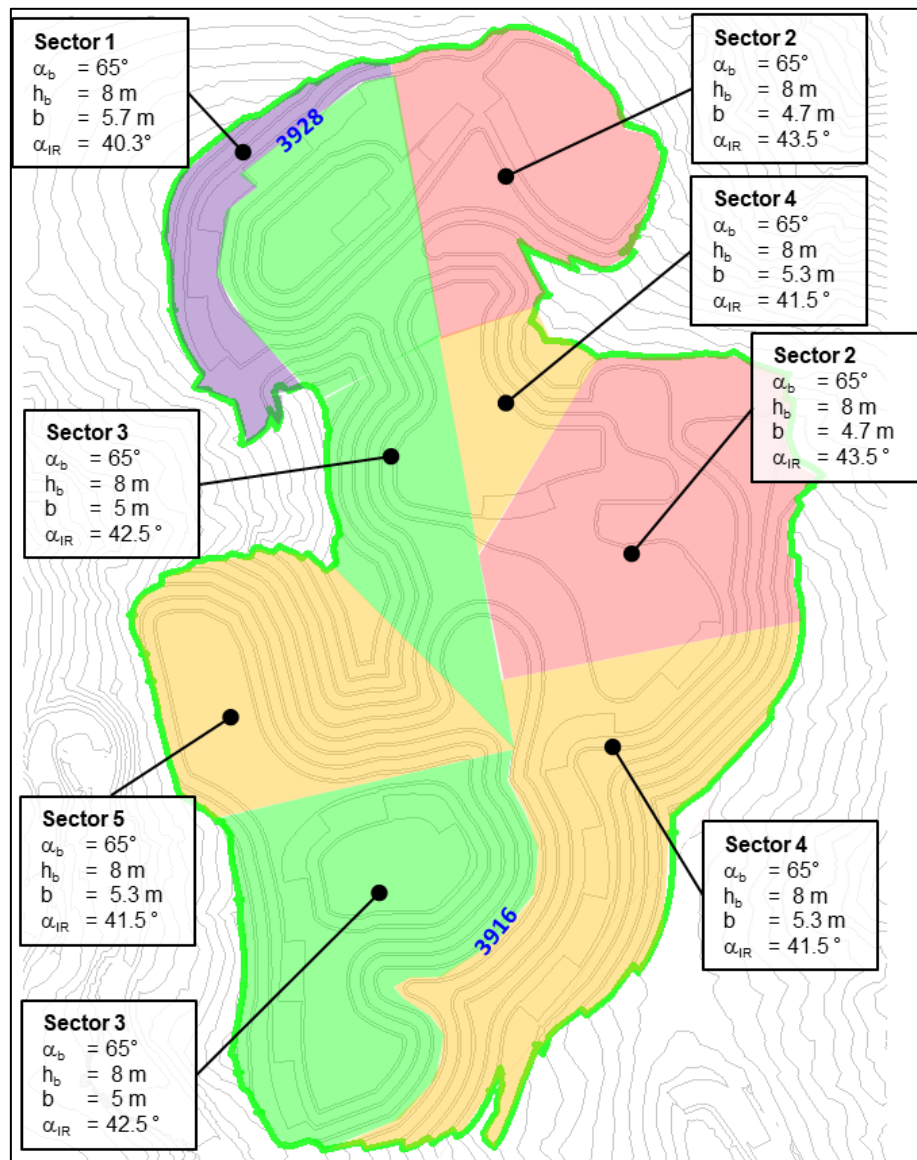
Sector	Alteración	Banco-berma			Interrampa		Berma de seguridad (m)
		Altura (m)	Ancho (m)	Máx. ángulo (°)	Máx. altura (m)	Máx. ángulo (°)	
1	ARG/AI	8	5.7	65	48	40.3	12

2	AA/ARG	8	4.7	65	96	43.5
3	AA/SILM	8	5.0	65	96	42.5
4,5	ARG, AA	8	5.3	65	96	41.5

Nota: Ángulo interrampa (medido de pie a pie)

Figura 30

Sectores de diseño – tajo Yero





4.3. OPORTUNIDADES DE MEJORA DE INFORMACIÓN

Las oportunidades de mejora de información identificadas para la siguiente etapa de estudio incluyen aspectos tales como distribución vigente de sondajes con información geotécnica, requerimiento de información geotécnica-estructural adicional y análisis de estabilidad.

4.3.1. Distribución de sondajes

Se recomienda que la distribución de sondajes permita caracterizar al menos un 60% de las paredes de las diferentes fases para el tajo en estudio. Esto representa la necesidad de que para los estudios de factibilidad se requiera de sondajes geotécnicos adicionales, en cada tajo, que permitan mejorar los porcentajes vigentes de cobertura, que para la fase tajo final, se encuentran en promedio en el rango de 5 y 13 %.

Se recomienda que los objetivos de la siguiente campaña de sondajes geotécnicos incluyan:

- Cubrir el área del tajo donde exista falta de información geotécnica o incerteza;
- Cubrir en detalle las primeras fases de explotación;
- Cubrir zonas de contacto de alteración hidrotermal, con énfasis en los límites de las alteraciones argílica y argílica avanzada;
- Validar las condiciones de las estructuras mayores; Interceptar fallas mayores que puedan afectar la estabilidad de los taludes; Actualizar el modelo de fallas mayores para su utilización en los análisis de



estabilidad, considerando para su verificación solo la zona de influencia de la explotación en el tajo;

- Alimentar la base de datos de RQD y Dureza para la generación de modelos de estos parámetros para cada tajo; y
- Recolectar muestras de materiales para validar el modelo de resistencia de la roa intacta.

4.3.2. Requerimientos de información geotécnica y estructural

Se considera que la cantidad de datos geotécnicos disponibles requiere de data adicional recolectada, principalmente, de sondajes geotécnicos. Existen incertezas que requieren ser resueltas durante la próxima etapa del proyecto:

- Validación de los dominios estructurales, específicamente de las mediciones históricas de ángulos Alpha y Beta de las estructuras observadas en los registros fotográficos entregados. Estos registros cuentan con limitaciones propias del método de medición. Se recomienda evaluar la factibilidad de utilizar técnicas de geofísica tales como el Televiwer para validar y actualizar los dominios estructurales.
- Existen incertezas en la caracterización geotécnica de las fallas mayores que atraviesan el tajo en estudio. Se requiere obtener muestras de las fallas estructurales para desarrollar pruebas de resistencia al corte.



- Existen ciertas incertezas en la condición de las estructuras menores tales como; Rugosidad, tipos de rellenos y resistencia de las paredes de las juntas. Se utilizaron ángulos de fricción residual de las estructuras sin considerar el efecto de la rugosidad. Resolver esta incerteza permitirá analizar opciones de optimización, donde el control estructural es importante para el diseño de taludes, lo que significaría una mejora en los tamaños de bermas resultando en un aumento de ángulos de taludes.

4.3.3. Actualización de modelos de fallas mayores

El modelo de fallas vigente cubre un área a escala regional. Se recomienda incorporar nueva información a este modelo y desarrollar un modelamiento de fallas a nivel de detalle que cubra las zonas de influencia de cada tajo y también las primeras fases de explotación, poniendo atención especial al periodo de explotación de los primeros 2 años de minería.

4.3.4. Modelo geoestadístico de RQD y dureza

Con el objetivo de definir la distribución espacial de los materiales argílicos y rocas blandas, se recomienda generar modelos geoestadísticos del índice de calidad de roca, RQD por sus siglas en inglés, y de dureza de roca de manera que la presencia de este tipo de material se encuentre mejor reflejado en el modelo geotécnico. La presencia de este tipo de material condiciona el diseño de taludes en el tajo.



4.3.5. Análisis de estabilidad y de riesgos geotécnicos

Una vez actualizados los modelos geotécnicos y de estructuras menores y mayores. Los siguientes análisis serán requeridos, pero no limitados, para el estudio de factibilidad:

- Estudio de estabilidad de taludes probabilísticos mediante equilibrio límite o elementos finitos para los distintos periodos de minados, con énfasis en las fases iniciales del plan de minado años;
- Estudio detallado de potenciales formaciones de macro cuñas;
- Análisis de estabilidad a nivel de bancos mediante el uso de técnicas probabilísticas de Key-Blocks;
- Optimización de taludes en zonas donde la condición de roca lo permita.



V. CONCLUSIONES

En este estudio, enfocado en la zona de mineralización tipo óxidos/mixtos, se definió que las unidades geotécnicas básicas para el tajo están controladas por la alteración hidrotermal presente en los materiales, siendo la alteración argílica avanzada la más extensa con una alta variabilidad en sus propiedades físicas y mecánicas, caracterizada por incluir dos ensambles de tipo sílice-alunita y sílice-pirofilita. Para el tajo Yero, se definieron dos unidades geotécnicas adicionales; estas unidades corresponden a rocas altamente alteradas donde la alteración hidrotermal ha destruido o modificado las características de fábrica de la roca caja; los tramos perforados con este tipo de material cuentan con un índice RQD prácticamente en cero y con resistencia extremadamente baja (R0): UGB8: material altamente alterado con resistencia similar a la de un suelo, ubicado principalmente en las alteraciones argílico y argílico avanzado. Materiales con altos contenidos de finos. UGB9: material alterado con resistencia muy baja, ubicado principalmente en las alteraciones sílice arenosa, sílice granular y sílice masiva. Según el sistema de clasificación de materiales propuesto por (Bieniawski Z. T., 1976), los materiales del tajo Yero, predominantemente se encuentran clasificados entre rocas clase V y III (muy mala a regular). Con respecto al índice de calidad de roca (RQD, por sus siglas en inglés) (Deere e. a., 1963,1967) presentan mayoritariamente índices clasificados como pobre-muy pobre.

En base a la información de sondajes con fines geotécnicos, se puede indicar que para el tajo Yero, existe una distribución “media” de taladros en la fase tajo final, la que está cubierta con un promedio de 10-18 % de las paredes con materiales Clase I (probada) y Clase II (posible).



VI. RECOMENDACIONES

Implementar un proceso de Qa/Qc geotécnicos de las bases de datos históricas en base a observaciones en campo y hallazgos de la campaña de investigación geotécnica de la siguiente etapa del proyecto. El uso apropiado de esta información permitirá evaluar opciones de optimización de taludes, especialmente en el caso del tajo Yero.

Se recomienda que la distribución de sondajes permita caracterizar al menos un 60% de las paredes de las diferentes fases del tajo en estudio. Se recomienda desarrollar una campaña de perforación geotécnicas y orientadas con el objetivo de cubrir áreas de las fases mineras que no han sido aún caracterizadas geotécnicamente. Se recomienda generar modelos geoestadísticos del índice de calidad de roca, RQD por sus siglas en inglés, y de dureza, de manera que mejore su representación en el modelo geotécnico la presencia de este tipo de material.

Existe una incerteza en las propiedades de roca intacta debido a la alta variabilidad de los resultados analizados. Se recomienda desarrollar nuevos ensayos de laboratorios, fundamentalmente en materiales con alteración argílica avanzada para establecer propiedades de rocas cercanas a las fallas mayores y zonas de altos niveles de degradación.

Es importante realizar análisis de estabilidad a las fases intermedias de minado, con énfasis en las fases mineras a desarrollar durante los primero dos años de explotación, verificando el cumplimiento de las recomendaciones de diseño para alturas máximas y zonas de desconfinamiento. Desarrollar un estudio de voladuras de contornos para reducir daños a los taludes finales. Desarrollar el plan de manejo y control de taludes que deberá ser implementado por el área de geotécnica de la mina.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Amphos. (2021). *Soporte hidrogeológico al SK-1300. Informe preparado por Amphos 21 Consulting Perú S.A.C.* Lima, Perú.
- Armas, S. J. (2004). *Cartografía geológica estructural del valle de huizachal, como base para el análisis de estabilidad de taludes de la carretera rumbo nuevo.* tamps., Mexico.
- Balarezo, A. (2018). *Caracterización geomecánica para el diseño de bancos de explotación en la concesión minera Loma de Oro.* El Chicche, Otuzco.
- Bieniawski. (1993). *Rock Mass Characterization.*
- Bieniawski Z T, J. W. (1989). *Engineering rock mass classifications.*
- Bieniawski, Z. T. (1976). *Rock mass classification in rock engineering. In Exploration for Rock Engineering.* Balkema.
- Deere, & Miller. (1966). *Engineering Classification and Index Properties for Intact Rock.*, (págs. 65-116). New Mexico.
- Deere, e. a. (1963,1967). *Rock Quality Designation.*
- Estherhuiezen, G. (2004). *SBlock v2.0, User Guide and Reference Manual.*
- Fidias, G. A. (2012). *El proyecto de investigación* (6ta Edición ed.). Caracas.
- Gallo, L. J., Pérez, A. H., & Gracia, B. D. (2016). *Excavación, sostenimiento y técnicas de corrección de túneles, obras subterráneas y labores mineras.*



- Goodman, R. &. (1985). *Block theory and its application to rock engineering*. Prentice-Hall, Englewood Cliffs: NJ.
- Goodman, R. E., (1989). *Introduction to Rock Mechanics. 2nd Edition*.
- Hernandez, G. &. (2020). *Analisis de confiabilidad de la propuesta de ingenieria de solucion definitiva para la estabilizacion del talud de la via evitamiento sector Zarumilla*. Lima: Universidad Ricardo Palma.
- Hoek, E. (1994). *Strength of Rock and Rock Masses. ISRM News J*.
- Hoek, E., & Brown, E. C. (2002). *The Hoek-Brown failure criterion 2002* (Vol. 17th). Toronto.
- Hoek, E., & Benissi, M. (1998). Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. *Bulletin of Engineering Geology Environment*(151-160.).
- ISRM. (1981). *Suggested method - International Society for Rock Mechanics*.
- López, E. (2016). *Estudio geotécnico y diseño del talud final de una mina a cielo abierto aplicando modelos numéricos*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Manrique, V. &. (2019). *Analisis de estabilidad de taludes a partir de la evaluacion geomecánica del macizo rocoso en Anconcito*. Provincia de Santa Elena - Ecuador.
- Mendoza, L. J. (2016). *Análisis de estabilidad de taludes de suelos de gran altura en la mina antapaccay*.



- Osinergmin. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima, Perú.
- Patton, Hendron, & Kanji. (2009). *CSIRO*.
- Priest, S. D., & Hudson, J. A. (1976). *Discontinuity spacings in rock*. *Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr*.
- Ramírez, O. P., & Alejano, M. L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*.
- Read, J. & Stacey, P. (2009). *Guidelines for Open Pit Slope Design*.
- Rodríguez, M. J. (2019). *Estudio geotécnico para tajo, Proyecto Coroccohuayco*. Cusco – Perú.
- Romero, C. (2018). *Geología y estabilida de taludes en la Mina 2-3-4 Shougang*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Russo, A., & Hormazabal. (2016). *A methodology to select valid results from lab tests to estimate properties of intact rock with microdefects 50th US Rock Mechanis / Geomechanics Symposium. Texas, USA*.
- Salas, P. D. (2011). *Análisis de estabilidad del diseño del rajo del proyecto angostura*. Santander Colombia.
- SNMPE, S. N. (2004). *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*. Lima, Perú.

ANEXOS

ANEXO A. Listado de Sondajes Geotécnicos

Perforación	Este	Norte	Cota	Azimut	Buzamiento	Profundidad	Televiwer	Año	Zona
AUS-M15-01	755792.31	9255626.73	3958	248	65	83.7	NO	2015	YERO
AUS-M15-02	755893.58	9255662.42	3954	62	70	85.4	NO	2015	YERO
AUS-M15-03	755915.1	9255237.2	3956	248	65	83.7	NO	2015	YERO
AUS-M15-05	755997.2	9255375.7	4024	261	69	85.7	NO	2015	YERO
AUS-M15-07	755842.1	9255411.9	3960	65	50	85.2	NO	2015	YERO
AUS-M15-08	755988.5	9255083.4	3962	229	69	85.1	NO	2015	YERO
AUS-M15-09	755928.7	9255013	3932	212	68	85.0	NO	2015	YERO
AUS-M15-18	756108.8	9255273.8	3980	41	69	56.5	NO	2015	YERO
AUS-M15-19	756104.4	9255394.8	3994	85	69	85.1	NO	2015	YERO
AUS-M15-21	755852.68	9255306.47	3947.36	41	48	85.6	NO	2015	YERO
GEO-002	756022.69	9255229.57	3979.95	276.7	70	110.0	NO	2021	YERO

Nota: Toda la información presentada corresponde a datos as-built reportados y medidos por la UM.

ANEXO B. Listado de Estaciones Geomecánicas

ID	Año	UTM		Tajo	Litología	Alteración	Geometría de talud		Resistencia	GSI (Visua %)	RQD (%)	
		Este	Norte				Cota	Azimut				Buzamiento
1	E18-201	75476	92542	3983	C	Andesita	-	230	78	R2	55	65
2	E18-201	75482	92543	3981	C	Andesita	AA	198	89	R2	55	60
3	E18-201	75487	92543	3985	C	Andesita	AA	242	73	R2	55	60
4	E18-201	75480	92542	3988	C	Andesita	-	225	54	R2	35	40
5	E18-201	75481	92544	3963	C	Andesita	AA	175	84	R2	60	65
6	E18-201	75478	92545	3947	C	Andesita	SIL-G	160	88	R2	35	40
7	E18-201	75524	92545	3940	C	Andesita	AA	315	70	R2	65	55
8	E18-201	75510	92545	3982	C	Andesita	AA	267	77	R2	45	55
9	E18-201	75504	92546	4003	C	Andesita	AA	45	81	R2	50	60
1	E18-201	75451	92549	3950	C	Andesita	ARG	210	30	R2	55	65
1	E18-201	75446	92550	3951	C	Andesita	AA	147	44	R2	15	25
1	E18-201	75430	92551	3906	C	Andesita	-	113	70	R2	55	65
1	E18-201	75452	92551	3993	C	Andesita	AA	184	78	R2	55	65
1	E18-201	75469	92552	3933	C	Andesita	ARG	340	85	R3	55	65
1	E18-201	75469	92551	3952	C	Andesita	ARG	315	65	R2	40	45
1	E18-201	75481	92551	3900	C	Andesita	ARG	350	78	R3	55	60
1	E18-201	75471	92551	3891	C	Andesita	AA	343	60	R2	35	35
1	E-01	75493	92548	3929	C	Andesita	ARG	32	86	R3	50	56
1	E-02	75492	92546	3987	C	Andesita	ARG	306	78	R3	75	76
2	E-03	75494	92545	4042	C	Andesita	SIL-G	162	84	R3	55	59

Nota: Toda la información presentada corresponde a datos as-built reportados y medidos.



ANEXO C. Base de datos logueo geotécnico

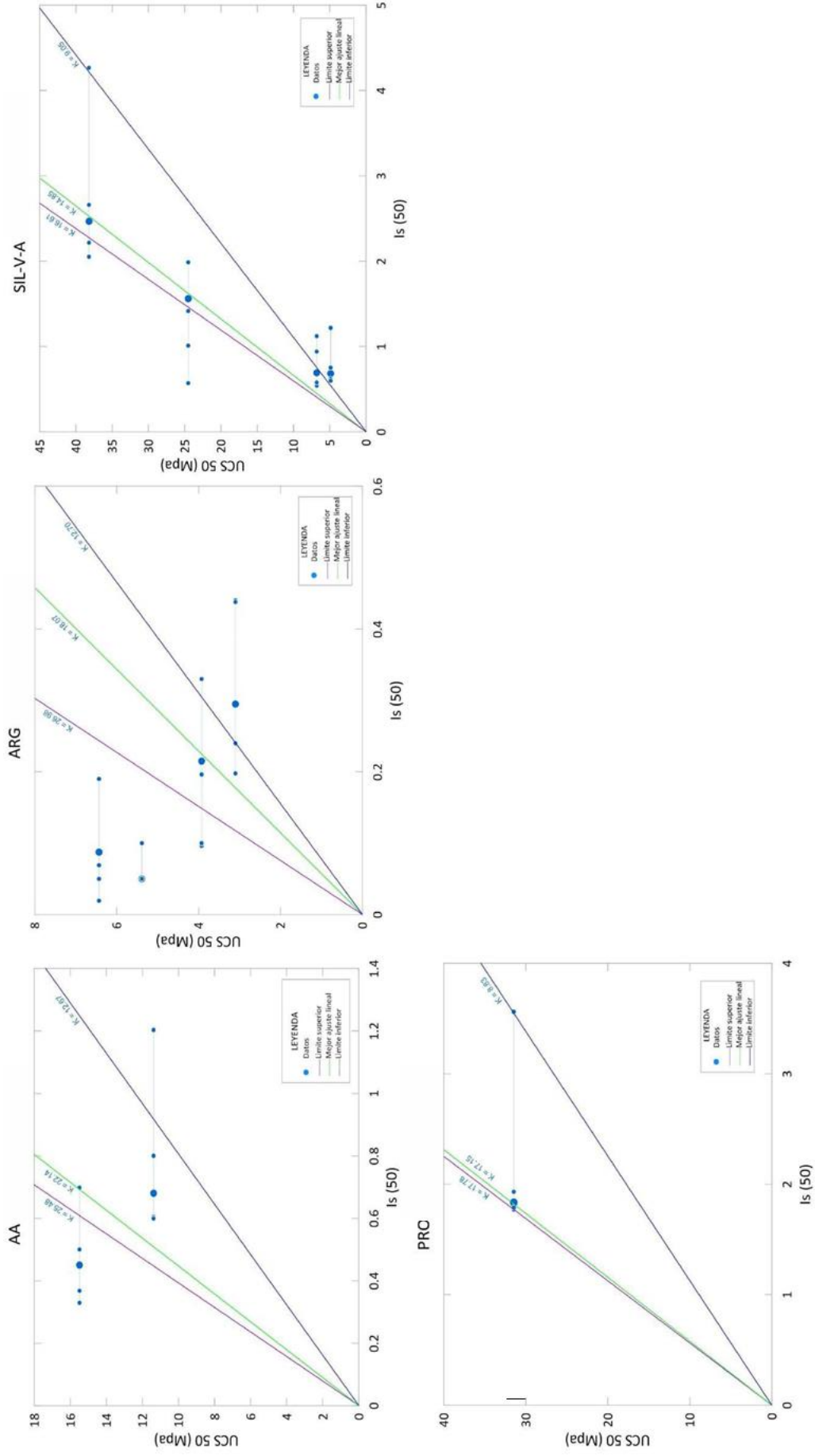
INFORMACIÓN DEL TALADRO CODIGO: GEOT-007 INCLINACIÓN:-57 AZIMUT:170		COORDENADAS ESTE:776128.7 NORTE:9254492.6 ELEVACION:3968										FECHA DE LOGUEO: 22/05/2021 LOGUEADO POR: RV REVISADO POR:										LOGUEO GEOMECÁNICO											
		Información de recuperación y espaciamiento					Información de resistencia y condición de juntas					Valoración RMR89 y R76		Valoración RMR76			RMR76		Comentarios														
Corrida	Litología	Alteración	Desde (m)	Hasta (m)	Longitud de corda (m)	Recuperación (m)	Recuperación (%)	RQD (m)	RQD (%)	Fracturas por corda	Frecuencia de fracturas (FF/m)	Espaciamiento (mm)	Resistencia a la compresión simple	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Meteorización		RQD	Resistencia a la compresión simple	Espaciamiento	Condición de juntas	RMR89	Resistencia a la compresión simple	Espaciamiento	Condición de juntas	RMR76	Resistencia a la compresión simple	Espaciamiento	Condición de juntas	RMR76	Comentarios
1	AND	ARG	0.00	1.60	1.60	1.45	91%	0.81	51%	10	6.25	160	R2	P3	A2	G3	F3	W3	13	2	8	11	34	2	10	12	37	37	2	10	12	37	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, se estima 5 juntas LRF
2	AND	ARG	1.60	2.30	0.70	0.65	93%	0.6	86%	2	2.86	350	R2	P3	A2	G3	F3	W3	17	2	10	11	40	2	20	12	51	51	2	20	12	51	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, hieramente fracturada
3	AND	ARG	2.30	3.90	1.60	1.60	100%	0.58	36%	12	7.5	133.333333	R2	P3	A2	G3	F3	W3	8	2	8	11	29	2	10	12	32	32	2	10	12	32	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, moderadamente fracturada, se
4	AND	ARG	3.90	5.30	1.40	1.40	100%	0.99	71%	5	3.57	280	R2	P3	A2	G3	F3	W3	13	2	10	11	36	2	10	12	37	37	2	10	12	37	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, hieramente fracturada
5	AND	ARG	5.30	6.80	1.50	1.50	100%	0.35	23%	18	12	83.333333	R2	P3	A2	G3	F3	W3	3	2	8	11	24	2	10	12	27	27	2	10	12	27	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, muy fracturada
6	AND	ARG	6.80	8.30	1.50	1.50	100%	0.72	48%	10	6.67	150	R2	P3	A3	G3	F3	W3	8	2	8	9	27	2	10	10	30	30	2	10	10	30	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, hieramente fracturada
7	AND	ARG	8.30	9.80	1.50	1.50	100%	1.15	77%	5	3.33	300	R2	P3	A3	G3	F3	W3	17	2	10	9	38	2	10	10	39	39	2	10	10	39	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, hieramente fracturada
8	AND	ARG	9.80	11.30	1.50	1.50	100%	1.2	80%	5	3.33	300	R2	P3	A3	G3	F3	W3	17	2	10	9	38	2	10	10	39	39	2	10	10	39	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, hieramente fracturada
9	AND	ARG	11.30	12.80	1.50	1.50	100%	0.92	61%	6	4	250	R2	P3	A3	G3	F3	W3	13	2	10	9	34	2	10	10	35	35	2	10	10	35	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, tramo de suelo 17.35-17.80 grado de
10	AND	ARG	12.80	14.30	1.50	1.40	93%	0.5	33%	8	5.33	187.5	R1				W4	8	1	8	#N/D	#N/D	1	10	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	1	10	#N/D	#N/D	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, tramo de suelo 12.80-13.30 grado de
11	AND	ARG	14.30	15.80	1.50	1.50	100%	1.37	91%	5	3.33	300	R3	P2	A3	G2	F1	W3	20	4	10	14	48	4	10	14	48	48	4	10	14	48	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, tramo de suelo 12.80-13.30 grado de
12	AND	ARG	15.80	17.30	1.50	1.50	100%	0	0%	1	0.67	1500	R1				W4	3	1	15	#N/D	#N/D	1	25	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	1	25	#N/D	#N/D	Roca muy alterada, desintegrada, con tramos
15	AND	ARG	17.30	18.50	1.20	1.20	100%	0	0%	1	0.83	1200	R1				W4	3	1	15	#N/D	#N/D	1	25	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	1	25	#N/D	#N/D	de roca con grado de dureza R2 de 16.30 -
16	AND	ARG	18.50	20.10	1.60	1.60	100%	0.95	59%	10	6.25	160	R2	P3	A4	G4	F4	W3	13	2	8	4	27	2	10	5	30	30	2	10	5	30	Roca muy alterada, desintegrada, con tramos
17	AND	ARG	20.10	21.70	1.60	1.60	100%	0.99	62%	7	4.38	228.57143	R2	P3	A3	G2	F1	W3	13	2	10	12	37	2	10	13	38	38	2	10	13	38	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, hieramente fracturada
18	AND	ARG	21.70	23.30	1.60	1.60	100%	1.42	89%	6	3.75	266.66667	R2	P3	A3	G3	F3	W3	17	2	10	9	38	2	10	10	39	39	2	10	10	39	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, hieramente fracturada, se estima 2
19	AND	ARG	23.30	24.80	1.50	1.50	100%	1.2	80%	5	3.33	300	R2	P3	A3	G3	F3	W3	17	2	10	9	38	2	10	10	39	39	2	10	10	39	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, hieramente fracturada, se estima 2
20	AND	ARG	24.80	26.30	1.50	1.30	87%	0.54	36%	12	8	125	R2	P3	A2	G3	F3	W3	8	2	8	11	29	2	10	12	32	32	2	10	12	32	And argilizada con presencia de oxido en juntas y arcillas, tramo de roca aletrada tipo gouge

ANEXO D. Base de datos de ensayos de laboratorio en rocas y suelo

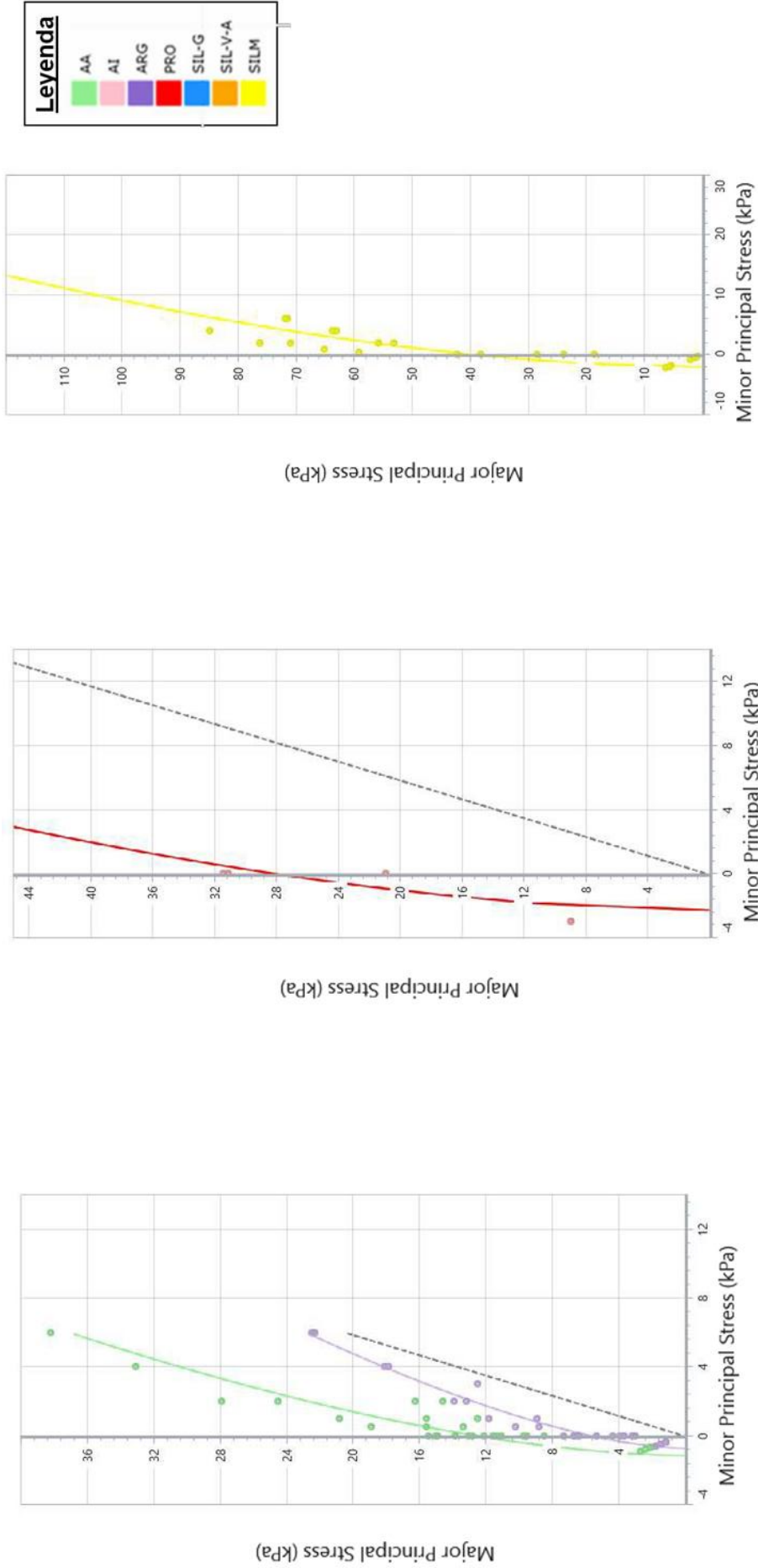
LITOLOGÍA	ALTERACIÓN	AÑO EJECUCIÓN	ZONA	LAB	SONDAJE	EST	MUESTRA	PROFUNDIDAD	DIA M O (cm)	LARG O (cm)	L/ D	DENSI DAD SECA (g/cm ³)	DENSI DAD HÚME DA	POROSI DAD APARE NTE (%)	DURE ZA (R)	UC S (MP)	UC S 50 (MP)	E (99%)	"v"	CONFI NA MIEN TO	ESFUE RZO ROTUR A σ ₁
Andesit	Argílica	2014	CN	UN	-	E-	M-8C	-	4.4	9.44	2.1	-	-	-	3	49.8	48.8	-	-	-	-
-	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-108	81.04	5.9	11.8	2.0	-	-	-	NR	7.10	7.31	-	-	-	-
-	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M-15-	-	M-76	43.98	44.12	5.9	10.9	1.8	-	-	NR	6.50	6.71	-	-	-	-
-	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-04	83.40	83.90	6.1	12.2	1.9	-	-	NR	2.20	2.28	0.43	0.4	-	-
Andesit	Argílica avanzada	2019	CN	UN	GLP18-CN-	-	M-1	20.87	21.25	6.1	12.1	1.9	-	-	NR	6.50	6.74	-	-	-	-
Andesit	Argílica	2019	CN	UN	GLP18-CN-	-	M-8	47.66	48.05	6.1	12.0	1.9	-	-	NR	9.40	9.74	-	-	-	-
Andesit	Argílica	2019	CN	UN	GLP18-CN-	-	M-7	29.38	29.65	6.0	12.0	2.0	-	-	NR	0.70	0.72	-	-	-	-
Andesit	Argílica	2019	CN	UN	GLP18-CN-	-	M-11	45.51	45.80	6.0	11.8	1.9	-	-	NR	10.7	11.0	-	-	-	-
Andesit	Argílica	2019	CN	UN	GLP18-CN-	-	M-3	15.27	15.64	6.0	12.0	1.9	-	-	NR	3.80	3.93	-	-	-	-
Andesit	Argílica	2019	CN	UN	GLP18-CN-	-	M-11	34.94	35.29	6.0	12.0	1.9	-	-	NR	3.10	3.21	-	-	-	-
Andesit	Argílica	2016	CN	UN	CN-GLP-04	-	M-3	33.07	33.37	6.0	12.0	2.0	-	-	NR	3.00	3.10	-	-	-	-
-	Silíce Masiva	2008	CN	UN	VCN-01	-	M-6	74.70	74.93	5.9	12.0	2.0	-	-	NR	2.06	2.13	-	-	-	-
Andesit	Argílica avanzada	2019	CN	UN	GLP18-CN-	-	M-2	14.35	14.69	6.1	12.0	1.9	-	-	NR	6.20	6.43	2.18	0.3	-	-
Andesit	Argílica	2019	CN	UN	GLP18-CN-	-	M-1	4.40	4.67	6.1	11.8	1.9	-	-	NR	5.20	5.39	1.17	0.3	-	-
Andesit	Argílica	2016	CN	UN	CN-GLP-04	-	M-2	24.74	25.00	6.0	12.1	2.0	-	-	NR	11.7	12.1	3.23	0.3	-	-
-	Argílica	2021	CN	UN	GEOT-01	-	UCS-02	78.42	78.65	6.0	12.1	2.0	-	-	NR	15.8	16.3	-	-	-	-
-	Argílica	2021	MIN	UN	GEOT-02	-	UCS-01	93.20	93.50	6.0	12.1	2.0	-	-	NR	9.20	9.53	-	-	-	-
-	Argílica	2021	MIN	UN	GEOT-02	-	UCS-02	89.85	89.85	6.0	12.1	2.0	-	-	NR	8.20	8.49	-	-	-	-
-	Argílica	2021	MIN	UN	GEOT-02	-	RA0097/UC	96.85	97.35	6.0	12.1	2.0	-	-	NR	2.90	3.00	-	-	-	-
-	Argílica	2021	MS	UN	GEOT-06	-	UCS-01	40.32	40.56	6.0	12.1	2.0	-	-	NR	120.8	125.	-	-	-	-
Andesit	Argílica	2021	CN	UN	GEOT-001	-	PE-02	80.03	80.22	3.0	11.9	3.8	-	-	NR	7.30	6.68	1.96	0.3	-	-
Andesit	Argílica	2021	MIN	UN	GEOT-002	-	PE-01	94.80	95.03	6.0	12.1	2.0	-	-	NR	3.10	3.21	0.53	0.3	-	-
Andesit	Argílica	2021	MIN	UN	GEOT-002	-	C001	8.40	8.60	6.0	11.5	1.9	-	-	NR	3.60	3.73	1.25	0.3	-	-
Brecha	Argílica	2021	MIN	UN	GEOT-002	-	TX-01	86.20	86.41	6.0	11.8	1.9	-	-	NR	4.20	4.35	0.96	0.3	-	-
Andesit	Argílica	2021	MS	UN	GEOT-006	-	TX-01	41.32	41.55	6.0	12.1	2.0	-	-	NR	90.9	94.0	13.4	0.2	-	-
-	Argílica Avanzada	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-119,	21.74	35.50	6.0	10.2	1.7	-	-	NR	-	-	-	-	0.50	8.84
-	Argílica Avanzada	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-119,	21.74	35.50	6.0	10.2	1.6	-	-	NR	-	-	-	-	1.00	11.85
-	Argílica Avanzada	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-119,	21.74	35.50	6.0	10.1	1.6	-	-	NR	-	-	-	-	2.00	14.60
-	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-29, M-	12.05	12.35	6.1	12.1	1.9	-	-	NR	-	-	-	-	0.50	3.38
-	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-29, M-	12.05	12.35	6.1	12.2	2.0	-	-	NR	-	-	-	-	1.00	5.13
-	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-29, M-	12.05	12.35	6.1	12.0	1.9	-	-	NR	-	-	-	-	2.00	7.11
Brecha	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-01, M-	31.80	32.14	6.1	12.1	1.9	-	-	NR	-	-	-	-	0.50	3.38
Brecha	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-01, M-	31.80	32.14	6.1	12.2	2.0	-	-	NR	-	-	-	-	1.00	5.13
Brecha	Argílica	2015	MIN	UN	AUS-M15-	-	M-01, M-	31.80	32.14	6.1	12.0	1.9	-	-	NR	-	-	-	-	2.00	7.11

Nota: Ensayos de laboratorio en rocas – Argílica
LAB: Laboratorio donde fueron realizados los ensayos
EST: Estación donde se obtuvieron muestras
DIAM: Diámetro de la muestra en centímetros

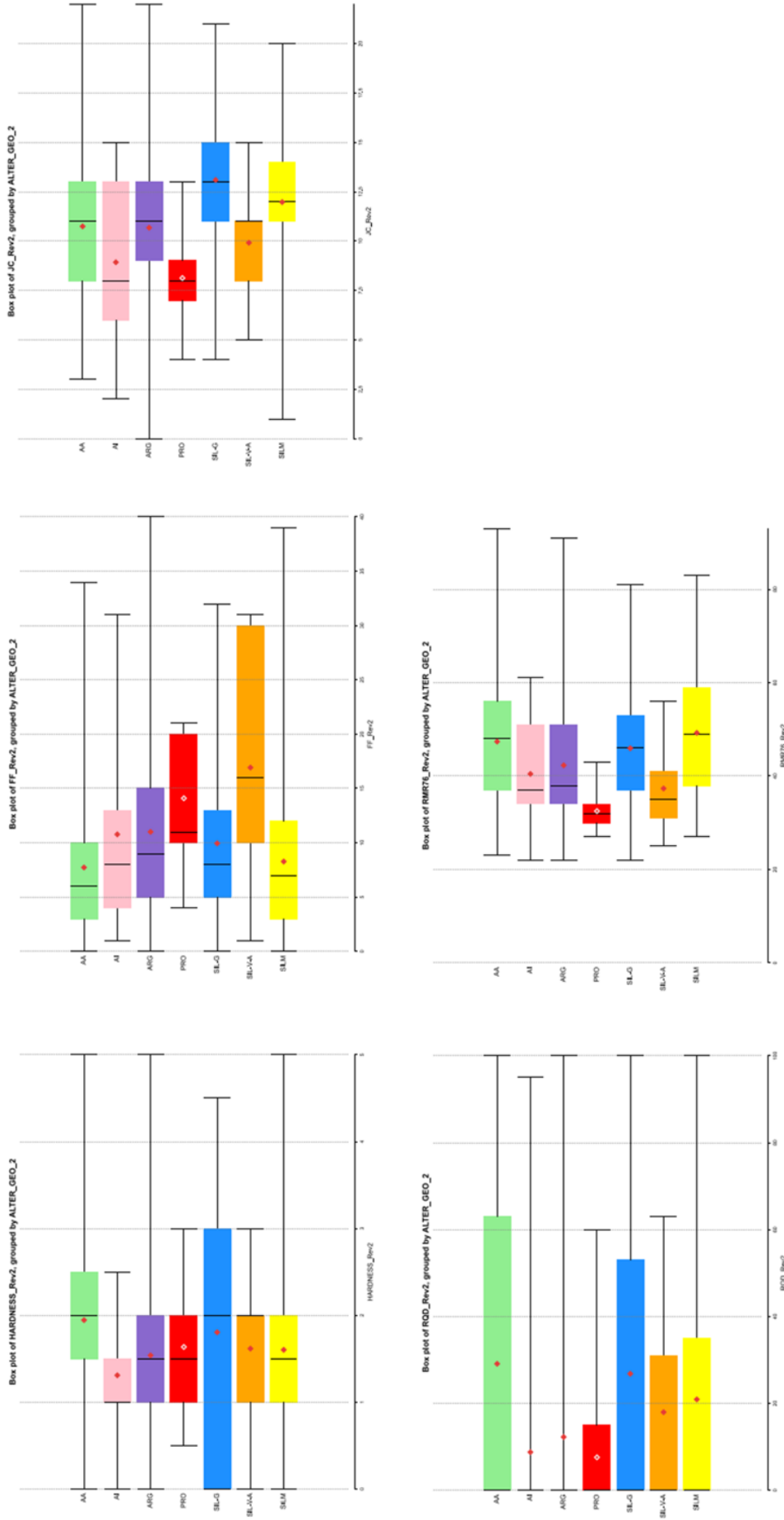
ANEXO E. Calibración de valores de Carga Puntual (PLT)



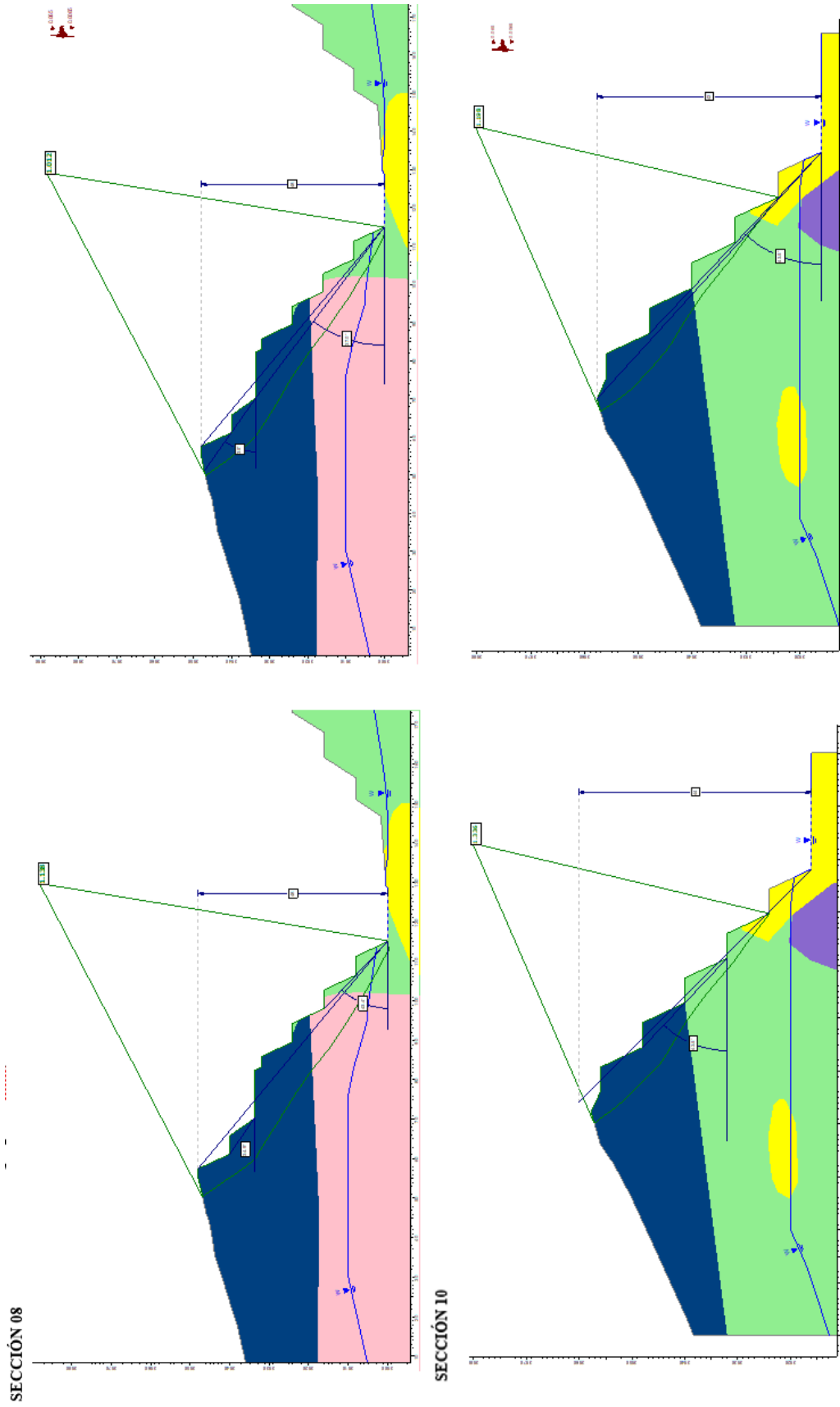
ANEXO F. Estimación de las Propiedades de la Roca Intacta



ANEXO G. Caracterización geotécnica del macizo rocoso




ANEXO H. Análisis de estabilidad (programa Slide) 2 de 2







ANEXO I. Declaración jurada de autenticidad de tesis



Universidad Nacional
del Altiplano Puno



Vicerrectorado
de Investigación



Repositorio
Institucional

DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Moisés Ouspe Mottari
 identificado con DNI 43042389 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
Ingeniería de minas

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:
“ Estudio geotécnico de taludes en una mina a tajo abierto, para determinar parámetros de diseño minero ”

Es un tema original.

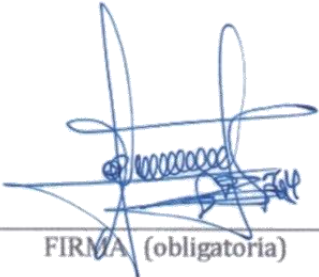
Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.


Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso


Puno 05 de setiembre del 2024


 FIRMA (obligatoria)



 Huella




ANEXO J. Autorización para el depósito de tesis en el Repositorio Institucional



Universidad Nacional
del Altiplano Puno



Vicerrectorado
de Investigación



Repositorio
Institucional

AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo Moisés Quispe Luttari
identificado con DNI 48042389 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
Ingeniería de minas

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:
" Estudio geotécnico de taludes en una mina a tpo abierto,
para determinar parámetros de diseño minero "

para la obtención de Grado, Título Profesional o Segunda Especialidad.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

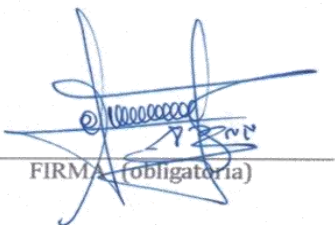
En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:


Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 05 de setiembre del 2024



FIRMA (obligatoria)



HUELLA