

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Evaluación del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina y su influencia en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-
2025

Presentado por:

Juan Abel Loaiza Chang
Luzmaria Huaman Quintanilla

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú
2026



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



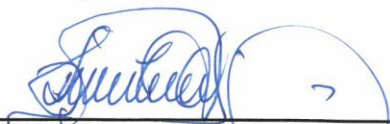
TESIS

**Evaluación del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina y su
influencia en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang
Hierro Perú-2025**

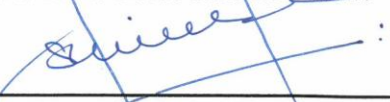
Presentado por **Juan Abel Loaiza Chang** y **Luzmaria Huaman Quintanilla**, para
optar el título de Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado 21 julio de 2026 ante el jurado evaluador:

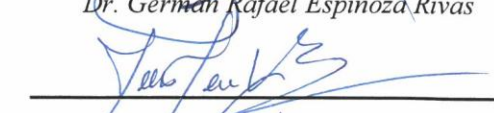
Presidente:


Mtro. Dario Dante Sanchez Castillo

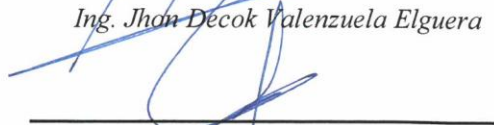
Primer miembro:


Dr. German Rafael Espinoza Rivas

Segundo miembro:


Ing. Jhan Decok Valenzuela Elguera

Asesor:


Dr. Walquer Huacani Calsin



"Año de la Esperanza y el Fortalecimiento de la Democracia"

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD
N° 190-2026

La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la tesis titulada: **Evaluación del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina y su influencia en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025**, Presentado por los bachilleres: **Juan Abel Loaiza Chang y Luzmaria Huaman Quintanilla**; para optar el Título de **Ingeniero de Minas**; ha sido sometido a un mecanismo de evaluación y verificación de similitud, a través del Software Turnitin, siendo el índice de similitud ACEPTABLE de **(5%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 13 de julio del 2026


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
FACULTAD DE INGENIERÍA
Dr. Walquir Huacani Calsin
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA

C. c.
Archivo
WHC/ DUI-FI
Yovana/sec
REG. N° 671



Agradecimiento

A mi asesor por su guía experta, por sus consejos, por sus correcciones y por compartir su amplio conocimiento a lo largo de esta investigación.

A la Universidad Micaela Bastidas de Apurímac por haberme brindado la formación académica necesaria y las herramientas para desarrollarme como profesional.

A la empresa Shoukan, por permitirme aplicar mis conocimientos en un entorno real y por brindarme las facilidades para llevar a cabo la ejecución de esta tesis.

Finalmente, un agradecimiento especial a mi familia. A mi padre, por ser mi ejemplo de esfuerzo y por su apoyo incondicional. A mi hermano, por su compañía, sus ánimos y por estar siempre presente cuando más lo necesite.

Juan Abel Loaiza Chang.

Expreso mi más sincero agradecimiento a mi asesor de tesis Ing. Huacani, por su orientación, paciencia y valiosos aportes durante todo el proceso de investigación. Asimismo, agradezco a los docentes de la carrera profesional de Ingeniería de Minas por los conocimientos impartidos a lo largo de mi formación académica.

Agradezco a Dios, a mis padres y hermanos por brindarme su apoyo y sabiduría para culminar esta etapa de mi formación profesional.

Luzmaria Huaman Quintanilla.



Dedicatoria

A mi madre Ysabel, mi ángel eterno. Tu recuerdo fue la fuerza que me impidió caer. Aunque no estes físicamente para ver este logro se que celebras conmigo desde el cielo. Este título es mi homenaje por y para ti.

A mi padre Lucio y a mi hermano Luis Alberto, por su amor incondicional, por ser mi refugio y mi fortaleza. A mi pareja y compañera de tesis Luzmaria, por construir cada página de esta tesis y cada capítulo de nuestra historia. Gracias por ser mi equipo, mi apoyo y mi motivación diaria. Lograr esto juntos hace que el logro sea doblemente especial.

A mí mismo por cada sacrificio, por no rendirme ante la adversidad y por demostrarme que soy capaz de alcanzar lo que me propongo.

Juan Abel Loaiza Chang.

A mis padres Bruno y Amparito, por su amor incondicional y por haberme inculcado el valor de la perseverancia. Todo lo que soy se los debo a ustedes. A mis hermanos por ser mi soporte y alegría constante, por su compañía y aliento en cada etapa de mi vida. A mi sobrina María de Jesús, mi compañera de vida y orgullo más grande, te dedico este logro con todo mi amor.

Finalmente, a Abel, mi novio y colega. Por ser mi soporte en lo personal y mi aliado en lo académico. Eres el mejor compañero de vida, gracias por compartir conmigo cada desvelo, cada corrección y cada triunfo de esta tesis. Lo logramos juntos.

Luzmaria Huaman Quintanilla.



Evaluación del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina y su influencia en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025

Línea de investigación: Geología, geotecnia y medio ambiente

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	Pág. 1
RESUMEN	4
ABSTRACT	5
CAPÍTULO I	6
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	6
1.1 Descripción del problema	6
1.2 Enunciado del problema	8
1.2.1 Problema general	8
1.2.2 Problemas específicos	8
1.2.3 Justificación de la investigación	9
1.2.4 Delimitación de la investigación	10
CAPÍTULO II	34
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	34
2.1 Objetivos de la investigación	34
2.1.1 Objetivo general	34
2.1.2 Objetivos específicos	34
2.2 Hipótesis de la investigación	34
2.2.1 Hipótesis general	34
2.2.2 Hipótesis específicas	35
2.3 Operacionalización de variables	35
CAPÍTULO III	36
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	36
3.1 Antecedentes	36
3.1.1 Antecedentes internacionales	36
3.1.2 Antecedentes nacionales	37
3.1.3 Antecedentes locales	39
3.2 Marco teórico	41
3.2.1 El macizo rocoso y su importancia en minería a tajo abierto subtítulo	41
3.2.2 Perforación diamantina como herramienta de caracterización geomecánica	41
3.2.3 Clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso	42
3.2.3.1 Designación de la calidad de la roca (RQD)	42
3.2.3.2 Clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating)	44
3.2.3.3 Índice de calidad del macizo rocoso (Q)	45



3.2.4	Propiedades mecánicas del macizo rocoso	46
3.2.5	Estabilidad de taludes y mecanismos de rotura	47
3.2.6	Métodos de análisis de estabilidad de taludes	49
3.2.6.1	El factor de seguridad (FS)	49
3.2.6.2	Análisis cinemático	51
3.2.6.3	Análisis de equilibrio límite (LEM)	51
3.2.6.4	Modelamiento numérico	52
3.2.7	Criterios de diseño y optimización de taludes	52
3.2.8	El proceso de registro geotécnico de perforación (geotechnical logging)	53
3.3	Marco conceptual	55
CAPÍTULO IV		58
METODOLOGÍA		58
4.1	Tipo y nivel de investigación	58
4.2	Diseño de la investigación	58
4.3	Descripción ética de la investigación	58
4.4	Población y muestra	59
4.5	Procedimiento	59
4.6	Técnica e instrumentos	62
CAPÍTULO V		79
RESULTADOS Y DISCUSIONES		79
5.1	Análisis de resultados	79
5.2	Discusiones	100
CAPÍTULO VI		103
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		103
6.1	Conclusiones	103
6.2	Recomendaciones	104
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		106
ANEXOS		110

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 — Accesibilidad tramo 1 a la mina Shougang Hierro Perú	11
Tabla 2 — Accesibilidad tramo 2 a la mina Shougang Hierro Perú	11
Tabla 3 — Operacionalización de variables	35
Tabla 4 — Clasificación del macizo rocoso según el valor de RQD según Deere, 1989	43
Tabla 5 — Principales mecanismos de rotura en taludes de roca	49
Tabla 6 — Criterios de aceptación típicos para el factor de seguridad (FS)	50
Tabla 7 — Parámetros del registro geotécnico de perforación diamantina	54
Tabla 8 — Unidades geotécnicas (litologías)	64
Tabla 9 — Índice de resistencia estimada en campo por litología	65
Tabla 10 — Índice de calidad de roca (RQD)	65
Tabla 11 — Número de fracturas por medio metro para cada litología	66
Tabla 12 — Valores de abertura de discontinuidades en cada litología	67
Tabla 13 — Valores de rugosidad de las discontinuidades por litología	67
Tabla 14 — Resumen de clasificación de grado de intemperismo por litología.	68
Tabla 15 — Resumen de valores RMR de las litologías del macizo rocoso	69
Tabla 16 — Lista de ensayos realizados	70
Tabla 17 — Resultados de ensayos de propiedades físicas	71
Tabla 18 — Resultados de ensayos de compresión uniaxial (UCS)	72
Tabla 19 — Resultados de ensayos de corte directo (UCS)	73
Tabla 20 — Resultados de los ensayos de compresión triaxial (TX)	75
Tabla 21 — Resultados de los ensayos de tracción indirecta (TI)	76
Tabla 22 — Resultados de los ensayos de propiedades elásticas (PE)	77
Tabla 23 — Coordenadas este-oeste (X) y norte-sur (Y) de los sondeos diamantinos	80
Tabla 24 — Elevaciones (Z) y formato UTM completo por sondeos diamantinos	80
Tabla 25 — Orientaciones (azimut e inclinación) de los taludes por área estudiada	82
Tabla 26 — Relación entre RQD y ángulo de talud recomendado por grupo geológico	98
Tabla 27 — Influencia del número de fracturas por 0.5m en ángulos de talud seguros	98
Tabla 28 — Relación RMR vs. ángulo de talud y factor de seguridad	99
Tabla 29 — Comparación de factores de seguridad influenciado por la caracterización del macizo rocoso	100

Tabla 30 — Correlación entre RQD/RMR y factores de seguridad predichos	100
Tabla 31 — Matriz de consistencia	111

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 — Ubicación del área de mina Shougang Hierro Perú (sistema UTM WGS84 huso 18S)	12
Figura 2 — Mapa geológico regional en base al mapeo 50K - INGEMMET.	23
Figura 3 — Sección geológica SO-NE, en base al mapeo 50K - INGEMMET	24
Figura 4 — Columna estratigráfica del distrito Marcona–Mina Justa	25
Figura 5 — Paleogeografía de la cuenca Arequipa y arco volcánico para el jurásico medio, donde se ha desarrollado los principales yacimientos tipo IOCG de la época	26
Figura 6 — Mapa geológico regional, en base al mapeo 50K - INGEMMET	28
Figura 7 — Geología local y estructural	32
Figura 8 — Fallas presentes en Unidad Minera Shougang	33
Figura 9 — Procedimiento para determinar el RQD mediante extracción de muestras, Deere, 1989	44
Figura 10 — Ubicación de investigaciones geomecánicas	63
Figura 11 — Plano de ubicación de los sondajes estudiados	81
Figura 12 — Estereograma (rotura en cuña) e infoviewer Dips del sondaje 25TADDG001	83
Figura 13 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TA-DDG001 en el software Swedge	84
Figura 14 — Estereograma (rotura en cuña) e Infoviewer Dips del sondaje 25TADDG002	85
Figura 15 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TA-DDG002 en el software Swedge	86
Figura 16 — Estereograma (rotura en cuña) e Infoviewer Dips del sondaje 25TADDG003	87
Figura 17 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TA-DDG003 en el software Swedge	88
Figura 18 — Estereograma (rotura en cuña) e Infoviewer Dips del sondaje 25TADDG004	89
Figura 19 — Estereograma (rotura planar) del sondaje 25TADDG005	90
Figura 20 — Estereograma (rotura en cuña) del sondaje 25TADDG005	91
Figura 21 — Cálculo de factor de seguridad (rotura planar) del sondaje 25TA-DDG005 en el software RocPlane	92
Figura 22 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TA-DDG005 en el software Swedge	93

Figura 23 — Estereograma (rotura planar) del sondaje 25TADDG006	94
Figura 24 — Estereograma (rotura en cuña) del sondaje 25TADDG006	95
Figura 25 — Cálculo de factor de seguridad (rotura planar) del sondaje 25TA-DDG006 en el software Rocplane	96
Figura 26 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TA-DDG006 en el software Swedge	97
Figura 27 — Plano de ubicación mina Shougang Hierro Perú	112
Figura 28 — Plano de sondaje 25TA-DDG001	113
Figura 29 — Plano de sondaje 25TA-DDG002	114
Figura 30 — Plano de sondaje 25TA-DDG003	115
Figura 31 — Plano de sondaje 25TA-DDG004	116
Figura 32 — Plano de sondaje 25TA-DDG005	117
Figura 33 — Ubicación del área de estudio	118
Figura 34 — Plantilla excel de logueo geomecánico	119
Figura 35 — Plantilla excel de logueo geomecánico	120
Figura 36 — Valoración numérica de los parámetros utilizados en el sistema RMR	121
Figura 37 — Resistencia a la compresión simple sondaje 25TA-DDG001, litología Vpa	122
Figura 38 — Resistencia a la compresión simple sondaje 25TA-DDG002, litología Oco	123
Figura 39 — Ensayo de corte directo sondaje 25TA-DDG002, litología Vpa	124
Figura 40 — Ensayo de corte directo sondaje 25TA-DDG005, litología Lpa	125
Figura 41 — Ensayo triaxial sondaje 25TA-DDG003, litología Vpa	126
Figura 42 — Tabla de datos y registro fotográfico del ensayo triaxial del sondaje 25TA-DDG003, litología Vpa	127
Figura 43 — Resultado de ensayos de propiedades físicas sondaje 25TA-DDG002, litología Vpa	128
Figura 44 — Resultados y registro fotográfico de ensayo de tracción indirecta del sondaje 25TA-DDG001, litología PO	129
Figura 45 — Resultado de ensayo de propiedades elástica del sondaje 25TA-DDG002, litología Ldac	130
Figura 46 — Tabla de datos y registro fotográfico del ensayo de propiedades elásticas del sondaje 25TA-DDG002, litología Ldac	131
Figura 47 — Medición del dip de las discontinuidades	132
Figura 48 — Determinación del dip y dip direction de las discontinuidades en muestras de testigos de perforación diamantina	132
Figura 49 — Logueo geomecánico en plataforma de perforación	133

Figura 50 — Reconocimiento de testigos de perforación para obtener los parámetros geomecánicos	133
Figura 51 — Registro de logueo geomecánico a la base de datos	134
Figura 52 — Medición de RQD en los testigos de perforación	134

INTRODUCCIÓN

A nivel mundial, la industria minera ha evolucionado hacia la explotación de yacimientos de gran envergadura mediante el método de tajo abierto (open pit), lo que exige excavaciones cada vez más profundas y extensas. Esta tendencia conlleva una presión creciente sobre la estabilidad de las estructuras rocosas, haciendo que la geotecnia deje de ser una disciplina de soporte para convertirse en un pilar estratégico de la planificación minera. En este escenario, la correcta evaluación del macizo rocoso es una condición crítica que determina la continuidad operativa de cualquier unidad minera.

Minas de gran escala, como la mina Shougang Hierro Perú, presentan desafíos geológicos notables, incluyendo una marcada variabilidad litológica y una compleja red de discontinuidades estructurales producto de intensos procesos tectónicos. En estos entornos, el comportamiento del macizo rocoso no es uniforme; la interacción entre la matriz rocosa y las estructuras (fallas, diaclasas) crea un sistema dinámico cuya respuesta ante las voladuras y la remoción de material debe ser analizada con extrema precisión.

Los registros de perforación diamantina se erigen como la herramienta diagnóstica más confiable. A diferencia de otros métodos de exploración, el logueo mediante testigos de perforación permite una observación directa y continua de la columna geológica. Esta información es la materia prima para la caracterización geomecánica, pues facilita la identificación de zonas de debilidad, la medición de la orientación de las estructuras y la recuperación de muestras para ensayos de laboratorio.

La aplicación de sistemas de clasificación geomecánica, tales como el RQD (Rock Quality Designation), el RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski y el sistema Q de Barton, constituye el puente entre la observación cualitativa en el logueo y la cuantificación de las propiedades del terreno. Estos índices permiten asignar valores numéricos a la calidad de la roca, lo que a su vez facilita la construcción de modelos geomecánicos robustos. Dichos modelos son el insumo principal para el diseño de taludes, permitiendo establecer ángulos de diseño óptimos que maximicen la recuperación del mineral sin comprometer el factor de seguridad (FS) necesario para proteger la vida humana y la maquinaria pesada.



A pesar de los avances tecnológicos, persiste una brecha crítica en la integración de los datos provenientes de los sondeos con los modelos de análisis numérico y cinemático. En muchas operaciones, la heterogeneidad geológica provoca que las predicciones teóricas difieran de la respuesta real observada en las paredes del tajo. Por ello, la presente investigación busca profundizar en la relación existente entre la información recolectada en los testigos de perforación y los diseños geotécnicos resultantes. Se pone especial énfasis en cómo pequeñas variaciones de las discontinuidades, pueden modificar drásticamente los mecanismos de falla, ya sean estos planares, por cuña o por vuelco (toppling).

La relevancia de este estudio radica en la necesidad de optimizar los protocolos de caracterización geomecánica para reducir la incertidumbre en el diseño de taludes. Una caracterización deficiente no solo aumenta el riesgo de deslizamientos catastróficos, sino que también puede conducir a diseños excesivamente conservadores que resultan en un stripping ratio (relación estéril/mineral) innecesariamente alto, afectando la rentabilidad del proyecto.

La investigación se encuentra estructurada en seis capítulos detallados a continuación:

El capítulo I comprende el planteamiento del problema, donde se analiza la situación actual de la geotecnia en la zona de estudio, se formulan las preguntas de investigación y se establecen la justificación y los límites del estudio. El capítulo II define los objetivos, tanto general como específicos, que trazan la ruta del análisis, así como las hipótesis que buscan validar la influencia de los datos de perforación en la estabilidad de los taludes. El capítulo III desarrolla el marco teórico, proporcionando un sustento científico sobre la mecánica de rocas, la geología estructural aplicada a tajos abiertos y los fundamentos de la perforación diamantina. Se revisan aquí las teorías de falla y los métodos empíricos más utilizados en la industria minera contemporánea. El capítulo IV detalla la metodología de la investigación, describiendo el enfoque cuantitativo y descriptivo adoptado. Se especifica la población de estudio, las muestras obtenidas de los sondeos seleccionados y los procedimientos técnicos empleados para el procesamiento de la información de campo y gabinete. El capítulo V está dedicado a la presentación, análisis y discusión de resultados. En este apartado se exponen los hallazgos geomecánicos derivados de los testigos de perforación, se comparan los índices obtenidos y se discute su impacto en la estabilidad de los taludes analizados, integrando la observación empírica con el análisis técnico. Finalmente, el capítulo VI presenta las conclusiones y recomendaciones. En esta sección se sintetizan los aportes de la investigación, validando el cumplimiento de los objetivos y proponiendo lineamientos prácticos para mejorar el diseño



geotécnico y la gestión de riesgos en operaciones de tajo abierto con características similares a las de la mina Shougang Hierro Perú.



RESUMEN

En la mina Shougang Hierro Perú, la problemática radica en la inestabilidad de taludes por la heterogeneidad del macizo rocoso, con variaciones en propiedades mecánicas y físicas generando riesgos de colapso. El objetivo fue determinar la influencia de la evaluación del macizo rocoso mediante registros de perforación diamantina para la estabilidad de taludes en operaciones de la mina Shougang Hierro Perú. La metodología fue de tipo aplicada, nivel explicativo y diseño no experimental, analizando datos de perforaciones diamantinas (25TA-DDG001-25TA-DDG006), mediante el uso del software Dips se identificó las familias de discontinuidades y se obtuvo el análisis cinemático. En los softwares Rocplane y Swedge se calcularon los factores de seguridad para las roturas tipo planar y cuña. Mediante el trabajo en campo los resultados revelaron parámetros de RQD 54-69%, RMR 41-50 como media en sectores como 25TA-DDG001 y 25TA-DDG005, y media-alta en los demás sectores RQD >60%, RMR <50, existe una correlación fuerte entre parámetros como RQD y fracturas, con ángulos óptimos 50°-55°, destacando que valores altos de RQD favorecen estabilidad y fracturas elevadas exigen ajustes para reducir riesgos de deslizamientos, los criterios propuestos, incluyendo ángulos de 50°-55° optimizan la estabilidad al elevar el FS, asegurando configuraciones escalonadas y monitoreo continuo para un rendimiento operativo seguro; mientras el análisis cinemático sugería hasta 22.6% de riesgo, la inclusión de parámetros de cohesión y fricción permitió predecir factores de seguridad estables 1.37-1.30 (rotura planar), y 1.41-1.73 (rotura por cuña). En conclusión, los parámetros geomecánicos mediante registros de perforación diamantina son decisivos, pues permiten transitar de un diseño intuitivo a uno basado en el comportamiento mecánico real, elevando la precisión predictiva y optimizando factores de seguridad, permitiendo operaciones eficientes con minimización de riesgos en la unidad minera.

Palabras clave: Estabilidad de taludes, factor de seguridad, macizo rocoso, perforación diamantina, RMR-RQD.



ABSTRACT

At Shougang Hierro Perú mine, the problem lies in slope instability caused by the heterogeneity of the rock mass, with variations in mechanical and physics properties generating collapse risks. The objective was to determine the influence of rock mass evaluation through diamond drilling logs on slope stability in the operations of Shougang Hierro Perú mine. The methodology was applied, explanatory, and non-experimental in design, analyzing diamond drilling data from boreholes 25TA-DDG001 to 25TA-DDG006. Using Dips software, discontinuity sets were identified and kinematic analysis was performed. RocPlane and Swedge software were used to calculate safety factors for planar and wedge failures, supported by fieldwork. The results revealed RQD parameters of 54–69% and RMR values of 41–50, classified as medium in sectors such as 25TA-DDG001 and 25TA-DDG005, and medium-high in the remaining sectors, with RQD >60% and RMR <50. A strong correlation was found between parameters such as RQD and fractures, with optimal slope angles of 50°–55°. The findings indicate that high RQD values favor stability, while high fracture frequency requires adjustments to reduce landslide risks. The proposed criteria, including angles of 50°–55°, optimize stability by increasing the safety factor, ensuring stepped configurations and continuous monitoring for safe operational performance. Although the kinematic analysis suggested up to 22.6% risk, the inclusion of cohesion and friction parameters allowed stable safety factors to be predicted: 1.37–1.30 for planar failure and 1.41–1.73 for wedge failure. In conclusion, geomechanical parameters obtained through diamond drilling logs are decisive, as they allow the transition from an intuitive design to one based on the actual mechanical behavior of the rock mass. This improves predictive accuracy and optimizes safety factors, enabling efficient operations while minimizing risks in the mining unit.

Keywords: *diamond drilling, RMR-RQD, rock mass, safety factor, slope stability.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

A nivel internacional, en la minería a tajo abierto, la estabilidad de los taludes constituye un factor crítico que determina la seguridad y la continuidad operativa. Estudios internacionales muestran que cerca del 18% de los accidentes en minas a cielo abierto están asociados a fallas en taludes, generando pérdidas económicas y sociales de gran magnitud (Kolapo, et al., 2022). En Chile, las operaciones de gran escala como Chuquicamata han reportado costos que superan los 100 millones de dólares anuales debido a inestabilidades que obligan a interrumpir la producción. De igual manera, en Australia y Canadá se han registrado incidentes que no solo afectan la rentabilidad, sino que también comprometen la seguridad de los trabajadores (Cacciuttolo & Atencio, 2023).

El uso de registros de perforación diamantina se ha consolidado como una herramienta de alta precisión para evaluar el macizo rocoso, ya que permite obtener parámetros geomecánicos esenciales como RQD, RMR y Q-System; sin embargo, informes recientes del año 2025 indican que todavía en un 70% de las minas en África estos métodos no se aplican de manera sistemática, lo que incrementa la probabilidad de fallas, en consecuencia, se generan taludes sobredimensionados, sostenimientos innecesarios y un aumento del riesgo de deslizamientos (Zvarivadza, et al., 2025).

A su vez, se ha evidenciado que la falta de integración entre los registros diamantinos y los modelos de estabilidad provoca diseños conservadores que reducen la eficiencia del minado. Investigaciones como la de Kjarsgaard et al. (2022), resaltan que, cuando se incorporan adecuadamente los parámetros derivados de perforación diamantina, la confiabilidad de los modelos de estabilidad puede aumentar hasta en un 22%, lo que evidencia la necesidad de una aplicación rigurosa en todos los proyectos.

En el Perú, la minería representa el motor de la economía, aportando alrededor del 9.6% del PBI y más del 60 % de las exportaciones; sin embargo, las operaciones a tajo abierto



enfrentan constantes desafíos relacionados con la inestabilidad de taludes, donde, se ha registrado entre los años 2004-2016 que más de 30 incidentes vinculados a deslizamientos en minas a cielo abierto, generaron riesgos para la vida humana, pérdidas económicas y paralización de operaciones (Zavala, 2023).

Aunque las empresas mineras han incorporado técnicas de perforación diamantina para caracterizar el macizo rocoso, en muchos casos los datos no son procesados ni integrados adecuadamente al diseño geotécnico, donde, investigaciones del año 2023 evidencian que, cuando se aplican metodologías de clasificación como RMR y Q-System, los factores de seguridad pueden incrementarse hasta en un 20%, lo que permite rediseñar taludes con mayor confiabilidad, no obstante, una parte importante de las operaciones medianas y pequeñas aún recurre a criterios empíricos, lo cual aumenta el riesgo de inestabilidad (Brousset, Pehovaz, Quispe, Raymundo, & Moguerza, 2023).

Los accidentes registrados en minas de cobre, hierro y oro en la sierra y costa sur han generado elevados costos por sostenimientos correctivos de emergencia, donde, en algunos casos, las pérdidas han superado los 20 millones de dólares, además de retrasos significativos en la producción, lo que ha revelado que, pese al avance tecnológico en el país, aún existen brechas en la aplicación de evaluaciones geomecánicas sistemáticas basadas en registros de perforación diamantina (Cacciuttolo & Cano, 2022).

A nivel local la Mina Shougang Hierro Perú, ubicada en Marcona, es la principal productora de hierro en el país y una de las más importantes en Sudamérica. Sus operaciones a tajo abierto involucran taludes de gran altura, lo que aumenta la exigencia en el control de la estabilidad. Informes internos señalan que, en los últimos años, se han producido deslizamientos parciales en sectores del tajo oeste, generando retrasos en la producción y la necesidad de readecuar ángulos de talud. Estos incidentes, aunque no han derivado en tragedias humanas, han representado pérdidas económicas estimadas en varios millones de dólares (Wimer & Rivas, 2021).

Los registros de perforación diamantina realizados en la mina evidencian una marcada variabilidad en la calidad del macizo rocoso, donde, se han obtenido valores de RQD elevados (50-89%), lo que refleja zonas de roca muy fracturada junto a sectores competentes, dado que esta heterogeneidad complica el diseño de taludes, ya que en algunos casos los factores de seguridad se aproximan al límite mínimo aceptable,



obligando a adoptar criterios conservadores que disminuyen la eficiencia en la extracción del mineral.

La falta de integración sistemática de los parámetros obtenidos de los registros diamantinos con modelos numéricos de estabilidad ha llevado a decisiones de diseño que, si bien aseguran la seguridad, reducen el volumen explotable y elevan los costos por sostenimiento. Estas condiciones justifican la necesidad de realizar una evaluación más detallada que permita optimizar tanto la seguridad como la rentabilidad en la explotación de los tajos.

Ante esta problemática, la solución se orienta hacia una evaluación integral del macizo rocoso mediante registros de perforación diamantina, utilizando metodologías de clasificación geomecánica (RQD, RMR, Q-System) y análisis numéricos avanzados. Esto permitirá establecer criterios de diseño más precisos para la estabilidad de taludes, optimizando los ángulos de excavación y garantizando factores de seguridad adecuados ($FS \geq 1.3$). Con ello, la mina Shougang Hierro Perú no solo mejorará su eficiencia productiva y reducirá costos por fallas, sino que también contribuirá a la seguridad de los trabajadores y a la sostenibilidad de sus operaciones.

1.2 Enunciado del problema

1.2.1 Problema general

¿Cómo influye la evaluación del macizo rocoso, a partir de registros de perforación diamantina, en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuál es la calidad geomecánica del macizo rocoso según los registros de perforación diamantina en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025?
- ¿Cómo se relacionan los parámetros geomecánicos con el ángulo de talud en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025?
- ¿Qué criterios de diseño se pueden establecer para optimizar la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025?



- ¿Qué impacto tiene la caracterización del macizo rocoso en la predicción de los factores de seguridad de los taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú – 2025?

1.2.3 Justificación de la investigación

1.2.3.1 Justificación teórica

El estudio se justifica de forma teórica porque aporta a la comprensión científica de la relación entre las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y la estabilidad de taludes en minería a tajo abierto. La aplicación de registros de perforación diamantina permite obtener parámetros como el RQD y RMR, que son fundamentos en la clasificación geomecánica internacional. Estos indicadores proporcionan una base sólida para explicar la calidad del macizo y su comportamiento frente a esfuerzos, lo que fortalece el marco conceptual de la ingeniería de rocas. Además, la investigación contribuye a validar teorías existentes sobre la mecánica de taludes, al analizar cómo se traduce la caracterización geotécnica en diseños de ángulo y sostenimiento más seguros.

1.2.3.2 Justificación práctica

De manera práctica, la investigación permitirá a la mina Shougang Hierro Perú optimizar el diseño de sus taludes mediante información precisa y confiable. La caracterización del macizo rocoso a partir de perforación diamantina reducirá la incertidumbre en la toma de decisiones y permitirá ajustar los ángulos de talud para mantener factores de seguridad ≥ 1.3 . Esto se traduce en menor riesgo de deslizamientos, reducción de costos por sostenimientos correctivos y aumento en el volumen de mineral aprovechable. Asimismo, los resultados tendrán un impacto directo en la seguridad de los trabajadores, al disminuir la probabilidad de accidentes, y en la sostenibilidad de la operación minera al evitar pérdidas económicas y daños ambientales por colapsos no controlados.



1.2.3.3 Justificación metodológica

Metodológicamente, la investigación se justifica porque aplicará técnicas de análisis cuantitativo y descriptivo a partir de registros reales de perforación diamantina. El empleo de sistemas de clasificación geomecánica (RQD, RMR) y de parámetros de resistencia mecánica (cohesión y ángulo de fricción interna) permitirá establecer una relación objetiva con los criterios de estabilidad de taludes. Además, se integrarán herramientas de modelamiento geotécnico y cálculo de factores de seguridad, lo que asegura un procedimiento sistemático, replicable y confiable. Este enfoque metodológico garantiza que los resultados obtenidos no solo tengan validez científica, sino que también puedan ser aplicados en futuras evaluaciones de tajos abiertos en otras operaciones mineras.

1.2.4 Delimitación de la investigación

1.2.4.1 Localización geográfica y política

La Mina Marcona se encuentra localizado a unos 500 km al sur de la ciudad de Lima y a 540 de la ciudad de Abancay, en la zona costera del departamento de Ica, provincia de Nazca, distrito de San Juan de Marcona.

Se encuentra dentro de la franja metalogénica V, correspondiente a los depósitos de Cu-Fe-Au (IOCG) del jurásico medio-superior, situado a lo largo de la zona costera, en el dominio del Complejo Basal de la Costa del Precámbrico, con edades de mineralización entre 165 a 160 Ma.

El distrito minero comprende varias minas y anomalías magnéticas ubicadas al largo de una franja de aproximadamente 150 km de longitud y 25 km de ancho, alejada unos 10-14 km del litoral y a unos 800 m.s.n.m. en promedio.

1.2.4.2 Accesibilidad

Para llegar a la unidad minera, desde la ciudad de Lima, se utiliza la ruta terrestre por la Panamericana Sur hasta el kilómetro 488, luego por



carretera asfaltada hacia la ciudad de San Juan de Marcona hasta el km 20.6 donde se desvía por 22.5 km hacia las operaciones mineras.

Para la accesibilidad de la ciudad de Abancay a Marcona no es directa, la opción más viable es tomar un transporte terrestre desde Abancay hacia la ciudad de Nazca y luego buscar un transporte desde Nazca hacia Marcona.

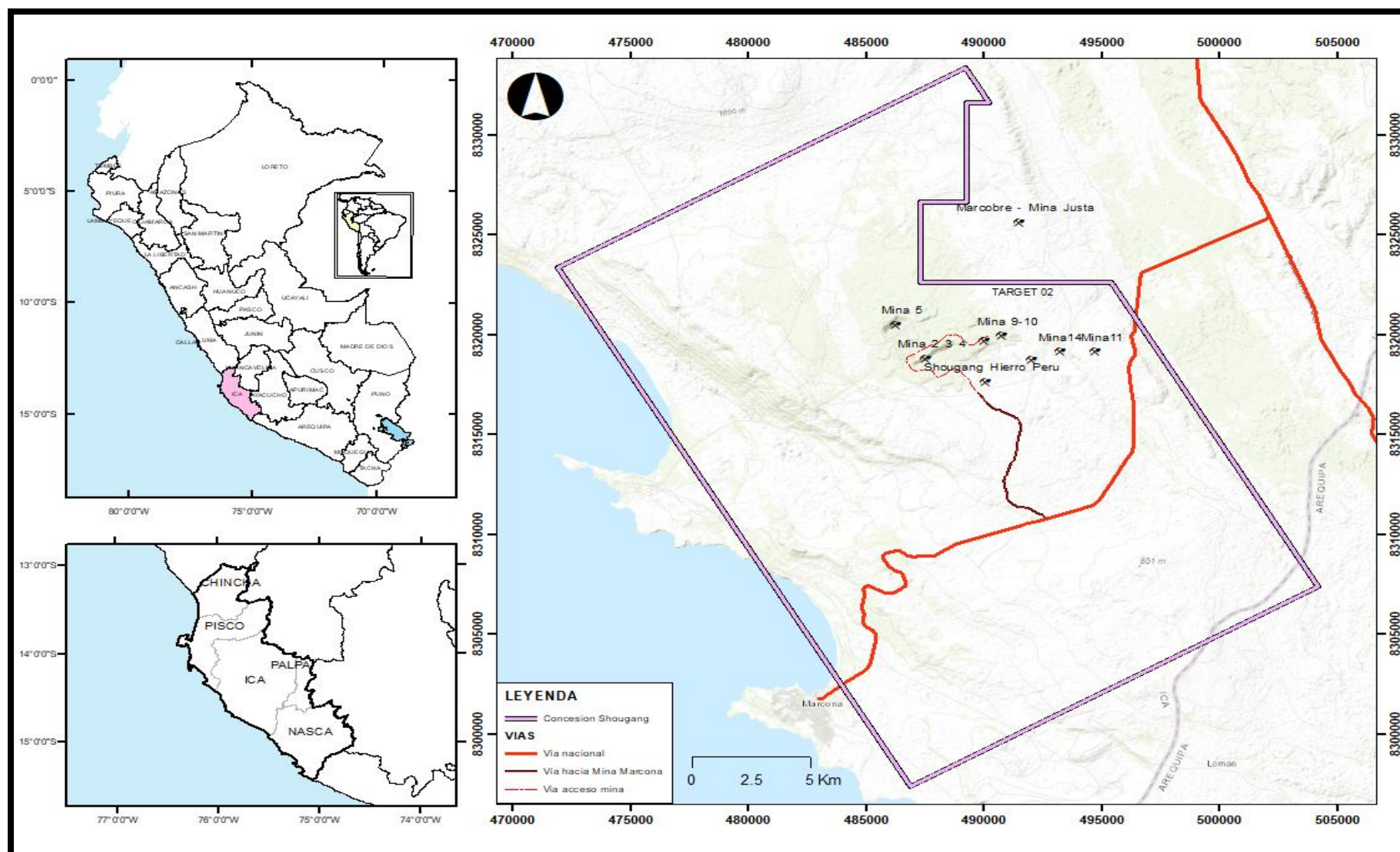
- **Vía terrestre:**
 - **Tramo 1:** Lima – Nazca – Marcona – Mina
 - **Tramo 2:** Abancay – Nazca – Marcona – Mina

Tabla 1 — Accesibilidad tramo 1 a la mina Shougang Hierro Perú

Tramo 1	Distancia (km)	Tiempo (horas)	Descripción
Lima – Nazca	448 km	7 h 44 min	Carretera asfaltada
Nazca – Marcona	80 km	1 h 14 min	Carretera asfaltada
Marcona – Mina	22.5 km	0 h 30 min	Carretera asfaltada y trocha
FUENTE: Elaboración propia			

Tabla 2 — Accesibilidad tramo 2 a la mina Shougang Hierro Perú

Tramo 2	Distancia (km)	Tiempo (horas)	Descripción
Abancay – Nazca	462 km	8 h 39 min	Carretera asfaltada
Nazca – Marcona	80 km	1 h 14 min	Carretera asfaltada
Marcona – Mina	22.5 km	0 h 30 min	Carretera asfaltada y trocha
FUENTE: Elaboración propia			



FUENTE: Mina Shougang Hierro Perú, 2025

Figura 1 — Ubicación del área de mina Shougang Hierro Perú (Sistema UTM WGS84 Zona 18S)

1.2.5 Delimitación geológica

1.2.5.1 Geología regional

El yacimiento del mineral de hierro está alojado en la formación Marcona del paleozoico y la formación Río Grande, la formación Marcona compuesta por rocas sedimentarias marinas del paleozoico. La intrusión del plutón San Nicolás (Silúrico, unos 425 Ma) hace que la formación Marcona sufra metamorfismo térmico. La parte superior de la formación Marcona está en contacto de inconformidad con el conjunto volcano-sedimentario mesozoico (jurásico tardío-Holoceno) de Río Grande. La parte inferior está en contacto de inconformidad angular con los estratos metamórficos -sedimentarios de la formación San Juan del precámbrico.

El período de mineralización más temprano se encuentra en el período Aleniano (177Ma) a Bajociano (171 Ma), que es el período deposicional de la formación Río Grande inferior. El período Bathoniano a Oxfordiano es el principal período de formación de cuerpos de mineral. Este período es el período deposicional del miembro superior de la formación Río Grande, que es un ambiente de rift extensional. Durante este período, se produjo el arco magmático nerítico de andesita-dacita. Siguió una breve erosión de levantamiento, y la alteración de sulfuros de Cobre (Cu)-Zinc (Zn) y Plomo (Pb) se produjo al final del arco magmático. La mineralización está controlada por un importante sistema de fracturas mesozoicas (Chen et al., 2010).

La mina de hierro de Marcona se encuentra en el sur de Perú, adyacente a la mina de cobre Mina Justa, y junto con la mina de hierro (cobre, oro) de Pampa de Pongo, a 30 km al sureste, se conoce como el área de hierro - cobre de Marcona, que es comparable a Candelaria y Mantos Blancos en Chile (Chen et al., 2013). El basamento regional es el complejo de basamento costero exótico del bloque Arequipa paleoproterozoico – mesoproterozoico (Loewy et al., 2004, Chen et al., 2008).



La ubicación tectónica en la que se encuentra es en la sección media del lado oeste del cinturón orogénico andino, que es la más famosa mineralización de cobre y polimetálicos en el mundo.

a) Precámbrico

- **Complejo basal de la costa**

Litológicamente está constituido por esquistos, gneises, granitos potásicos y migmatitas. Las mayores exposiciones corresponden a granitos potásicos gneisoides, bandeado, con ciertas franjas milonitizadas, con porfiroclastos de ortosa y cuarzo elongado. En los sectores transicionales entre los gneises y granitos gneisoides tienen ocurrencias las migmatitas, compuesto de biotita, sericita y otros minerales oscuros, con bandas leucócratas de cuarzo y feldespato. Rodeando los límites superficiales del complejo basal de la costa se exponen ortogneises graníticos rosados, con presencia de ortosa-microclina pertinizada en forma de lentes y granos de cuarzo, y que en ciertas áreas los ortogneises presentan una composición granodiorítica por la presencia de plagioclasa y ortosa, en forma de bandas claras con segregaciones de minerales máficos oscuros. Los esquistos representan los afloramientos más restringidos en esta parte del complejo metamórfico, siendo descritos como esquistos cloritosos y esquistos sericíticos, este último con minerales esenciales de cuarzo y sericita.

- **Macizo de Arequipa**

En la zona de puerto Caballas-San Juan-Lomas- Las Peñuelas ubicadas en el departamento de Ica aproximadamente a 53Km. al SO de la provincia Nazca, en alrededores de la bahía san Juan. Está representada por esquistos, calizas dolomíticas, diamictitas, cuarcitas, gneis, migmatitas y granitos. Los gneis se encuentran atravesados por dique máficos, de por lo menos dos generaciones de emplazamiento, los diques más antiguos tuvieron su emplazamiento en las fases de la gneisificación, debido a que fueron parcialmente asimilados y deformados

mecánicamente junto con el gneis granítico, formándose parcialmente anfiboles en los contactos, además los gneis contienen diques de pegmatita, compuestos en algunos casos por la asociación ortosa-biotita-cuarzo en otros ortosa-muscovita-cuarzo. Las migmatitas se encuentran en los sectores transicionales entre gneises-granitos gneisoides, además en Lomas aflora un granito milonítico.

- **Formación San Juan**

No existen reporte de mediciones de espesores para la formación San Juan, habiendo (Caldas, 1978), estimado un grosor superior a los 3,000 m., anotando que existe la posibilidad que se deba por las numerosas repeticiones estructurales, considerando que en las inmediaciones de las puntas San Fernando y Cenicero el grosor de la Formación San Juan no sobrepase los 500 m. Al igual que la Formación Chiquerío, es única por su naturaleza y posición, no siendo posible su correlación con otras unidades litoestratigráficas; habiendo (Caldas, 1978) asignado al rango cronoestratigráfico del precambriano superior (neoproterozoico), intruidas por el batolito San Nicolás.

b) Paleozoico inferior

- **Formación Marcona**

Caldas (1978) describió como formación Marcona a los afloramientos de rocas carbonatadas vinculadas especialmente con la mina de hierro de Marcona. En la sección de la quebrada Jahuay (Km. 519 del panamericano sur), se describe un conglomerado basal de 30 m de grosor, con clastos de mármoles dolomíticos que se atribuyen a litologías provenientes de la formación San Juan, que está cubierta por calizas silicificadas marrones, similares a las descritas en el domo de Marcona (Caldas, 1978). Las calizas se presentan en estratos gruesos con estratificación poco distinguible por el metamorfismo que le han

dado un aspecto masivo. Al microscopio las calizas muestran porfidoblástos deformados de dolomita-calcita y cuarzo.

Los niveles superiores de la formación Marcona se encuentran afectados por procesos tectónicos y erosión. Sin embargo, en los alrededores de Mina Justa, sobre las calizas marmolizadas se destaca una secuencia de areniscas limosas recrystalizadas a hornfels, con argilitas gris marrones, en capas delgadas, cruzadas por una esquistosidad de fractura. Caldas (1978) estima un grosor de 1500 m. para la formación Marcona.

c) Mesozoico

- **Formación Río Grande**

Una de las mejores exposiciones de esta formación, se encuentra en la pampa de Los Cerrillos y al norte de la desembocadura de Río Grande, donde las capas forman un homoclinal de rumbo NE-SO buzando al NO. Hacia el sureste, el rumbo general es NO-SE buzando al noroeste; de tal modo que dichos paquetes rodean la porción periclinal del domo de Marcona.

No ha sido posible precisar el espesor exacto de la formación, debido al intenso fallamiento y la cubierta reciente que dificulta la observación de estas unidades. Se estima que esta secuencia volcáno-sedimentaria alcanza los 4000 m de potencia.

El piso de la formación Río Grande es un conglomerado basal polimíctico, con clastos de todas las rocas anteriormente descritas y recrystalizadas a hornfels, que suprayacente a la formación Marcona.

Sobre los conglomerados basales se tiene una acumulación lávica violácea de textura porfirítica y de composición mayormente andesítica; sigue una acumulación algo monótona compuesta principalmente de calizas gris-violáceas y areniscas calcáreas gris-verde en bancos medianos con abundantes restos de corales; suprayacen esta acumulación lutitas rojas en capas

delgadas con una alternancia de flujos lávicos brechoides abigarrados con litoclastos predominantemente afaníticos y hasta vítreos, de tonos rosados y verdes. Son frecuentes también areniscas feldespáticas y grauvacas de tintes rosados o grises en capas de 0.50 a 1.50 m.

Hacia la porción intermedia, la serie es predominantemente calcárea, consiste en calizas gris-violeta con tonos beige, en capas de 1 a 1.50 m. de espesor. Su granulometría varía de gruesa a fina, generalmente por recristalización. Asociados a los bancos calcáreos ocurren gruesos paquetes de areniscas calcáreas fosilíferas de grano grueso a medio, con tintes gris verdosos. Asimismo, se presentan alternancias de flujos lávicos de tonos verdes debido a la intensa cloritización de los materiales volcánicos y lutitas bituminosas sumamente astillosas en capas bastante delgadas. Hacia arriba se observan interposiciones de tufos y cenizas redepositadas con calizas dacíticas blancas grisáceas y traquitas porfiríticas anaranjadas.

Desde la mitad de la serie hasta el techo, la secuencia se hace más arenácea de coloración predominantemente rojiza, con partículas más grandes que los horizontes inferiores. En esta secuencia prevalecen las lavas brechosas abigarradas en capas de 2 a 3 m. y lutitas rojas en láminas delgadas, asociadas a bancos delgados de calizas gris-azuladas y afanitas verdes.

- **Formación Jahuary**

La porción inferior está compuesta mayormente por derrames lávicos en forma de brechas laminadas, interpuestas con flujos afaníticos verdes e interrumpidas por sills anchos de andesita porfirítica marrón, con fenocristales tabulares de plagioclasa cuyo diámetro alcanza 1.5 cm.

Suprayace a esta secuencia bancos de areniscas conglomerádicas y calizas pasando a alternancias de lutitas



abigarradas, cuarcitas grises o blanco-rosadas y capas delgadas de calizas gris-azuladas, las que progresivamente desaparecen, marcando así la transición a las series areno-limosas del cretáceo inferior.

- **Formación Yauca**

Se denomina así a una secuencia de rocas sedimentarias abigarradas con un espesor estimado de 1,500 m., expuestas en las cercanías de las pampas de Yauca. La base de esta formación se halla cubierta y los niveles superiores truncados por fallamientos, por lo tanto, se le observa en forma incompleta.

Litológicamente, consiste en alternancias de lutitas y limolitas en capas delgadas con colores rojos, violáceos y a veces verde-azulados, y areniscas sacaroides de grano medio de tonalidades blanco-rosadas en partes rojizas debido a oxidación. Teniendo en cuenta que la formación Yauca es post-titoniana, y que en el Perú la *Weichselia peruviana* (flora) es abundante en el neocomiano, se le asigna esta edad.

- **Formación Copara**

Se denomina formación Copara a una serie clástica sub-horizontal que se encuentra mejor expuesta en los alrededores de los cerros Copara, en el sector nor-occidental del cuadrángulo de Acarí. El espesor de la formación se estima de 1,000 m.

La secuencia se inicia en ligera discordancia angular con la formación Yauca, con conglomerados de rocas volcánicas y areniscas feldespáticas, incluyendo además clastos redondeados provenientes de la serie infrayacente. Hacia arriba, continúa una gruesa acumulación de grauvacas y sub-grauvacas moradas y gris-verdosas en paquetes de 2 a 5 m. de grosor, conteniendo entre otros, clastos sub-redondeados de volcánicos de tonos morados que varía a tintes gris-verdosos por alteración

hidrotermal. La matriz está constituida por arenas, limos y feldespatos en cristales bastante completos.

La secuencia continúa hacia arriba, en una acumulación gruesa de aglomerados y flujos brechosos morados, para finalmente terminar en un volcánico-intrusivo de grandes dimensiones, al que se le asigna como volcánico intrusivo Bella Unión.

Debido a procesos tectónicos, imperó en la región un ambiente de sedimentación inestable dando como resultado la formación de grauvas. La presencia de litoclastos angulosos y de feldespatos casi completos en la matriz, indican una erosión rápida y un transporte moderado. Las series lutáceas y calcáreas intermedias demuestran cierta tranquilidad tectónica y las gruesas acumulaciones de intrusiones volcánicas denotan reactivación de movimientos verticales en comunicación con cámaras magmáticas.

d) Terciario

- **Formación Pisco**

Estas unidades fueron estudiadas por primera vez por (Newell, 1956) en la localidad típica de Pisco, de donde viene su denominación. Se estima que el espesor de las capas de la formación Pisco llega a los 450 m.

Litológicamente, la sección inferior se compone de areniscas conglomerádicas de grano grueso de tonos amarillentos, en bancos anchos con horizontes conchíferos bastante triturados por el oleaje y cementados por soluciones del mismo material calcáreo. Hacia arriba siguen areniscas amarillas finas con capas ferruginosas cruzadas por un sistema intrincado de venillas de yeso fibroso, cuya propagación es común en todos los niveles de la formación. Asimismo, se observa capas de diatomitas blancas, tufos y cenizas retrabajadas livianas y frágiles.



Hacia la porción intermedia, se tiene frecuentes intercalaciones de arcillas bentoníticas y areniscas tufáceas grises o blanquecinas, con areniscas que contienen abundantes micro y macrofósiles; así como margas, porcelanitas y concreciones de areniscas silíceas.

- **Formación Millo**

En discordancia erosional sobre la formación Pisco, la formación Millo está conformada por conglomerados medianamente consolidados con matriz areno-tufácea y cenizas retrabajadas, alternadas con areniscas grises. Estos depósitos muestran evidencias de sedimentación en ambiente litoral. El espesor de esta formación se estima en 300 m. De acuerdo con los estudios de fósiles encontrados, se le considera como perteneciente al plioceno inferior (Mendivil, 1965; Caldas, 1978).

- **Formación Changuillo**

Conformada en la parte inferior por lodolitas y limolitas grises, beige o cremas con grietas de desecación y niveles de areniscas con fragmentos de conchas trituradas (balanos) de ambiente marino. La parte superior contiene conglomerados polimícticos, gravas y guijarros de hasta 10 cm en matriz areno-arcillosa.

En los afloramientos de la formación Changuillo en el área del río Nasca, quebrada Poroma, se registra seláceos de la especie *Carcharodon carcharias* y *Dinocardium new sp. aff. D. ecuadoralis*, que son marcadores del plioceno superior (Macharé, J., 1987).

e) Cuaternario

- **Formación aluviales y eólicas**

Son acumulaciones fluviales o aluvionales muy extensas, conforman el pedimento de las principales pampas adyacentes a las estribaciones de la cordillera occidental. Litológicamente



están constituidos, por conglomerados de gravas y guijarros poco consolidados, con intercalaciones subordinadas de arenas y limos lenticulares.

Los depósitos eólicos se sitúan en las pampas y en las partes bajas del frente occidental andino, en algunos casos se les encuentran hasta una cota de 1800 msnm. En las pampas y cerros bajos próximos a la costa, los depósitos eólicos forman una cubierta de grosor variable.

- **Rocas plutónicas y subvolcánicas**

Las rocas intrusivas plutónicas se las ha agrupado en dos grandes complejos batolíticos denominados: Batolito San Nicolás y Batolito de la Costa.

Es probable que en el transcurso del cretáceo medio o albores del cenozoico, se hayan emplazado dos grandes masas hipabisales, denominadas volcánico intrusivo Bella Unión y andesita Tunga.

- **Batolito San Nicolás**

El Batolito San Nicolás reconocido tradicionalmente como granodiorita San Nicolás, instruye a unidades del complejo basal de la costa y formaciones calcáreas premesozoicas.

Se encuentra aislado del batolito de la costa por una amplia franja de fallamiento, probable factor de control de sus emplazamientos y cuya expresión morfo-tectónica es la depresión preandina. Ninguna de las unidades parece repetirse en los ambientes opuestos.

Durante la fase principal de emplazamiento se desarrollaron tres tipos de rocas predominantes, distribuidas en forma más o menos concéntrica: un núcleo de adamelita de color gris rosáceo de grano grueso, distinguiéndose por el incremento de

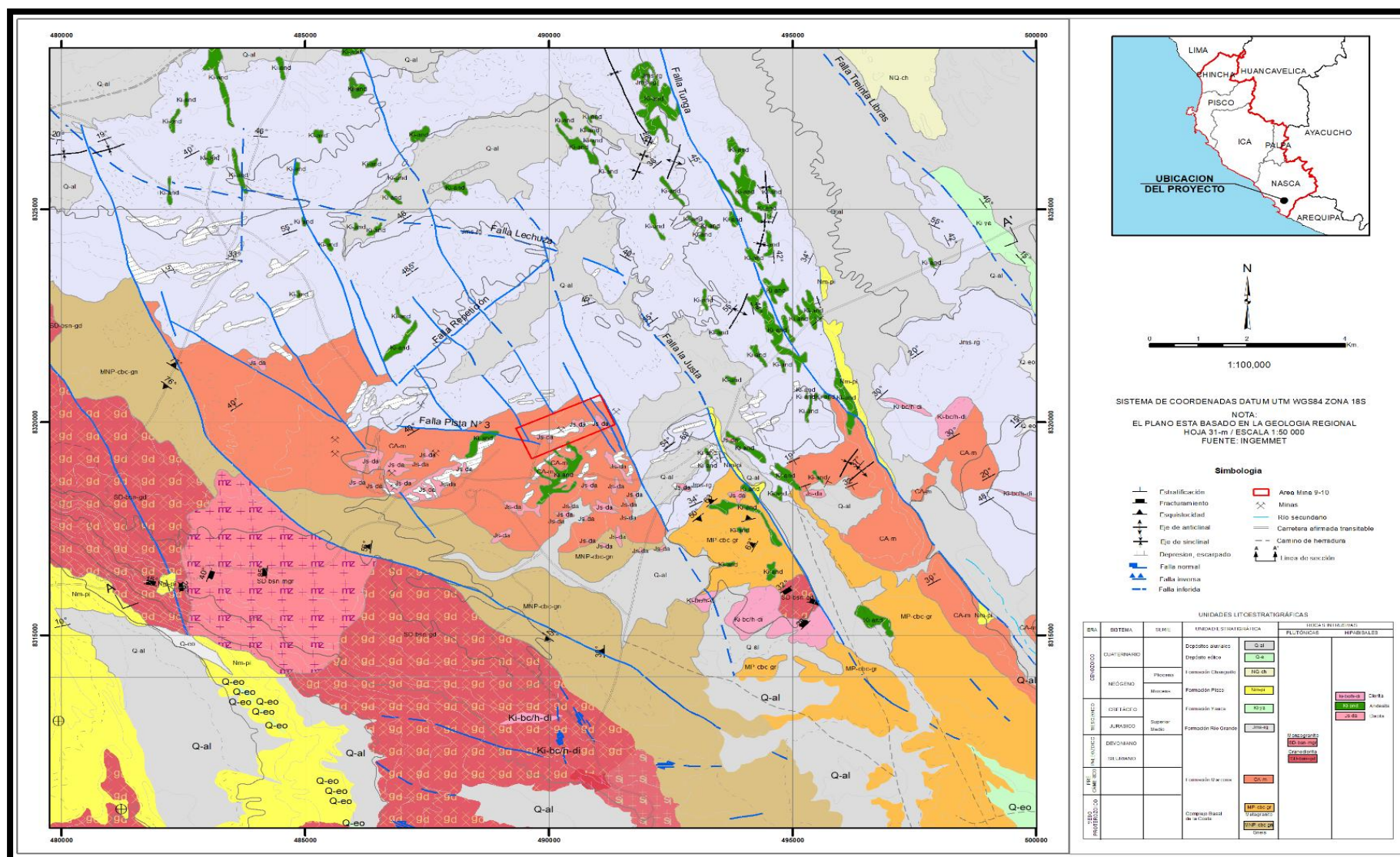


feldespato potásico y una ligera disminución de hornblenda, pero con cristales más desarrollados. Una parte intermedia de granodiorítade color gris de grano grueso, caracterizándose por contener cristales tabulares de hornblenda verde ligeramente orientados y en partes penetrados entre sí, dando una disposición radial. Y una parte marginal de diorita-gabro de menor volumen que instruye a los meta-calcareos antes descritos o a la unidad del complejo basal de la costa, la fase más básica consiste en una gabrodiorita gris verdosa seguida de la diorita melanócrata.

El batolito de San Nicolás instruye claramente a la formación Marcona (Paleozoico inferior) mientras que su relación con la formación Río Grande (del Caloviano-Oxfordiano) no es visible, debido a la cobertura cuaternaria.

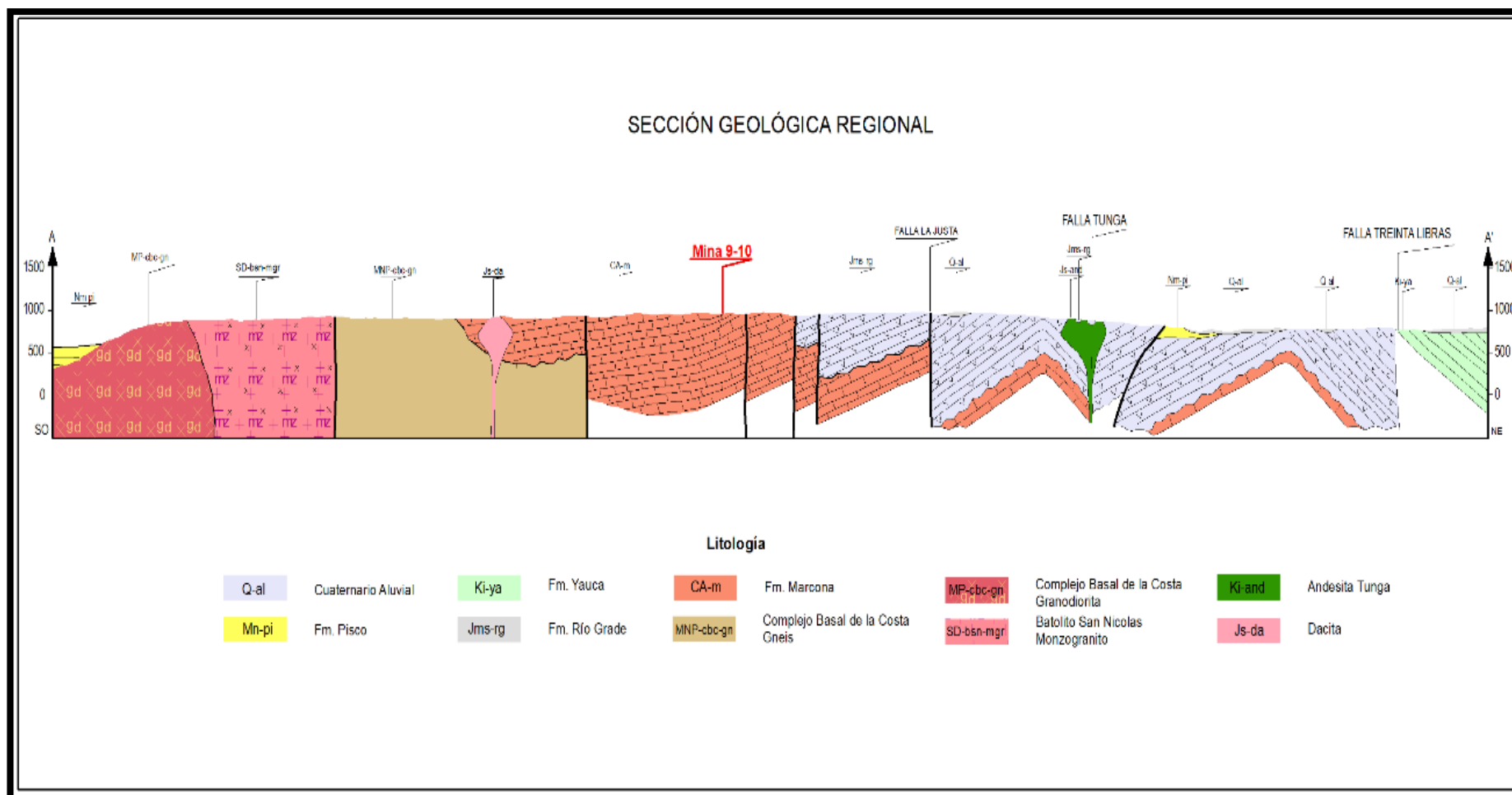
- **Batolito de la costa**

El batolito de la costa es una intrusión múltiple y compleja que se han emplazado entre rocas sedimentarias y volcano-sedimentarias del jurásico-cretácico. Está formada predominantemente por tonalitas y granodioritas a lo largo de la costa y hasta las estribaciones andinas. La parte del batolito identificada como “Segmento Arequipa” se extiende desde Lima hasta Arequipa a lo largo de 800 km. (Cobbing, 1978) con procesos de generación magmática, intrusión controlada por la deformación frágil, tectónico vertical episódica y emplazamiento de alto nivel, el segmento de Arequipa está compuesto por 7 superunidades cuya composición son más ricos en potasio, pero con menos sílice que otros segmentos.



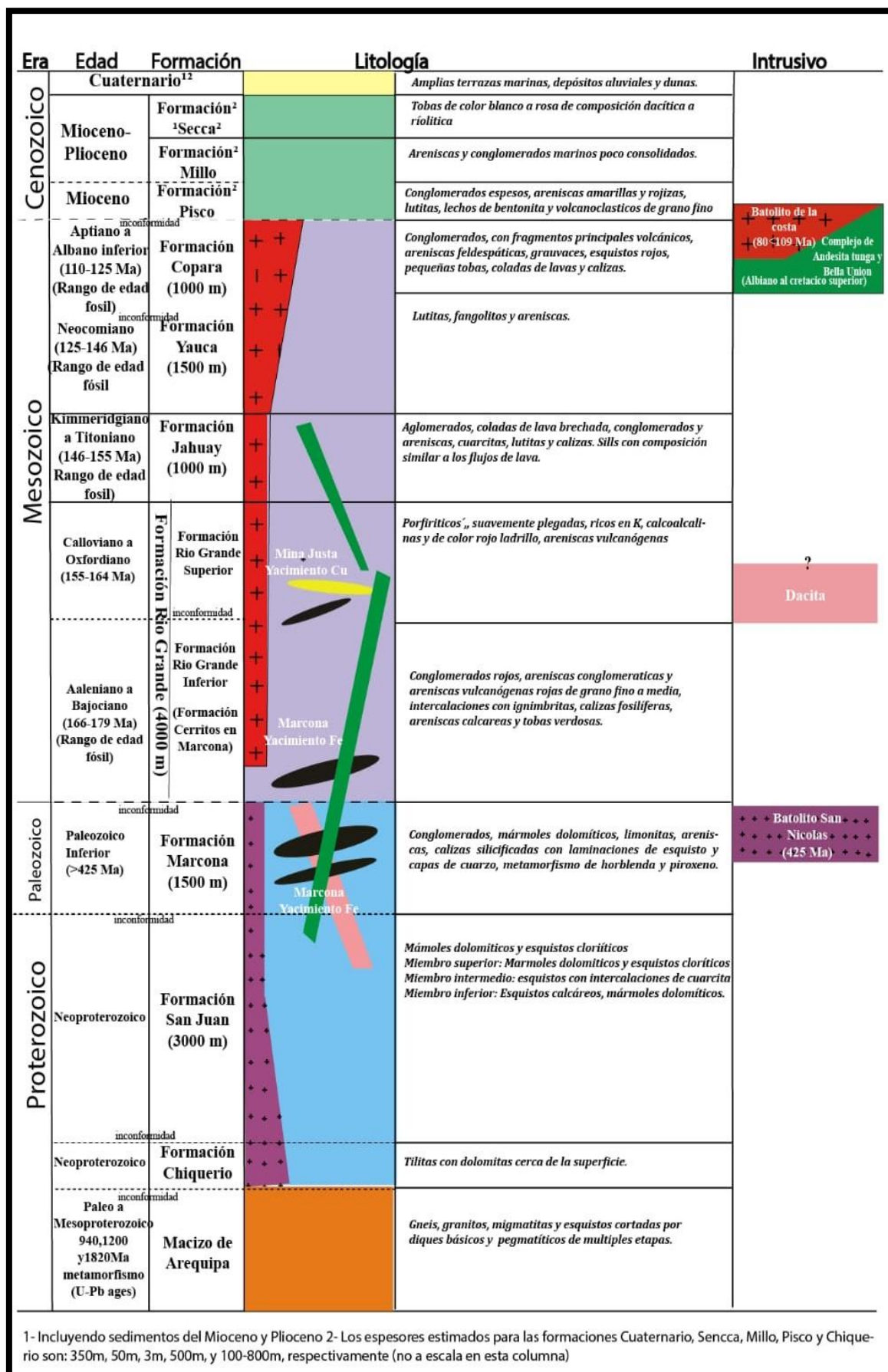
FUENTE: INGEMMET, 2025

Figura 2 — Mapa geológico regional en base al mapeo 50K - INGEMMET



FUENTE: INGEMMET, 2025

Figura 3 — Sección Geológica SO-NE, en base al mapeo 50K - INGEMMET

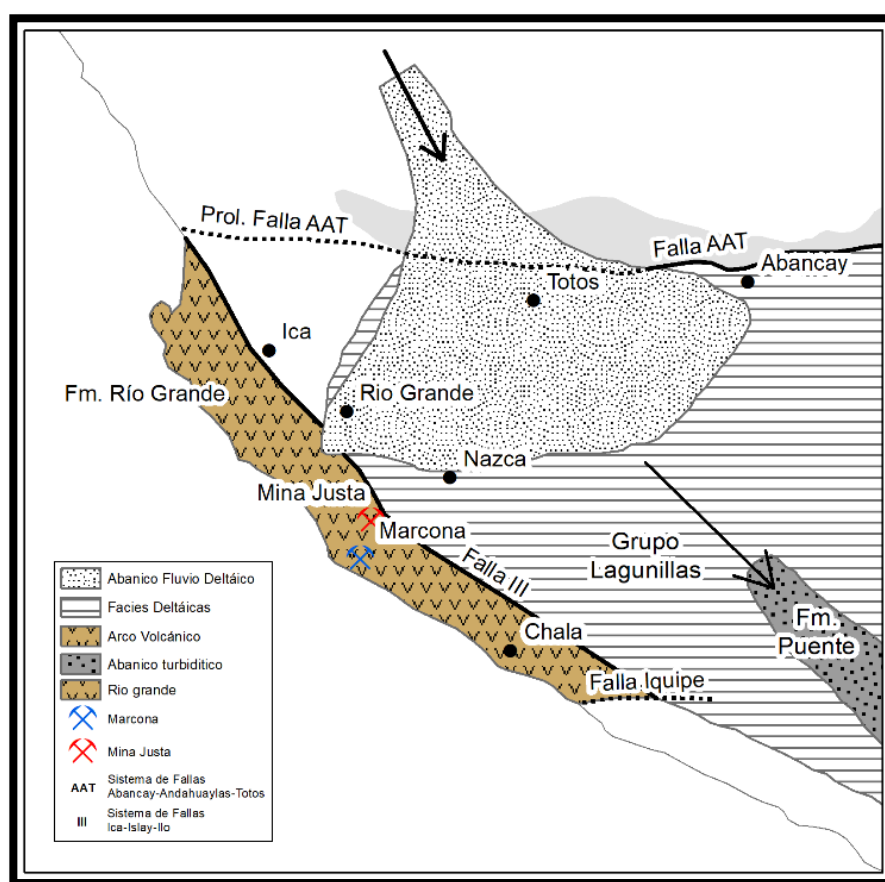


FUENTE: Chen et al, 2008

Figura 4 — Columna estratigráfica del distrito Marcona–Mina Justa

1.2.5.2 Geología estructural

El control tectónico del arco volcánico del jurásico medio y cretácico inferior (rocas volcánicas calco alcalinas de las formaciones Río Grande y Chala) entre Pisco y Chala está dado, en parte por su límite norte que corresponde a la prolongación del sistema de fallas Abancay-Andahuaylas-Totos y el límite norte de la cuenca Arequipa (Carlotto et al., 2008; 2009). El límite Este corresponde al sistema de fallas Ica-Islay-Ilo (en Ica recibe el nombre de Falla treinta Libras) de orientación NO-SE.



FUENTE: Carlotto et al, 2009

Figura 5 — Paleogeografía de la cuenca Arequipa y arco volcánico para el jurásico medio, donde se ha desarrollado los principales yacimientos tipo IOCG de la época

La región está afectada por una típica tectónica de fallamiento en bloques en el que pueden distinguirse tres franjas estructurales principales:

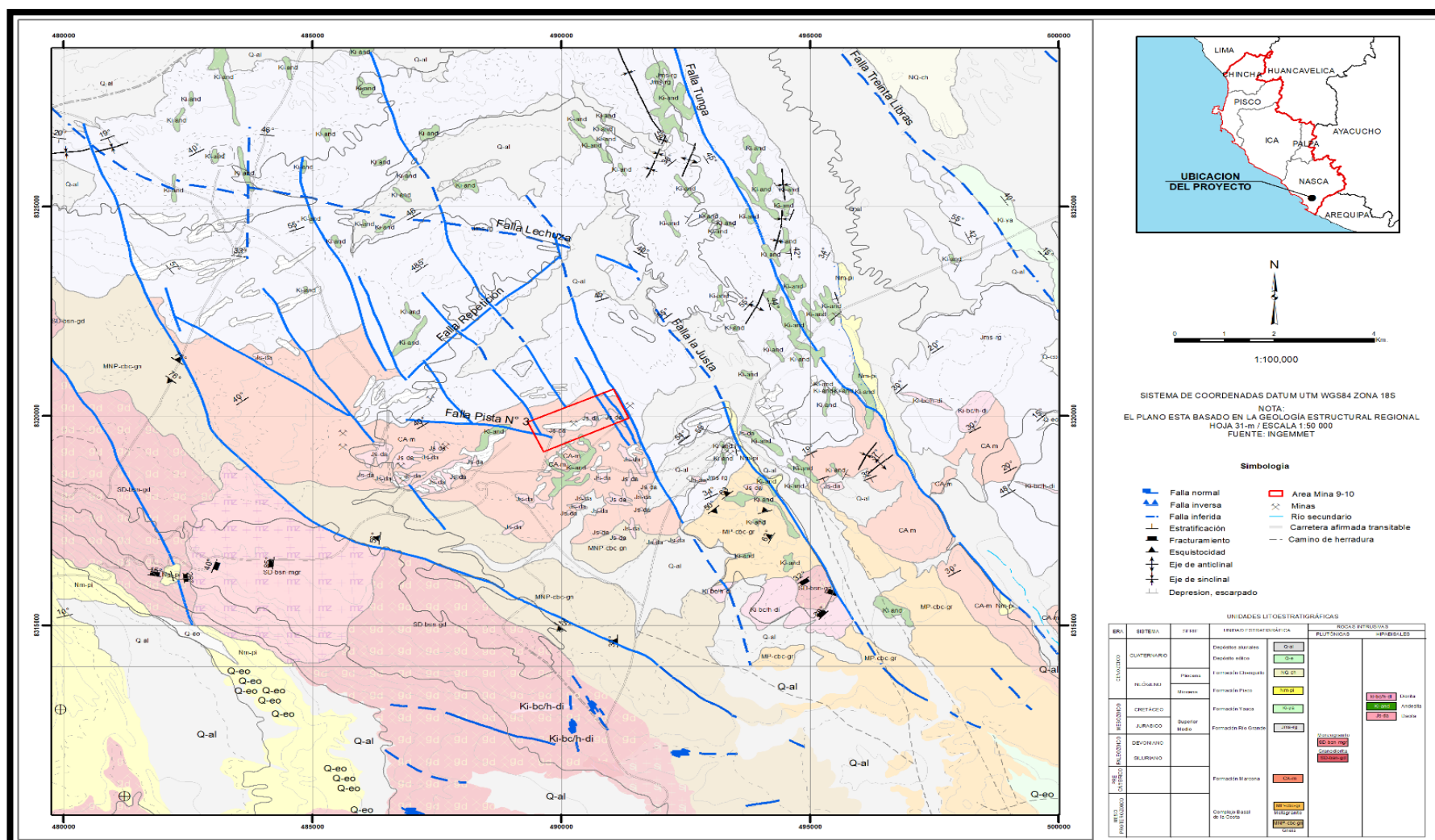
- Franja occidental, afectada por fallas gravitacionales predominantes a lo largo del flanco occidental de la cordillera de la costa.
- Franja central, que corre a lo largo de la depresión preandina y de la porción oriental de la cordillera de la costa, con fallamiento de desplazamiento de rumbo. La franja central fue el resultado de la colisión de dos bloques rígidos: la cordillera de la costa y el macizo andino, separados por una zona de debilidad ahora ocupada por la depresión preandina.

Los esfuerzos compresionales NE-SO actuaron de tal forma que en la margen oriental de la cordillera de la costa se produjeron movimientos dextrales sucesivos de dirección NO-SE (Fallas Treinta Libras-Tunga), dando un arreglo escalonado y de contorno algo arqueado desde la zona minera de Marcona hasta las cercanías de la Pampa Cadillo (sureste de El Jahuay), variando progresivamente de NO-SE a NE-SO, actuando mayormente sobre las formaciones Marcona, Río Grande y Jahuay.

Este sistema de fallas dextrales afectó a las secuencias mesozoicas y a su vez fueron intruídas por las unidades del batolito de la costa (Montoya, 1993). En la depresión preandina (sector pampa de Poroma-pampa de Jahuay), se reconocen tres fallas principales: Tunga, Los Cerrillos y Treinta Libras, con rumbos N 20° a 45° O, con cizallamiento transversal conjugado que forman ángulos de 30° y 45° con las fallas maestras, lo que le da al conjunto un diseño enrejado. Este mecanismo también se presenta en la zona de Marcona: Sistema de fallas repetición (Caldas, 1978).

La Falla Tunga presenta características de fallas normal de dirección NO-SE. Se extiende por el noreste, hasta las cercanías de Pisco, limitando la depresión preandina de la cordillera de la costa, donde la depresión se ha hundido a manera de un graben y la cordillera se comportó como un horst. Estos rasgos morfo-tectónicos se desarrollaron, probablemente, en el transcurso mioceno-superior-plioceno inferior.





FUENTE: INGEMMET, 2025

Figura 6 — Mapa geológico regional, en base al mapeo 50K - INGEMMET

1.2.5.3 Geología local

El yacimiento tipo IOCG (Iron Oxide-Copper-Gold) en el área se encuentra emplazado en las rocas metamórficas hornfels silíceos y, pelíticas y dolomitas que son rocas sedimentarias), de la formación Marcona del precámbrico superior - paleozoico inferior, intruidas por diques de composición granodiorítica y andesíticos ocoíticos ambas con tendencia NNO-SSE y buzamiento al NE, así como diques andesíticos porfiríticos E-O.

Los datos geocronológicos revelan que el distrito Marcona experimentó una historia de alteración y mineralización, que se extiende desde el Jurásico medio hasta mediados del Cretácico en 80 M.a. La actividad magmático-hidrotermal de Marcona, persistió durante cerca de 20 Ma, desde la precursora alteración sílico-magnésica, hasta la etapa de sulfuro polimetálico débil (15 M.a.).

Se han identificado tres sistemas de fallas principales dentro del área; la falla pista N°3 que es considerada una de las fallas principal de dislocamiento con un azimuth de 295° N. El sistema de falla Huaca con azimuth 335° N y fallas repetición con azimuth entre 45°-60° N. El movimiento a lo largo de estas fallas comenzó antes del emplazamiento mineral (falla Pista) y continuó hasta el momento posterior a la depositación mineral (Fallas Repetición y Huacas)

La estratificación y los cuerpos minerales tienen rumbo NE-SO que buzán 35°-65° al NO. El área con potencial mineralización de magnetita es de aproximadamente 16 x 12 km mientras que la longitud de los mantos estratoligados discontinuos individuales varía aproximadamente 2 km con anchos que pueden llegar hasta los 150 metros.

La mineralización principalmente de Fe se encuentra en la magnetita masiva de granulometría variada, hábito dodecaédrico y textura sacaroide, acompañada de sulfuros a manera de parches, diseminados (pirita, calcopirita, pirrotita, esfalerita, galena).



Complejo Lomas (PE-L): Nombre local debido a que la punta del puerto de Lomas está formada por este tipo de formación precámbrica metamórfica constituida por arcosas y meta arcosas rosadas de grano grueso, gneises, ortogneis, paragneis, esquistos micáceos y migmatitas, existiendo afloramientos en el puerto de San Juan y al sur del área minera.

Formación Marcona (P-ma): Sobre yaciendo en discordancia sobre la formación anterior encontramos rocas muy bien expuestas en el área de Marcona, de allí su nombre, y que por su diagenización la era que se le asigna es la paleozoica del periodo carbonífero inferior que constan principalmente de metasedimentos marinos, cornubianitas solidificadas y filáticas, dolomitas, cuarcitas, cornubianitas arcaicas y cornubianitas conglomeráticas. Esta formación tiene un espesor aproximado de 1600 m. y es la de mayor importancia económica, pues en ella se encuentran los principales yacimientos de hierro esparcidos mayormente en dos horizontes de mineralización, orientados en sentido general suroeste-noreste.

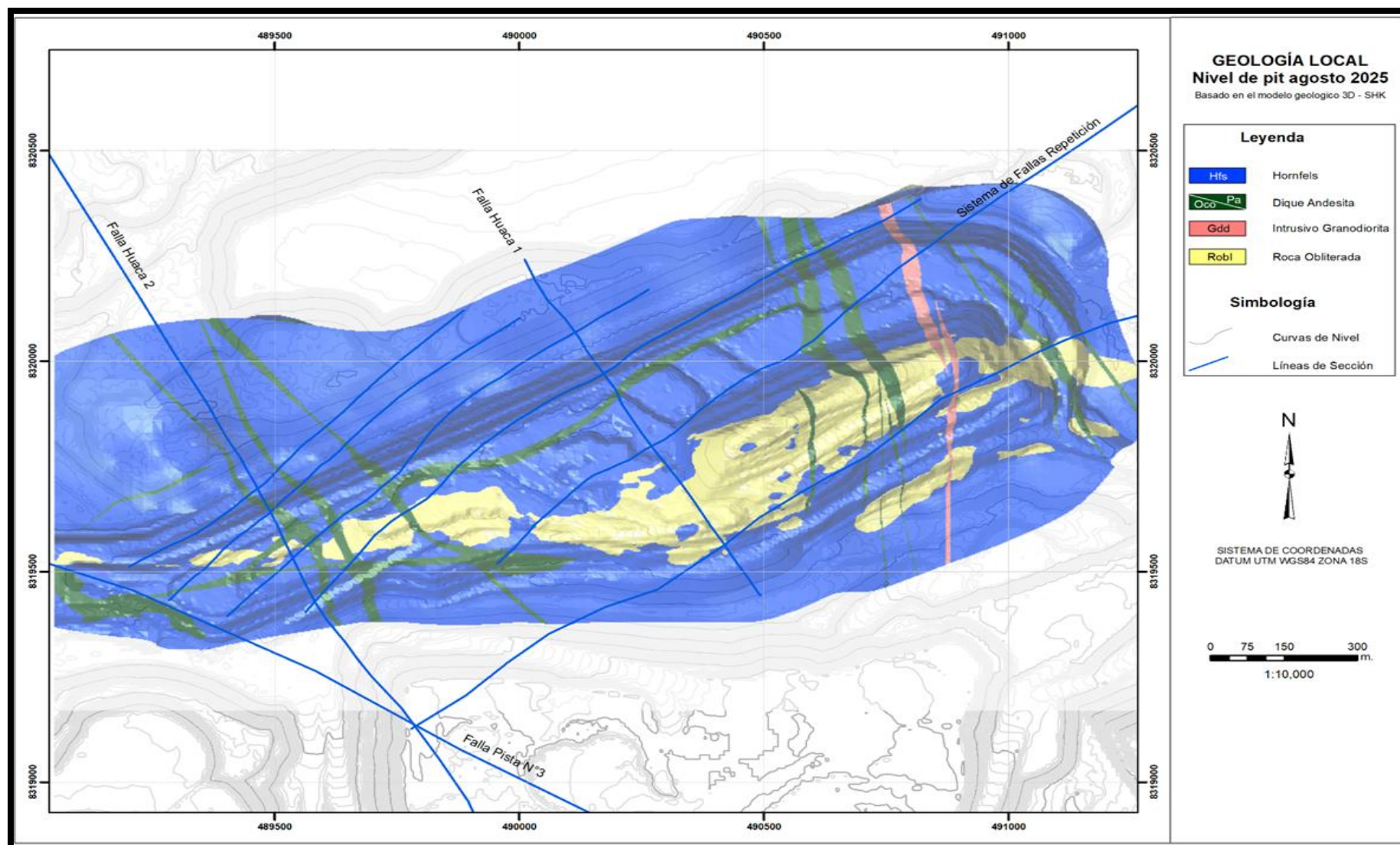
Formación Rio Grande (J-c): Esta en discordancia sobre formación Marcona y es la más potente que se conoce en la zona, aproximadamente 6 000 m. en total, con abundante diseminación de magnetita principalmente en el miembro inferior formado por brechas sedimentarias, así como flujos andesíticos, tufos, areniscas tufáceas y feldespáticas, conteniendo fósiles de *Rhynchonella* del jurásico medio. En este miembro inferior de la secuencia se encuentran muchos depósitos de hierro por ahora explorados en pequeña escala, por formar mayormente zonas mineralizadas de baja ley de hierro, característicos de esta formación, el cual requiere un beneficio especial. Dentro de esta Formación observamos también en los miembros superiores actividad volcánica intensa con gran espesor y sedimentación de calizas fosilíferas, sedimentos tifáceos, brechas volcánicas. etc.

Formación Pisco (Ts-pi): Encima de una superficie de discordancia angular y de erosión tenemos las rocas sedimentarias de edad terciario



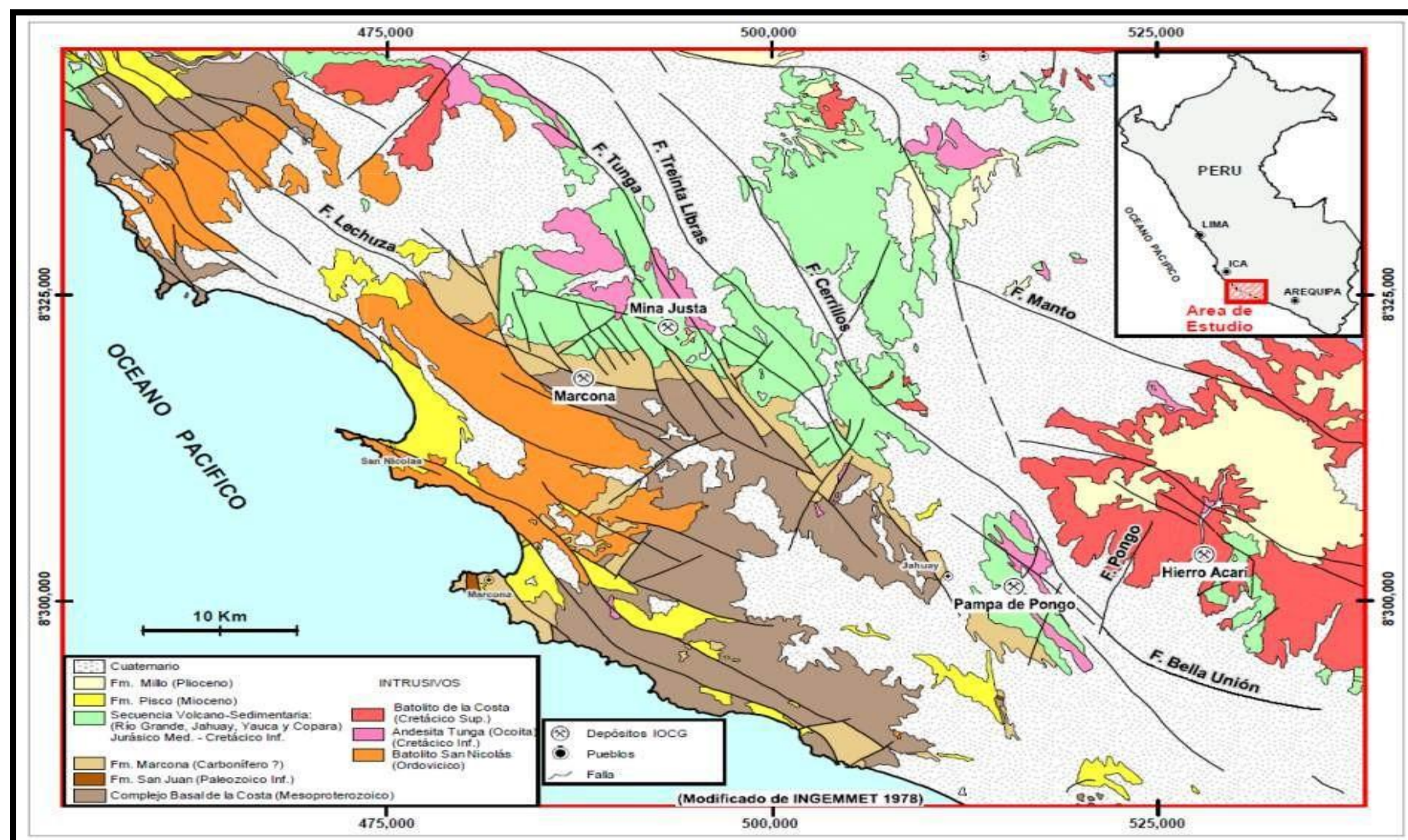
de mares pelágicos consistentes de arcillas bentoníticas yesíferas, finas areniscas fosilíferas, cenizas volcánicas, con ángulos de inclinación muy bajos a la horizontal. Tiene un posible interés comercial porque contiene bentonita.





FUENTE: Mina Shougang Hierro Perú, 2025

Figura 7 — Geología local y estructural



FUENTE: Mina Shougang Hierro Perú, 2025

Figura 8 — Fallas presentes en Unidad Minera Shougang Hierro Perú

CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Determinar la influencia de la evaluación del macizo rocoso, a partir de registros de perforación diamantina, en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú -2025.

2.1.2 Objetivos específicos

- Determinar la calidad geomecánica del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025.
- Analizar la relación entre parámetros geomecánicos y ángulos de talud en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025.
- Establecer los criterios de diseño para optimizar la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025.
- Evaluar el impacto de la caracterización del macizo rocoso en la predicción de factores de seguridad de los taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú - 2025.

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1 Hipótesis general

La evaluación detallada del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina influye significativamente en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú -2025.



2.2.2 Hipótesis específicas

- Los registros de perforación diamantina proporcionan parámetros confiables para determinar la calidad geomecánica del macizo rocoso en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025.
- Los parámetros geomecánicos se relacionan significativamente con el ángulo de talud en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025.
- Los criterios de diseño, influyen significativamente en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú -2025.
- La caracterización del macizo rocoso tiene un impacto significativo en la predicción de los factores de seguridad de los taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú -2025.

2.3 Operacionalización de variables

Tabla 3 — Operacionalización de variables

Variable	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente Evaluación del macizo rocoso	1.1. Clasificación geomecánica	1.1.1. RQD (%) 1.1.2. Índice RMR (escala 0 – 100)
	1.2. Propiedades mecánicas	1.2.1. Resistencia compresiva uniaxial (MPa) 1.2.2. Cohesión (MPa) 1.2.3. Ángulo de fricción interna (°)
	1.3. Condiciones estructurales	1.3.1. Orientación de discontinuidades 1.3.2. Espaciamiento de fracturas 1.3.3. Persistencia de discontinuidades
Variable Dependiente Estabilidad de taludes	1.4. Ángulo de talud	1.4.1. Ángulo de talud medido (°) 1.4.2. Ángulo de talud recomendado (°)
	1.5. Factor de seguridad (FS)	1.5.1. FS calculado ≥ 1.3 1.5.2. FS crítico en zonas de riesgo

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes

3.1.1 Antecedentes internacionales

- a) Shand (2021), tuvo por objetivo implementar aplicaciones geotécnicas para estimar las propiedades hidráulicas del macizo rocoso en minería por hundimiento en Chile. La metodología fue de carácter aplicado con modelamiento analítico y numérico tridimensional (FLAC3D), considerando parámetros como RQD, RMR y Q para la clasificación geomecánica, así como la resistencia compresiva uniaxial de 100 MPa, cohesión nula y ángulo de fricción interna de 35°. En los resultados se evidenció que la permeabilidad del macizo in situ varió entre 2×10^{-6} y 1×10^{-5} cm/s, mientras que en estado fracturado aumentó significativamente hasta $8 \times 10^{-3} - 1 \times 10^{-2}$ cm/s, mostrando una mejora en la conectividad de fracturas superior al 90%. Asimismo, el ángulo de subsidencia se estimó en 50°, con lo cual la estabilidad de los taludes dependió directamente del factor de seguridad asociado a la calidad del macizo. En conclusión, se confirma que la evaluación geomecánica y el modelamiento numérico permiten correlacionar la clasificación RMR-RQD con la estabilidad de taludes y la estimación de infiltración en el macizo rocoso.

- b) Serebryakov et al. (2024), tuvieron por objetivo evaluar los parámetros de clasificación geomecánica del macizo rocoso en los niveles profundos de la mina subterránea Udachny, en Rusia. La metodología aplicada fue de tipo cuantitativa con ensayos de laboratorio y televiever acústico en 73 sondajes, analizando resistencia compresiva uniaxial (2.15–119.48 MPa), cohesión y ángulo de fricción, además de parámetros RQD (50–100%) y RMR (32–62). La población estuvo constituida por los intervalos litológicos de kimberlita y sedimentos hospedantes, registrándose 4,636 intervalos geotécnicos. Los resultados muestran que los valores promedio de resistencia en rocas hospedantes fueron 41.05 MPa, con un RQD superior al 90%, lo que indica



una calidad muy buena del macizo; sin embargo, el índice Q varió entre 0.18 y 105.6, clasificando a sectores de la Vostochny Ore Body en clase D (condición pobre) y a la mayoría de ZOB en clase C (condición media). En cuanto a la estabilidad de taludes y sostenimiento, se establecieron factores de seguridad entre 2.5 y 400 según nivel, recomendándose pernos de roca de 2 a 2.5 m y shotcrete de 5–12 cm dependiendo de la categoría. En conclusión, la investigación demostró que la clasificación geomecánica con RMR y Q permite predecir la estabilidad y definir sistemas de sostenimiento adecuados para macizos de kimberlita en condiciones profundas.

- c) Zhang et al. (2022), abordaron por objetivo proponer un método mejorado para estimar la resistencia del macizo rocoso fracturado mediante la energía de perforación, aplicado en el túnel del proyecto hidroeléctrico Daheba en China. La metodología fue cuantitativa, con estudios de campo y ensayos de laboratorio, analizando 14 segmentos de calizas, tobas y mármoles. En la clasificación geomecánica se obtuvieron valores de RQD entre 45.20% y 93.50%, con RMR entre 65.71 y 82.22, y Q entre 2.85 y 8.57, reflejando condiciones variables de fracturamiento. En cuanto a las propiedades mecánicas, la resistencia compresiva uniaxial del macizo osciló de 3.1 MPa a 51.2 MPa según el método propuesto, mostrando que los segmentos con RQD > 90% alcanzaron valores superiores a 45 MPa, mientras que los segmentos con RQD < 60% descendieron hasta 1.0–3.2 MPa. Además, los resultados comparativos evidenciaron que la correlación σ_{cm}/σ_c –RQD mejora la estimación frente a RMR y Q, ya que proporciona valores más conservadores en macizos muy fracturados y más consistentes en roca de buena calidad. Se concluye que el método basado en perforación permite una evaluación más precisa de la resistencia y estabilidad de taludes en túneles, vinculando directamente los índices RQD, RMR y Q con la resistencia efectiva del macizo rocoso.

3.1.2 Antecedentes nacionales

- a) Acuña y Deudor (2025), establecieron por objetivo caracterizar geotécnicamente los geomateriales de Marcapunta Norte y Tajo Norte en Colquijirca mediante perforación diamantina. La metodología fue descriptiva con enfoque cuantitativo, aplicando ensayos de laboratorio y de campo sobre



ocho perforaciones que conformaron la muestra. Entre los resultados en la clasificación geomecánica se obtuvieron valores de RQD variables con calidades de roca desde malas hasta buenas, alcanzando en el sondeo Geotech_UG_001 un RMR promedio de 69 y en el Geotech_UG_005 un valor de 78, reflejando una mejora del 13% en la calidad del macizo rocoso. Asimismo, los ensayos triaxiales reportaron cohesiones que oscilaron entre 3.8 y 28.95 MPa y ángulos de fricción interna de 38.5° a 57.6°, evidenciando diferencias significativas entre litologías como calizas, conglomerados y brechas. En cuanto a la estabilidad de taludes, los ángulos propuestos variaron entre 44° y 65°, con factores de seguridad superiores a 1.5 en la mayoría de los análisis, lo cual garantiza condiciones estables. Finalmente, se recomienda un sistema de sostenimiento compuesto por concreto proyectado de 5 a 9 cm y pernos de 2.9 m. Se concluyó que la caracterización permitió optimizar el diseño del tajo abierto y asegurar la estabilidad estructural del macizo rocoso.

- b) Taipe (2025), estableció por objetivo analizar la estabilidad del macizo rocoso para recuperar el puente mineralizado TJ 921 Adela en la unidad minera Yaruchagua, Perú. La metodología fue aplicada, con enfoque cuantitativo y diseño no experimental, tomando como población y muestra el tajeo TJ 921. Se emplearon técnicas como mapeo geomecánico, modelamiento con Unwedge y Phase2, además de ensayos de compresión y pull test. Los resultados mostraron un RMR de 51 (masa regular IIIA), resistencia a compresión de 105 MPa y esfuerzos in situ de $\sigma_v = 3.24$ MPa y $\sigma_h = 2.79$ MPa, con relación $k = 0.86$. El análisis determinó inestabilidad en caja techo de hasta 1.7 m, controlada con pernos Split set de 7 pies; los pull test confirmaron una resistencia de 5 a 5.5 t en promedio en 24 pruebas. Asimismo, la evaluación estructural evidenció familias de discontinuidades críticas (84/221, 73/5, 43/50), que generaron cuñas en corona y lajas en hastiales. Finalmente, el factor de seguridad en el modelamiento numérico alcanzó valores superiores a 1.2, concluyendo que la aplicación de sostenimiento y relleno permitió optimizar la estabilidad del talud y garantizar la recuperación segura del puente mineralizado.
- c) Cruz y Abanto (2021), tuvieron por objetivo analizar comparativamente los parámetros geomecánicos RMR de Bieniawski y Q de Barton para identificar



la dilución del mineral en un macizo rocoso de Cajamarca. La metodología, de tipo aplicada con diseño no experimental, trabajó con una muestra de cuatro sondajes diamantinos (ALS-01, ALS-02, ALS-03 y ALS-04) en el nivel 3, aplicando técnicas de mapeo geomecánico y ensayos de resistencia a la compresión. Los resultados mostraron valores de RQD entre 78% y 100% y RMR entre 60 y 71, clasificando la roca entre regular y buena, mientras que el índice Q varió de 51 a 233, calificándola como muy buena a extremadamente buena. Asimismo, se evidenció que la dilución de mineral excedió hasta en 6% lo programado, alcanzando 38.46% en marzo, sobrepasando el límite permisible del 32.31%. En términos de estabilidad, el ángulo de talud y el factor de seguridad se relacionaron con la calidad de la roca, confirmando que los mayores valores de leyes de oro (51.33 g/t) y plata (20.7 g/t) se ubicaron en zonas de mejor clasificación geomecánica. En conclusión, la evaluación detallada del macizo rocoso mediante RMR, Q y RQD permitió identificar la necesidad de ajustes en el dimensionamiento para reducir la dilución y optimizar la estabilidad de los taludes.

3.1.3 Antecedentes locales

- a) Catalán (2024), planteó por objetivo determinar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso en la galería nivel 4040 de la mina Victoria en Andahuaylas, Perú, aplicando un enfoque cuantitativo, tipo aplicada, nivel descriptivo-explicativo y diseño no experimental. La población estuvo conformada por el macizo rocoso de la mina y la muestra fue la galería nivel 4040, donde se aplicaron clasificaciones RMR, Q y GSI, junto con softwares especializados como Rocdata y Phase2. Los resultados mostraron una resistencia a la compresión de 130 MPa, un RQD de 75 % y un RMR de 51 a 56, indicando calidad de roca regular, cohesión moderada y un ángulo de fricción interna de 69.2°. Asimismo, el análisis de estabilidad de taludes reveló un factor de seguridad adecuado y la necesidad de sostenimiento con pernos de 4.27 m espaciados a 1.9 m y refuerzo de mallas de 5 a 10 cm, logrando una mejora significativa en la estabilidad estructural. En conclusión, se determinó que el macizo rocoso presenta un comportamiento elasto-frágil con zonas plásticas de hasta 1.35 m, por lo que el sostenimiento sistemático garantiza la seguridad de la excavación.



- b) Choqueneira (2024), estableció por objetivo analizar la influencia de las clasificaciones geomecánicas en la reducción de la desviación de la perforación rotopercutiva de taladros verticales en el tajo Ferrobamba de la mina Las Bambas, en Apurímac, aplicando un enfoque cuantitativo, de tipo aplicado, nivel descriptivo-explicativo y diseño experimental. La muestra correspondió a 30 taladros perforados con máquina Schramm T685WS, empleando parámetros de clasificación como RQD (65%), RMR (46–56) y Q (2.89 corregido a 8.79), con resistencia a compresión uniaxial de 125.58 MPa. Los resultados evidenciaron que la desviación promedio de los taladros alcanzó 30%, equivalente a un ángulo de 2.58° , y una distancia acumulada de 3860 m de desviación, observándose que la presión de empuje de 700 psi redujo las diferencias porcentuales de desviación a un rango de 3.3%–29.7%. Asimismo, la presión de torque ajustada a 50,000 Nm con descarga de 280 psi permitió mejorar la estabilidad de la perforación. En conclusión, la integración de RMR y Q con parámetros operativos como fuerza de empuje y torque optimizó la perforación, mejorando la seguridad y precisión de los taladros.
- c) Ccorahua y Rojas (2022), establecieron por objetivo aplicar la geomecánica en la recuperación de pilares de mineral en la cámara 4, nivel 3075 de la unidad de producción Chilcas Bajo de la empresa minera Marsa, en La Libertad, Perú, utilizando un enfoque cuantitativo, de tipo aplicado, nivel descriptivo-explicativo y diseño no experimental. La población fue el macizo rocoso de la mina y la muestra los pilares de mineral, donde se aplicaron clasificaciones geomecánicas obteniendo un RMR de 64.1 en la caja techo, 45.2 en la veta y 59.7 en la caja piso, mientras que el GSI se determinó como LF/B, MF/R y F/B respectivamente. Asimismo, se registró una resistencia compresiva media de 230.93 MPa, con un tiempo de autosoporte de 6 a 48 horas, adoptándose el mínimo de 6 horas por seguridad, y un ángulo de fricción que permitió la estabilidad temporal. El sistema de sostenimiento recomendado fue el uso de puntales con platos Jackpot de 183 mm como pilares artificiales, alcanzándose un factor de seguridad adecuado. Se concluyó que, la recuperación de pilares demostró ser rentable con una utilidad de \$156,420.70, confirmando la viabilidad técnica y económica del sostenimiento aplicado.



3.2 Marco teórico

3.2.1 El macizo rocoso y su importancia en minería a tajo abierto

El macizo rocoso es el medio natural en el que se desarrollan las operaciones mineras y obras de ingeniería civil; a diferencia de la roca intacta (la matriz rocosa), el macizo rocoso se define como el conjunto de la matriz rocosa y las discontinuidades que lo afectan (fallas, diaclasas, planos de estratificación, etc.). Li et al. (2022), lo describe como un material heterogéneo, anisótropo y discontinuo, cuyo comportamiento mecánico está gobernado en gran medida por la naturaleza, frecuencia y orientación de estas discontinuidades.

En el contexto de la minería a tajo abierto, la comprensión del macizo rocoso es fundamental para garantizar la seguridad y la viabilidad económica de la operación. La estabilidad de los taludes, que son las paredes inclinadas que conforman el tajo, depende directamente de las características geomecánicas del macizo rocoso. Según Li et al. (2021), un fallo de talud en una mina a cielo abierto puede tener consecuencias catastróficas, que van desde la pérdida de vidas humanas y equipos hasta la interrupción de la producción y la esterilización de reservas minerales, con un impacto económico devastador; por lo tanto, una evaluación rigurosa y continua del macizo rocoso no es una opción, sino un requisito indispensable para el diseño y la operación segura de cualquier mina a tajo abierto, esta evaluación permite definir ángulos de talud óptimos que maximicen la extracción de mineral sin comprometer la seguridad.

3.2.2 Perforación diamantina como herramienta de caracterización geomecánica

La perforación diamantina es el método de exploración por excelencia para obtener información directa y de alta calidad del subsuelo; consiste en la utilización de una broca impregnada con diamantes industriales que corta y extrae un cilindro de roca continuo, conocido como testigo o núcleo, este testigo es una muestra física y representativa del macizo rocoso en profundidad (Guo, et al., 2025).

El proceso no se limita a la extracción del testigo. Simultáneamente, se genera un registro de perforación (o logueo geotécnico), que es un documento detallado donde se anota sistemáticamente la información geológica y geomecánica

observada. De acuerdo con Chala y Rao (2021), los datos clave que se obtienen a partir de los registros de perforación diamantina incluyen:

- Recuperación del testigo (TCR); porcentaje del testigo recuperado con respecto a la longitud perforada.
- Designación de la calidad de la Roca (RQD); un índice cuantitativo de la calidad de la masa rocosa.
- Litología; identificación de los diferentes tipos de roca.
- Grado de alteración y meteorización: descripción cualitativa del estado de la roca.
- Frecuencia y condición de las fracturas; espaciado, rugosidad, relleno, apertura y orientación de las discontinuidades.
- Presencia de agua subterránea; zonas de flujo o humedad.

Estos datos primarios, obtenidos directamente de la perforación, son la materia prima para las clasificaciones geomecánicas y la determinación de los parámetros de resistencia del macizo rocoso, que a su vez alimentarán los modelos de estabilidad de taludes (Gololobova, Legostaeva, Popov, Makarov, & Makarov, 2022).

3.2.3 Clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso

Las clasificaciones geomecánicas son sistemas empíricos diseñados para agrupar macizos rocosos de comportamiento similar en clases o categorías. Permiten traducir una serie de observaciones geológicas y datos de campo en un índice numérico que cuantifica la calidad del macizo. Para la estabilidad de taludes, las clasificaciones más utilizadas son el RQD, el RMR y el Q de Barton, aunque este último fue desarrollado inicialmente para túneles (Kalhan & Kincal, 2025).

3.2.3.1 Designación de la calidad de la roca (RQD)

Propuesto por Deere en 1964, el RQD (Rock Quality Designation) es una de las mediciones más sencillas y universalmente aceptadas para estimar la calidad del macizo rocoso a partir de testigos de perforación. Se define como el porcentaje de la suma de las longitudes de los trozos de testigo intactos y sanos, mayores a 10 cm (4 pulgadas), con respecto a la



longitud total del tramo de perforación analizado (Narimani, Davarpanah, Bar, & Vásárhelyi, 2025).

La fórmula para su cálculo es:

$$RQD(\%) = \frac{\sum h_{10}}{h_b - h_a} * 100\% \quad (1)$$

donde

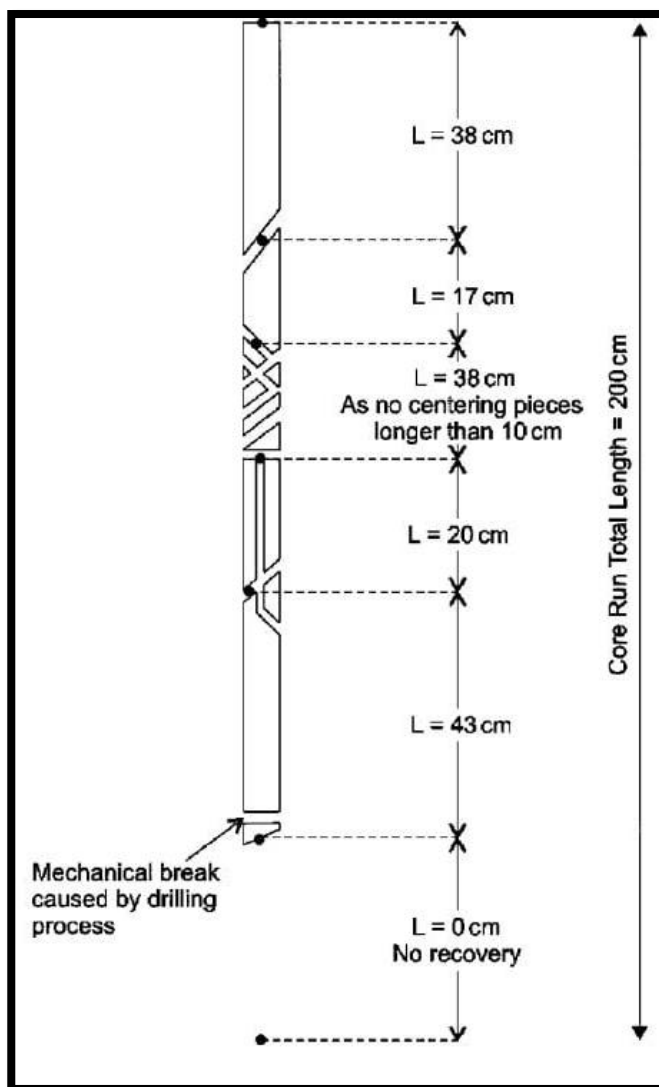
- RQD es el Rock Quality Designation (Índice de calidad de la roca), expresado en porcentaje;
- $\sum h_{10}$ es la suma de las longitudes de todos los testigos (fragmentos de núcleo) recuperados que son mayores a 10 cm de longitud;
- h_b es la profundidad inferior del intervalo de sondeo considerado;
- h_a es la profundidad superior del intervalo de sondeo considerado;
- $h_b - h_a$ es la longitud total del intervalo de testigo perforado.

El valor de RQD proporciona una indicación preliminar del grado de fracturamiento del macizo rocoso. Un RQD bajo sugiere un macizo rocoso muy fracturado o de mala calidad, mientras que un RQD alto indica una roca más masiva y competente (Su, et al., 2023).

Tabla 4 — Clasificación del macizo rocoso según el valor de RQD según Deere, 1989

Valor de RQD (%)	Calidad del macizo rocoso
< 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Excelente
FUENTE: Adaptado de Su et al, 2023	

Aunque es un parámetro fundamental, el RQD por sí solo es insuficiente para una caracterización completa, ya que no considera la condición de las discontinuidades (rugosidad, relleno) ni la presencia de agua (Narimani, Davarpanah, Bar, & Vásárhelyi, 2025).



FUENTE: Adaptado de Su et al, 2023

Figura 9 — Procedimiento para determinar el RQD mediante extracción de muestras, Deere, 1989

3.2.3.2 Clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating)

El sistema RMR, desarrollado por Bieniawski en 1973, y actualizado en 1989, es un método más completo que el RQD, ya que integra cinco parámetros fundamentales obtenidos a partir de registros de perforación y mapeo geomecánico para cuantificar la calidad del macizo rocoso (Hu, et al., 2022). Estos parámetros son:

- a) **Resistencia a la compresión simple (UCS) de la roca intacta:** Se determina mediante ensayos de laboratorio sobre muestras de testigo.
- b) **RQD (Rock Quality Designation):** Calculado como se describió anteriormente.
- c) **Espaciado de las discontinuidades:** La distancia promedio entre las fracturas en el macizo.
- d) **Condición de las discontinuidades:** Evalúa la rugosidad de las superficies, la separación (apertura), el material de relleno, y el grado de alteración de las paredes de la fractura.
- e) **Condiciones del agua subterránea:** Se evalúa en función del flujo de agua observado o la presión de poros.

A cada uno de estos parámetros se le asigna una puntuación (rating) según tablas estandarizadas (Somodi, et al., 2021). El valor de RMR básico se obtiene sumando las puntuaciones de los cinco parámetros:

$$RMR_{básico} = P1 + P2 + P3 + P4 + P5 \quad (2)$$

Donde P_i es la puntuación del parámetro i . Posteriormente, este valor se ajusta en función de la orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación (en este caso, el talud), obteniendo el RMR final. El sistema clasifica el macizo rocoso en cinco clases, desde "Roca muy buena" (Clase I) hasta "Roca muy mala" (Clase V). Esta clasificación no solo define la calidad, sino que también proporciona estimaciones empíricas de parámetros de resistencia como la cohesión y el ángulo de fricción del macizo rocoso, así como recomendaciones preliminares para el diseño de taludes (Somodi, et al., 2021).

3.2.3.3 Índice de calidad del macizo rocoso (Q)

El sistema Q fue desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974 en el Instituto Geotécnico Noruego (NGI) a partir de un análisis de numerosos



casos de túneles y cavernas. Aunque su origen está en excavaciones subterráneas, sus parámetros han sido adaptados y utilizados para la evaluación de la estabilidad de taludes (Bar & Barton, 2024). El índice Q se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right) * \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad (3)$$

donde

RQD	es la designación de la calidad de la roca;
J_n	es el (Índice del número de familias de diaclasas), representa el grado de fracturamiento del macizo;
J_r	es el (Índice de rugosidad de las diaclasas), describe la rugosidad de las superficies de las discontinuidades;
J_a	es el (Índice de alteración de las diaclasas), representa la naturaleza del material de relleno y el grado de alteración de las paredes;
J_w	es el (Factor de reducción por agua en las diaclasas), mide la presión y el flujo de agua en las fracturas;
SRF	es el (Factor de reducción por esfuerzos), relaciona el estado de esfuerzos en el macizo.

La primera fracción (RQD/J_n) representa el tamaño de los bloques. La segunda (J_r/J_a) describe la resistencia al corte entre los bloques. La tercera (J_w/SRF) es un factor empírico que representa el ambiente de esfuerzos activos. El valor de Q puede variar en varias órdenes de magnitud (desde 0.001 hasta 1000), proporcionando una escala logarítmica para la calidad del macizo (Yang, et al., 2025).

3.2.4 Propiedades mecánicas del macizo rocoso

Para realizar un análisis de estabilidad numérico o de equilibrio límite, es indispensable definir las propiedades de resistencia del macizo rocoso. Las clasificaciones geomecánicas permiten estimar estas propiedades, que son



principalmente la resistencia a la compresión simple, la cohesión y el ángulo de fricción interna (Subrahmanayam, Shyam, Vamshidhar, & Vikram, 2021).

- **Resistencia a la Compresión Simple (UCS):** Es la máxima carga axial que una muestra de roca intacta puede soportar sin romperse. Se obtiene de ensayos de laboratorio en los testigos de perforación y es un parámetro de entrada directo en la clasificación RMR. Su valor es un indicador de la competencia de la matriz rocosa (Subrahmanayam, Shyam, Vamshidhar, & Vikram, 2021).
- **Cohesión (c) y ángulo de fricción interna (ϕ):** Estos dos parámetros definen la resistencia al corte del macizo rocoso según el criterio de Mohr-Coulomb. No son propiedades de la roca intacta, sino del conjunto roca-discontinuidades. A menudo, se estiman a partir de correlaciones empíricas con los índices de clasificación geomecánica (Subrahmanayam, Shyam, Vamshidhar, & Vikram, 2021). Donde, Bieniawski en 1989 propuso las siguientes relaciones para estimar la cohesión (en MPa) y el ángulo de fricción (en grados) a partir del RMR:

$$c'(\text{MPa}) = \frac{\text{RMR}-10}{30} \text{ (aproximación para RMR > 20)} \quad (4)$$

$$\phi'(^{\circ}) = \frac{\text{RMR}}{2} + 15^{\circ} \text{ (aproximación general)} \quad (5)$$

3.2.5 Estabilidad de taludes y mecanismos de rotura

La estabilidad de un talud se define como la capacidad de una masa de suelo o roca para resistir los movimientos descendentes bajo la influencia de la gravedad. Un talud es estable si las fuerzas resistentes al corte a lo largo de cualquier superficie de rotura potencial son mayores que las fuerzas actuantes o movilizantes que tienden a causar el deslizamiento. En minería a tajo abierto, el diseño de los taludes es un balance crítico entre la seguridad (prevención de fallas) y la economía (minimización del material estéril a remover) (Renani & Cai, 2022).



Según Nata (2025), una de las obras fundamentales en la materia, los factores que controlan la estabilidad de un talud en roca se pueden agrupar en cuatro categorías principales:

- **Geometría del talud:** Incluye la altura del talud (H), el ángulo de la cara del banco (β) y el ángulo del talud global (α). Un talud más alto y/o más inclinado tendrá mayores fuerzas movilizantes.
- **Características geomecánicas:** Corresponde a las propiedades del macizo rocoso discutidas previamente, principalmente su resistencia al corte (cohesión y ángulo de fricción) y la influencia de las discontinuidades estructurales.
- **Agua subterránea:** La presencia de agua en las discontinuidades genera presiones de poros que reducen la resistencia al corte efectivo del macizo rocoso. Esta reducción se debe a que la presión del agua contrarresta los esfuerzos normales que actúan sobre la superficie de falla.
- **Fuerzas externas:** Incluyen cargas dinámicas como las vibraciones producidas por la voladura o la actividad sísmica, así como sobrecargas estáticas provenientes de equipos o acopios de material en la cresta del talud.

La interacción de estos factores, especialmente la relación entre la geología estructural y la geometría del talud, define el mecanismo de rotura más probable. Kolapo et al. (2022) clasifican los principales mecanismos de rotura en taludes de roca de la siguiente manera:



Tabla 5 — Principales mecanismos de rotura en taludes de roca

Mecanismo de rotura	Descripción y condiciones geológicas
Rotura planar	Ocurre cuando una discontinuidad (falla o diaclasa) de gran persistencia buza (se inclina) en la misma dirección que la cara del talud, pero con un ángulo menor. El deslizamiento se produce a lo largo de este único plano. Requiere que la orientación de la discontinuidad sea casi paralela a la cara del talud.
Rotura en cuña	Se produce por el deslizamiento de un bloque de roca delimitado por dos discontinuidades que se interceptan. La línea de intersección de estos dos planos debe buzarse hacia fuera del talud con un ángulo menor que el ángulo del talud. Es uno de los tipos de falla más comunes en macizos rocosos fracturados.
Rotura por vuelco (toppling)	Característico de macizos rocosos con un sistema de discontinuidades muy inclinado (casi vertical) que buzarse en contra del talud. Las columnas o lajas de roca formadas por estas discontinuidades tienden a volcar hacia adelante, como una fila de fichas de dominó.
Rotura circular	Ocurre en macizos rocosos muy fracturados, débiles, meteorizados o en suelos, donde la masa se comporta de manera más homogénea e isotrópica. La superficie de rotura es curva o circular y no está controlada por una única estructura geológica predominante.
FUENTE: Adaptado de Kolapo et al, 2022	

La identificación del mecanismo de rotura potencial es el primer paso en el análisis de estabilidad y depende directamente de la información estructural obtenida de los registros de perforación diamantina (orientación, espaciado y persistencia de las discontinuidades) (Gyebuni, Kunkyin, & Mensah, 2024).

3.2.6 Métodos de análisis de estabilidad de taludes

Una vez caracterizado el macizo rocoso y definido el posible mecanismo de rotura, se procede a cuantificar la estabilidad del talud. Esto se realiza mediante diversos métodos de análisis, cuyo objetivo común es calcular el factor de seguridad.

3.2.6.1 El factor de seguridad (FS)

El factor de seguridad es el indicador cuantitativo universalmente aceptado para definir la estabilidad de un talud. Se define como la relación entre la capacidad de resistencia del macizo rocoso (fuerzas

resistentes) y las solicitaciones a las que está sometido (fuerzas movilizantes) a lo largo de una superficie de falla potencial (Saksono, Indrawan, & Wilopo, 2022).

$$FS = \frac{\text{Suma de Fuerzas Resistentes}}{\text{Suma de Fuerzas Movilizantes}} = \frac{\text{Resistencia al Corte Disponible}}{\text{Esfuerzo de Corte Movilizado}} \quad (6)$$

La interpretación del valor del FS es la siguiente:

- $FS < 1.0$: El talud es inestable. Las fuerzas movilizantes superan a las resistentes y la falla es inminente o ya ha ocurrido.
- $FS = 1.0$: El talud se encuentra en un estado de equilibrio límite o equilibrio crítico.
- $FS > 1.0$: El talud es estable. Existe una reserva de resistencia.

Los criterios de aceptación para el FS varían según las consecuencias de una posible falla y las condiciones de carga. Navarro et al. (2022) a través de lo descrito por Read y Stacey sugieren valores típicos para minería a tajo abierto:

Tabla 6 — Criterios de aceptación típicos para el factor de seguridad (FS)

Condiciones del talud	Consecuencias de la falla	Factor de seguridad mínimo aceptable
Taludes inter-rampa	Bajas (cierre temporal de una rampa)	1.1 - 1.2
Taludes globales sin infraestructura crítica	Moderadas (pérdida de producción)	1.2 - 1.3
Taludes globales con infraestructura crítica (chancador, talleres)	Altas (pérdida de activos, riesgo para la vida)	1.3 - 1.5
Taludes bajo cargas sísmicas (análisis pseudo-estático)	Todas	> 1.0 - 1.1
FUENTE: Adaptado de Navarro et al, 2022		

3.2.6.2 Análisis cinemático

Es un método geométrico preliminar que utiliza proyecciones estereográficas para evaluar la posibilidad de que ocurran roturas controladas por la estructura geológica (plana, cuña, vuelco). Compara la orientación de las discontinuidades (obtenidas del logueo de testigos) con la orientación del talud para identificar si existe una "libertad de movimiento" para que un bloque se deslice o vuelque. Este análisis no calcula un FS, pero es una herramienta indispensable para determinar qué mecanismos de falla son geoméricamente posibles y deben ser analizados en detalle (Mudamburi, Zvarivadza, Muwirimi, Onifade, & Khandelwal, 2025).

3.2.6.3 Análisis de equilibrio límite (LEM)

Los métodos de equilibrio límite (limit equilibrium methods) son los más utilizados en la práctica de la ingeniería para calcular el FS. Estos métodos discretizan la masa de roca potencialmente inestable en dovelas o bloques y analizan las fuerzas que actúan sobre ellos para satisfacer las ecuaciones de equilibrio estático (suma de fuerzas y/o momentos igual a cero). Para la rotura circular, métodos como el de Bishop simplificado o Janbu son comúnmente empleados (Enkhbold, Ikeda, Toriya, & Adachi, 2023). La fórmula general para el FS en el método de Bishop, que satisface el equilibrio de momentos, es:

$$FS = \frac{1}{\sum W \sin \alpha} \sum \frac{c' l + (W \cos \alpha - u l) \tan \phi'}{\cos \alpha \left(1 + \frac{\tan \alpha \tan \phi'}{FS} \right)} \quad (7)$$

donde:

- c' y ϕ' es la cohesión y ángulo de fricción efectivos del material;
- W es el peso de la dovela;
- l es la longitud de la base de la dovela;
- α es el ángulo de la base de la dovela con la horizontal;
- u es la presión de poros en la base de la dovela.



Nótese que el FS aparece en ambos lados de la ecuación, por lo que se resuelve mediante un proceso iterativo. Para roturas planares o en cuña, el análisis es más directo, comparando la componente del peso del bloque que actúa a lo largo de la superficie de falla con la resistencia al corte de dicha superficie (Kolapo, et al., 2022).

3.2.6.4 Modelamiento numérico

Para casos complejos que involucran geometrías irregulares, macizos rocosos heterogéneos o la interacción entre la deformación y la estabilidad, se utilizan métodos numéricos. Estos métodos, como el de elementos finitos (FEM) o elementos discretos (DEM), no solo calculan un factor de seguridad (generalmente mediante una técnica de reducción de la resistencia, SSR), sino que también predicen los desplazamientos, las deformaciones y la distribución de esfuerzos en el talud. Son herramientas poderosas que requieren una caracterización geomecánica más detallada, reforzando la importancia de los datos de alta calidad provenientes de la perforación diamantina (Enkhbold, Ikeda, Toriya, & Adachi, 2023).

3.2.7 Criterios de diseño y optimización de taludes

El objetivo final de la evaluación del macizo rocoso y el análisis de estabilidad es establecer los criterios de diseño óptimos para los taludes del tajo abierto. La "optimización" en este contexto busca el ángulo de talud global más empinado posible que cumpla con los criterios de aceptación del factor de seguridad (Cao, et al., 2023).

- a) **Diseño basado en el desempeño:** Implica un análisis probabilístico donde, en lugar de un único valor de FS, se calcula una "probabilidad de falla" (PF). Este enfoque reconoce la incertidumbre inherente en los parámetros geomecánicos. Por ejemplo, un criterio de diseño podría ser mantener una PF por debajo del 5% para un talud global (Zavala, 2023).
- b) **Relación costo-beneficio:** Un ángulo de talud más empinado reduce la cantidad de estéril a remover (menor ratio de desbroce o stripping ratio), lo que se traduce en un ahorro económico significativo. Sin embargo, un talud



más empinado también implica un menor FS y un mayor riesgo. El diseño óptimo se encuentra en el punto donde se equilibra el beneficio económico de un talud más agresivo con el costo potencial de una falla y las medidas de mitigación requeridas (Saksono, Indrawan, & Wilopo, 2022).

- c) **Sistemas de sostenimiento y monitoreo:** Cuando el diseño óptimo requiere taludes que están cerca de los límites de estabilidad, o cuando la incertidumbre es alta, se implementan sistemas de sostenimiento (como pernos de anclaje, cables, mallas de acero) para aumentar las fuerzas resistentes y, por ende, el FS. Adicionalmente, es imperativo implementar un sistema de monitoreo geotécnico (con radares de estabilidad, prismas, extensómetros) para detectar cualquier movimiento precursor de una falla y poder tomar acciones correctivas a tiempo (Kalhan & Kincal, 2025).

3.2.8 El proceso de registro geotécnico de perforación (geotechnical logging)

El registro geotécnico, o logueo geotécnico, es el proceso sistemático y estandarizado de describir y cuantificar las características del macizo rocoso a partir de los testigos de perforación diamantina. No es simplemente una descripción geológica; es una recolección de datos cuantitativos y cualitativos orientada específicamente a la ingeniería. La calidad y consistencia de este registro son la piedra angular de todo el análisis geomecánico. Un logueo deficiente o inconsistente generará un modelo geomecánico erróneo, lo que inevitablemente conducirá a diseños de taludes inseguros o excesivamente conservadores (Narimani, Davarpanah, Bar, & Vászrhelyi, 2025).

Según Kalhan & Kincal (2025), el registro debe capturar, como mínimo, los parámetros que se describen en la siguiente tabla, los cuales son la entrada directa para los sistemas de clasificación y los modelos de estabilidad.

Tabla 7 — Parámetros del registro geotécnico de perforación diamantina

Parámetro	Descripción y medición	Importancia para la estabilidad de taludes
Recuperación total (TCR)	Porcentaje del testigo recuperado (fragmentos + roca sólida) con respecto a la longitud perforada. $TCR = (\text{longitud total recuperada} / \text{longitud perforada}) \times 100$.	Un bajo TCR ($< 80-90\%$) es un indicador de zonas de muy mala calidad, como zonas de falla, roca intensamente fracturada o "terrenos rotos", que son críticas para la estabilidad.
Recuperación sólida (SCR)	Porcentaje del testigo recuperado en forma de cilindros completos (sólidos).	Indica la competencia de la matriz rocosa. Una baja SCR con alta TCR sugiere que la roca es débil y se rompe fácilmente durante la perforación.
RQD	Designación de la calidad de la roca	Parámetro fundamental en las clasificaciones RMR y Q. Mide directamente el grado de fracturamiento del macizo rocoso.
Frecuencia de fracturas (λ)	Número de discontinuidades naturales (diaclasas, venillas, fallas) por metro de testigo.	Es un indicador alternativo o complementario al RQD. Una alta frecuencia de fracturas implica un macizo rocoso más fragmentado y, potencialmente, menos estable.
Condición de discontinuidades	Descripción cualitativa y cuantitativa de las superficies de fractura: • Tipo: Falla, diaclasa, contacto, etc. • Orientación: Ángulo alfa (α) y beta (β) medidos en el testigo. Si el testigo está orientado, se puede determinar el rumbo y buzamiento real. • Rugosidad: Perfil de la superficie, a menudo comparado con perfiles estándar. • Relleno: Material dentro de la fractura (calcita, arcilla, óxidos) y su espesor.	La orientación determina los mecanismos de falla cinemáticamente posibles. La rugosidad, el relleno y la alteración controlan directamente la resistencia al corte (cohesión y fricción) de la discontinuidad, que es el factor más crítico en fallas controladas por la estructura.

	• Apertura: Separación entre las paredes de la fractura. • Alteración: Grado de meteorización de las paredes de la fractura.	
Resistencia de la roca intacta	Estimación en campo de la resistencia a la compresión simple (UCS) mediante pruebas índice (martillo de geólogo, navaja) o con un martillo Schmidt. Se calibra con ensayos de laboratorio.	Es un parámetro clave de la clasificación RMR y del criterio de Hoek-Brown. Define la resistencia de los bloques de roca entre las discontinuidades.
FUENTE: Elaboración propia		

3.3 Marco conceptual

- a) **Macizo rocoso:** Conjunto de rocas que conforman el entorno geológico de un yacimiento. Está compuesto por la matriz de roca intacta y sus discontinuidades (diaclasas, fallas y planos de estratificación), las cuales determinan su calidad geomecánica y su respuesta frente a excavaciones y esfuerzos.
- b) **Registros de perforación diamantina:** Documentos técnicos obtenidos a partir de testigos cilíndricos extraídos mediante perforación con brocas diamantadas. Permiten evaluar litología, estructuras, grado de alteración, RQD y otros parámetros fundamentales para la clasificación geomecánica del macizo.
- c) **Geotecnia:** Rama de la ingeniería que estudia el comportamiento de los suelos y rocas bajo diferentes condiciones de carga. En minería a cielo abierto, su aplicación permite analizar la resistencia del macizo y garantizar la estabilidad de los taludes.
- d) **Geomecánica:** Disciplina que evalúa las propiedades mecánicas de la roca (cohesión, ángulo de fricción, resistencia a compresión uniaxial) y su respuesta ante tensiones. Constituye la base para diseñar taludes estables y definir medidas de sostenimiento.
- e) **Clasificación geomecánica:** Conjunto de metodologías empíricas que permiten evaluar la calidad del macizo rocoso. Entre las más utilizadas se encuentran:



- RQD (Rock Quality Designation); mide el porcentaje de fragmentos de núcleo mayores a 10 cm.
 - RMR (Rock Mass Rating); sistema de Bieniawski que integra parámetros geológicos, mecánicos y de discontinuidades.
 - Q-System; índice de Barton que considera seis parámetros y sugiere recomendaciones de sostenimiento.
- f) **Análisis de estabilidad de taludes:** Estudio que determina la resistencia y seguridad de los taludes en minas a cielo abierto. Involucra cálculos de factor de seguridad, geometría de taludes, influencia de discontinuidades y presencia de agua.
- g) **Ángulo de talud:** Inclinação entre la horizontal y la superficie del talud. Su valor depende de la calidad geomecánica del macizo, la altura del banco, las condiciones hidrogeológicas y los factores de seguridad exigidos.
- h) **Factor de seguridad (FS):** Relación entre fuerzas resistentes y fuerzas desestabilizadoras en un talud. Un FS mayor que 1.3 indica condiciones operativas aceptables; un FS menor a este valor implica riesgo de falla.
- i) **Sostenimiento en taludes:** Conjunto de técnicas que permiten mejorar la estabilidad del macizo en condiciones críticas. Incluye pernos de anclaje, mallas metálicas, concreto lanzado y drenaje superficial y subterráneo.
- j) **Propiedades mecánicas de la roca:** Parámetros que describen la resistencia del macizo, tales como cohesión (c), resistencia a compresión uniaxial (UCS) y ángulo de fricción interna (ϕ).
- k) **Presión de poros:** Fuerza ejercida por el agua dentro de los poros o discontinuidades de la roca. Incrementa el riesgo de inestabilidad al reducir la resistencia efectiva del macizo.



- l) Optimización de taludes:** Proceso de ajuste del diseño geométrico de los taludes (ángulos, bermas, altura de bancos) para lograr un equilibrio entre seguridad, recuperación de mineral y costos operativos.

- m) Minería a tajo abierto:** Método de explotación superficial en el que el mineral se extrae mediante la remoción de bancos sucesivos. Implica el diseño de taludes estables que permitan la operación continua y segura.

- n) Criterios de diseño geotécnico:** Lineamientos técnicos basados en análisis geomecánicos, hidrogeológicos y numéricos que definen parámetros de talud, sostenimiento y control de aguas, con el fin de garantizar la estabilidad.



CAPÍTULO IV METODOLOGÍA

4.1 Tipo y nivel de investigación

El presente estudio fue una investigación aplicada, dado que busca resolver un problema operativo relacionado con la estabilidad de taludes mediante la evaluación del macizo rocoso con base en registros de perforación diamantina. Su propósito fue generar un aporte técnico que optimice el diseño de taludes en la mina Shougang Hierro Perú.

En cuanto al nivel, se clasificó como explicativo, pues no solo se describe la calidad geomecánica del macizo, sino que se buscó establecer la relación entre los parámetros obtenidos (RQD, RMR, índice Q, cohesión y ángulo de fricción interna) y la estabilidad de taludes, evaluada en función del ángulo de diseño, el factor de seguridad y la necesidad de sostenimiento.

4.2 Diseño de la investigación

El diseño de la investigación fue no experimental y de tipo transversal, debido a que se trabajó con información obtenida de los registros de perforación diamantina y observaciones en campo, sin manipular las variables de manera directa.

La investigación se orientó a correlacionar los parámetros geomecánicos determinados a partir de los testigos de perforación con la estabilidad de taludes ya existentes y proyectados en la operación minera, evaluando las condiciones de un solo periodo específico (2025).

4.3 Descripción ética de la investigación

La investigación respetó los principios éticos en el manejo de la información y en el uso de datos proporcionados por la empresa minera. No se alteró ni manipuló la información recolectada, garantizando la veracidad, confidencialidad y transparencia de los resultados. Asimismo, se aseguró que la investigación no afectará la seguridad de los trabajadores ni el entorno, ya que se limita al análisis de datos técnicos.



4.4 Población y muestra

- a) **Población:** Tajo Target en la mina Shougang Hierro Perú – 2025.
- b) **Muestra:** No probabilística, de tipo intencional, seleccionando los sectores de taludes con registros de perforación diamantina más representativos para el análisis geomecánico.

4.5 Procedimiento

El desarrollo metodológico siguió los siguientes pasos:

a) **Recolección de información:**

- Obtención de registros de perforación diamantina (6 sondajes) (testigos, litología, RQD, estructuras y alteraciones).
- Revisión de informes geotécnicos previos y planos geológicos de la mina.

b) **Análisis geomecánico:**

- Clasificación del macizo mediante RQD, RMR.
- Determinación de propiedades mecánicas: cohesión y ángulo de fricción.

c) **Evaluación de la estabilidad de taludes:**

- Identificación de geometrías de taludes (altura, ángulo, bermas).
- Aplicación del criterio de Mohr-Coulomb y cálculo de factor de seguridad.
- Modelamiento numérico con software especializado (RS2, Dips, Swedge, Rocplane).

d) **Correlación de variables:**

- Relación entre parámetros geomecánicos y ángulo de talud.
- Análisis del efecto de los criterios de diseño en la estabilidad.

e) **Conclusiones y validación:**

- Comparación de resultados con estándares internacionales.
- Propuesta de criterios de diseño óptimos para la mina.

4.5.1 Procedimiento del análisis cinemático de estabilidad de taludes a partir de registros de perforación diamantina (25TA-DDG001 a 25TA-DDG006)

El procedimiento se desarrolló con el propósito de vincular la información geomecánica obtenida en los registros de perforación diamantina con la estabilidad de taludes en una operación a tajo abierto. Para ello, se trabajó con los sondeos 25TA-DDG001 a 25TA-DDG006, a partir de los cuales se recopiló y organizó la información estructural del macizo rocoso, principalmente la orientación de discontinuidades (buzamiento y dirección de buzamiento), así como los parámetros geomecánicos necesarios para representar el comportamiento resistente del medio rocoso. Esta etapa incluyó la depuración y ordenamiento de los datos, asegurando que cada sondeo contara con un conjunto consistente de mediciones que permitiera reconocer patrones estructurales y realizar comparaciones entre sectores.

Una vez sistematizada la información, se definieron las condiciones de análisis para cada caso, incorporando la geometría del talud evaluado (dirección y ángulo del talud) y el ángulo de fricción interna (ϕ) representativo del macizo rocoso para el escenario considerado. La geometría del talud constituye la referencia principal del análisis cinemático, debido a que controla la condición de “afloramiento” de las discontinuidades (daylighting), mientras que el ángulo de fricción interna establece el umbral mínimo de inclinación que debe superar un plano o una línea de intersección para que el deslizamiento sea cinemáticamente posible.

Con estos insumos, se procesaron los datos en el software DIPS mediante la construcción de estereogramas por sondeo. En dichos estereogramas se representaron los polos de las discontinuidades y se incorporaron contornos de densidad con el fin de identificar concentraciones y agruparlas en familias estructurales dominantes (sets). Este paso fue clave, ya que permitió diferenciar si la inestabilidad potencial respondía a un comportamiento sistemático controlado por una familia principal o si correspondía a discontinuidades dispersas sin una orientación predominante.

A continuación, se evaluaron los mecanismos cinemáticos de falla considerando dos modos principales: deslizamiento planar y deslizamiento por cuña. En el caso del deslizamiento planar, el análisis se fundamentó en la verificación simultánea

de tres condiciones: que el plano de discontinuidad aflore en la cara del talud, que su inclinación sea mayor que el ángulo de fricción interna y que su dirección de buzamiento sea aproximadamente paralela a la del talud. En términos del estereograma, estas restricciones delimitan una zona crítica; por tanto, cada polo que se ubica dentro de esa zona representa una discontinuidad cuya orientación es compatible con una falla planar. La cuantificación del riesgo se obtuvo mediante la tabla de “Kinematic Analysis”, tanto a nivel global (todos los datos) como por familia (Set 1, Set 2, etc.), lo que permitió establecer con claridad si el riesgo se concentraba en una familia específica.

Para el deslizamiento por cuña, el enfoque fue distinto, debido a que el elemento de control no es un plano aislado sino la línea de intersección entre dos planos de discontinuidad. En este caso, DIPS proyecta las intersecciones posibles y evalúa cuáles de ellas cumplen las condiciones de salida hacia el talud y superación del ángulo de fricción (es decir, que la línea de intersección tenga un buzamiento suficiente para deslizarse). De manera análoga al caso planar, el estereograma define una zona crítica en forma de “media luna”, dentro de la cual se concentran las intersecciones inestables. El riesgo se expresó como el porcentaje de intersecciones críticas respecto del total analizado, lo cual resulta especialmente útil cuando existen varias familias de discontinuidades, debido a que el número de combinaciones aumenta y, con ello, el potencial de formación de bloques inestables.

Concluidos los análisis por modo de falla, los resultados se integraron por sondaje para establecer una jerarquía de riesgos, identificando el mecanismo dominante y la familia estructural que controlaba la inestabilidad cuando correspondía. Esta integración permitió traducir la caracterización del macizo rocoso en criterios aplicables al diseño del talud, principalmente en la definición de ángulos recomendados y en la orientación conceptual del sostenimiento. En consecuencia, el procedimiento conectó de manera directa la evaluación del macizo rocoso basada en perforación diamantina con la estabilidad del talud, proporcionando evidencia técnica para sustentar decisiones de diseño y orientar evaluaciones posteriores del factor de seguridad, considerando como referencia operativa el umbral de seguridad establecido para la operación ($FS \geq 1.3$).



4.6 Técnica e instrumentos

a) Técnicas:

- Observación directa en campo.
- Análisis documental de registros diamantinos.
- Modelamiento geotécnico computacional.

b) Instrumentos:

- Libreta de campo y fichas geomecánicas.
- Planos geológicos y geotécnicos.
- Informes de perforación diamantina.
- Software especializado: Rocscience (Swedge, Rocplane), Dips y excel.

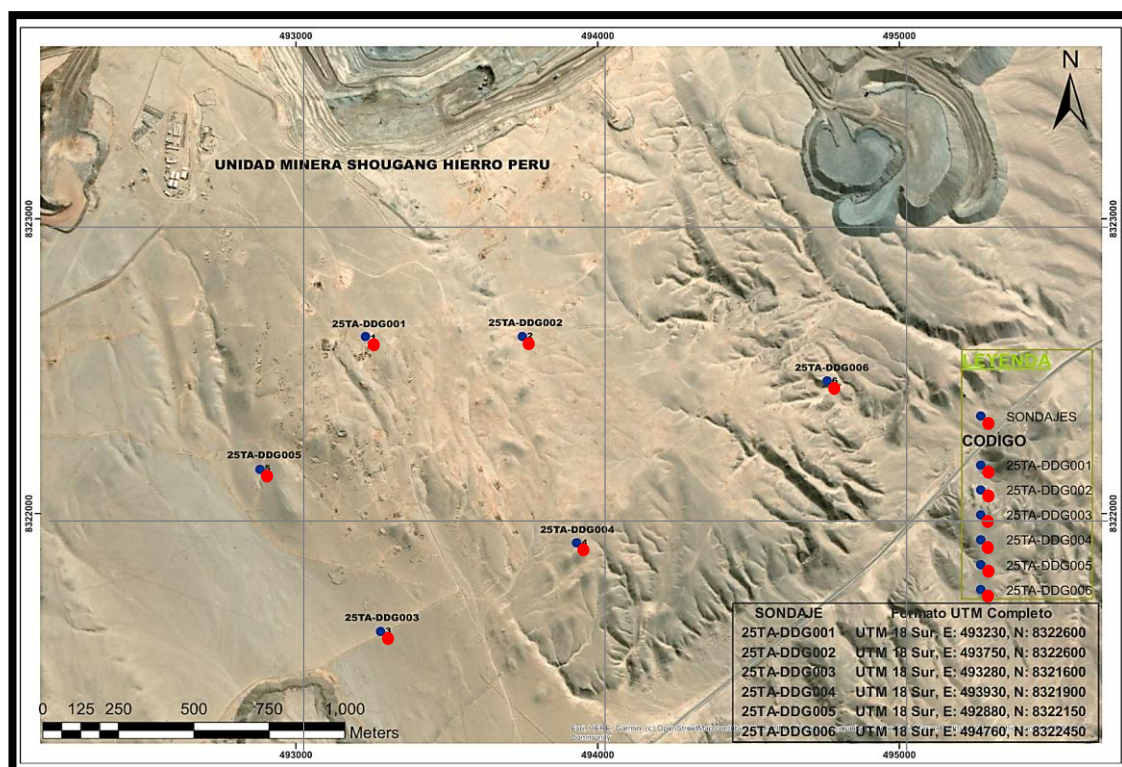
4.7 Investigaciones geomecánicas

Con la finalidad de caracterizar geomecánicamente los macizos rocosos que conforman los taludes del área de estudio, se ejecutó una campaña de investigaciones geotécnicas que comprendió el logueo geomecánico de seis (06) sondajes diamantinos geotécnicos (DDG), distribuidos estratégicamente para obtener una adecuada representatividad de las condiciones geológicas y geomecánicas del terreno. El área de estudio abarca una superficie aproximada de **1 040 750,00 m² (104,08 ha)** y presenta un perímetro de **4 502,82 m**, extensión que permitió evaluar los diferentes dominios litológicos y estructurales presentes en los taludes objeto de análisis.

La ejecución de los sondajes diamantinos se realizó mediante equipos de perforación especializados, correspondientes a los modelos **CSD-1300L**, **HYDX-5A** y **FSL-600**, los cuales poseen la capacidad operativa para desarrollar perforaciones geotécnicas de alta precisión en macizos rocosos de diversa competencia geomecánica. Estos equipos permitieron obtener una alta recuperación de testigos continuos, garantizando la calidad y confiabilidad de la información geológica y geotécnica requerida para la caracterización del macizo rocoso.

La información obtenida constituye la base para la clasificación geomecánica del macizo rocoso mediante metodologías internacionalmente reconocidas, permitiendo establecer los parámetros de ingeniería necesarios para los análisis de estabilidad de taludes, la evaluación de los mecanismos potenciales de falla y el diseño de las correspondientes medidas de sostenimiento y mitigación.





FUENTE: Elaboración propia

Figura 10 — Ubicación de investigaciones geomecánicas

4.7.1 Logueo geomecánico

Se realizó el logueo geomecánico detallado de 6 sondeos diamantinos ubicados en el área de interés del tajo, siguiendo rigurosamente los procedimientos establecidos por la ASTM y la IRSM. En total, se loguearon 2210.40 metros de perforación.

Este proceso registró cuidadosamente las características físicas de los testigos de roca, identificando litologías, RQD, resistencia del macizo rocoso, así como características de las discontinuidades como diaclasas y fallas, estos registros incluyeron detalles sobre el buzamiento y dirección de buzamiento, persistencia, abertura, rugosidad, relleno, grado de intemperismo y presencia de agua, lo que permitió evaluar el comportamiento geotécnico del macizo rocoso.

La caracterización del macizo rocoso se efectuó mediante las clasificaciones RMR (Rock Mass Rating), esta caracterización geomecánica permite asignar índices de calidad cuantitativos a las unidades geotécnicas definidas (litologías). Se dividió el macizo rocoso del tajo en las siguientes unidades geotécnicas

basadas en las principales unidades geológicas y con gran influencia en las paredes de los tajos finales propuestos:

Tabla 8 — Unidades geotécnicas (litologías)

Litología	Código	Long. (m)	Porcentaje (%)
Andesita volcanoclástica	Vpa	1035.16	46.83%
Lava dacítica	Ldac	347.01	15.70%
Andesita ocoita	Oco	327.67	14.82%
Lava andesítica	Lpa	175.01	7.92%
Andesita porfirítica	Pa	155.38	7.03%
Cuerpo mineral primario	PO	79.47	3.60%
Material cuaternario	Qal	65.78	2.98%
Dacita	Dac	8.02	0.36%
Diorita	Dio	7.6	0.34%
Dacita volcanoclástica	Vdac	6.5	0.29%
Andesita hornbléndica	Pahb	2.8	0.13%
Total general		2210.4	100.00%
FUENTE: Elaboración propia			

4.7.2 Índice de resistencia de la roca en campo

La estimación del índice de resistencia de la roca (R) se llevó a cabo durante el logeo geotécnico, para un total de aproximadamente 2210.40 metros de testigos de roca (andesita volcanoclástica, cuerpo mineral primario, lava andesítica, andesita porfirítica, diorita, andesita ocoita, cuerpo óxido, andesita hornbléndica y lava dacítica). La tabla 9 presenta el índice de resistencia estimado por cada unidad.

Tabla 9 — Índice de resistencia estimada en campo por litología

Litología	R	Descripción
Vpa	R3 a R4	Medianamente resistente a resistente
Ldac	R4	Resistente
Oco	R4	Resistente
Lpa	R4	Resistente
Pa	R4	Resistente
PO	R3	Medianamente resistente
Dac	R3 a R4	Medianamente resistente a resistente
Dio	R3	Medianamente resistente
Vdac	R3	Medianamente resistente
Pahb	R3	Medianamente resistente
FUENTE: Elaboración propia		

4.7.3 Índice RQD (grado de fracturamiento)

Los valores de RQD se presentan en porcentaje y a una escala de 0 a 100, siendo una roca de excelente calidad de 90 a 100%. Los valores promedios de RQD fueron calculados a partir de datos de testigos de perforaciones para cada unidad de roca y son resumidos en la tabla 10.

Tabla 10 — Índice de calidad de roca (RQD)

Litología	RQD	Calidad
Vpa	54%	Media
Ldac	59%	Media
Oco	66%	Media
Lpa	50%	Media
Pa	89%	Buena
PO	77%	Buena
Dac	50%	Media
Dio	57%	Media
Vdac	59%	Media
Pahb	60%	Media
FUENTE: Elaboración propia		

Según la tabla anterior, el índice de calidad de la roca (RQD) indica que las unidades litológicas evaluadas se presentan predominantemente una calidad entre media y buena, con valores que oscilan entre 50% y 89%. Se observa que las litologías asociadas a Pa (89%) y PO (77%) alcanzan los valores más altos, reflejando una mejor calidad del macizo rocoso. Esto se debe a la competencia de dichas litologías y a un mayor espaciamiento de las fracturas.

4.7.4 Frecuencia de fracturas

La frecuencia de fracturas se ha determinado considerando la información de logueo geotécnico realizado. En las perforaciones ejecutadas se ha estimado el espaciamiento de discontinuidades para cada intervalo registrado.

Tabla 11 — Número de fracturas por medio metro para cada litología

Litología	# fracturas en 0.5 m
Vpa	5
Ldac	4
Oco	5
Lpa	3
Pa	2
PO	1
Dac	2
Dio	2
Vdac	2
Pahb	1
FUENTE: Elaboración propia	

En la tabla 11 se muestra la frecuencia de fracturas, representado por el número de fracturas por medio metro, para cada unidad litológica. El macizo rocoso presenta ligero a moderado fracturamiento. En general, según la información obtenida mediante las perforaciones geotécnicas, el macizo tiene una frecuencia de fracturas menor a 6 fracturas por medio metro; es decir un espaciamiento estimado entre 0.06 m y 0.2 m.

4.7.5 Abertura

La abertura es la distancia perpendicular que separa las paredes de una discontinuidad cuando no existe material de relleno entre ellas. En la tabla 12 se presentan los resultados obtenidos en las litologías estudiadas:



Tabla 12 — Valores de abertura de discontinuidades en cada litología

Litología	Abertura	Clasificación
Vpa	1-5mm	Moderadamente abierta
Ldac	1-5mm	Moderadamente abierta
Oco	1-5mm	Moderadamente abierta
Lpa	1-5mm	Moderadamente abierta
Pa	0.1-1mm	Parcialmente abierta
PO	0.1-1mm	Parcialmente abierta
Dac	1-5mm	Moderadamente abierta
Dio	1-5mm	Moderadamente abierta
Vdac	1-5mm	Moderadamente abierta
Pahb	1-5mm	Moderadamente abierta
FUENTE: Elaboración propia		

4.7.6 Rugosidad

La rugosidad es un factor determinante en la resistencia al corte del macizo rocoso: si más rugosa es una superficie, mayor es la fricción y más difícil es que los bloques de roca deslicen entre sí. En la tabla 13 se resume la rugosidad de cada litología:

Tabla 13 — Valores de rugosidad de las discontinuidades por litología

Litología	Rugosidad (JRC)	Clasificación
Vpa	4-6	Ligeramente rugoso
Ldac	4-6	Ligeramente rugoso
Oco	4-6	Ligeramente rugoso
Lpa	4-6	Ligeramente rugoso
Pa	4-6	Ligeramente rugoso
PO	4-6	Ligeramente rugoso
Dac	4-6	Ligeramente rugoso
Dio	6-8	Rugoso
Vdac	6-8	Rugoso
Pahb	6-8	Rugoso
FUENTE: Elaboración propia		



En general, el macizo rocoso se encontró ligeramente rugoso, y en algunas litologías como la diorita, dacita volcanoclástica y andesita hornbléndica se presentó rugoso.

4.7.7 Grado de intemperismo

La estimación del grado de alteración del macizo rocoso se realizó mediante la observación. En algunos casos fue necesario fragmentar un trozo de roca para observar la alteración de la matriz rocosa.

Tabla 14 — Resumen de clasificación de grado de intemperismo por litología

Litología	Grado de intemperismo
Vpa	Ligeramente intemperizada
Ldac	Ligeramente intemperizada
Oco	Ligeramente intemperizada
Lpa	Ligeramente intemperizada
Pa	Ligeramente intemperizada
PO	Ligeramente intemperizada
Dac	Moderadamente intemperizada
Dio	Fresca
Vdac	Fresca
Pahb	Fresca
FUENTE: Elaboración propia	

En general, el macizo rocoso se encontró ligeramente intemperizado, y en algunos casos no presentaron signos de alteración.

4.7.8 Presencia de agua

En el logueo no se ha identificado presencia de agua ni de napa freática, esto se debe por el clima seco y árido y que las lluvias en las zonas son mínimas.

4.7.9 Calidad del macizo rocoso

El sistema de clasificación RMR combina una serie de parámetros a fin de obtener una valoración que es indicativa de la calidad de la roca. Las valuaciones de todos los parámetros se añaden para definir los valores de RMR que representan la



condición del macizo rocoso de la zona en estudio. Cinco clases del macizo rocoso, basados en los valores de RMR, clasifican las características del macizo rocoso de la siguiente manera:

- Clase I – Roca muy buena ($RMR > 80$)
- Clase II – Roca buena ($60 < RMR < 80$)
- Clase III – Roca media o regular ($40 < RMR < 60$)
- Clase IV – Roca mala ($20 < RMR < 40$)
- Clase V – Roca muy mala ($RMR < 20$)

Para este estudio se consideró las estimaciones de RMR para cada tramo registrado en los logueos, los cuales se han realizado empleando la clasificación de macizo rocoso de Bieniawski de 1989. En la tabla 15 se presenta el resumen de los valores de RMR globales por unidad litológica.

Tabla 15 — Resumen de valores RMR de las litologías del macizo rocoso

Litología	RMR	Calidad de macizo rocoso
Vpa	45	Regular
Ldac	45	Regular
Oco	47	Regular
Lpa	43	Regular
Pa	60	Regular a Buena
PO	53	Regular
Dac	43	Regular
Dio	60	Regular a Buena
Vdac	55	Regular
Pahb	60	Regular a Buena
FUENTE: Elaboración propia		

El análisis de los valores de RMR muestra que las unidades del macizo rocoso presentan predominantemente una calidad geotécnica que varía desde regular hasta regular-buena. Las unidades con mejor desempeño en términos de calidad del macizo corresponden a Pa y Dio, con valores de RMR de 60, posicionándose en la categoría de calidad buena. Las litologías restantes, como Vpa, Lpa, Ldac,

PO, Dac, Vdac y Pahb, se encuentran en la categoría de calidad regular, con valores de RMR que oscilan entre 43 y 55.

4.8 Ensayos de laboratorio

El presente estudio incluye ensayos de laboratorio sobre testigos de perforación obtenidos. Los resultados obtenidos fueron evaluados y utilizados como parámetros geotécnicos para los análisis de estabilidad de taludes.

Estas muestras han sido ensayadas en el laboratorio de mecánica de rocas INGEOTEST en la ciudad de Lima y que cumple con los estándares que establece la American Society for Testing Material (ASTM) y la International Society for Rock Mechanics (ISRM).

Los ensayos realizados a fin de determinar sus propiedades físicas, de resistencia y elásticos, se muestran en la tabla 16.

Tabla 16 — Lista de ensayos realizados

Código	Ensayo	Norma	Cantidad
UCS	Resistencia a la compresión simple	ASTM D7012-C	46
CD	Corte directo	ASTM D5607	32
TX	Triaxial	ASTM D7012-A	30
PF	Propiedades físicas	ASTM C97	18
PE	Propiedades elásticas	ASTM D7012-D	32
TI	Tracción indirecta	ASTM D3967	8
TOTAL			166
FUENTE: Elaboración propia			

4.8.1 Resultados de los ensayos de laboratorio

4.8.1.1 Ensayo de propiedades físicas (PF)

En la tabla 17 se presentan los resultados de propiedades físicas realizados en muestras de testigos de perforación según la norma ASTM C97.



Tabla 17 — Resultados de ensayos de propiedades físicas

Sondaje	Litología	Código de muestra	Peso específico (kN/m ³)	Absorción (%)
25TA-DDG002	Vpa	PF-01	26.89	0.23
25TA-DDG002	Vpa	PF-02	27.43	0.19
25TA-DDG002	Vpa	PF-03	26.87	0.21
25TA-DDG002	Oco	PF-04	27.32	0.19
25TA-DDG002	Oco	PF-05	27.35	0.13
25TA-DDG002	Oco	PF-06	27.36	0.19
25TA-DDG005	Lpa	PF-07	27.58	0.2
25TA-DDG005	Lpa	PF-08	28.52	0.37
25TA-DDG005	Lpa	PF-09	27.97	0.36
25TA-DDG002	Pa	PF-10	27.72	0.2
25TA-DDG002	Pa	PF-11	27.67	0.15
25TA-DDG006	Pa	PF-12	27.42	0.17
25TA-DDG002	Ldac	PF-13	21.5	4.52
25TA-DDG003	Ldac	PF-14	25.59	0.19
25TA-DDG003	Ldac	PF-15	25.45	0.17
25TA-DDG006	Ldac	PF-16	40.98	0.3
25TA-DDG006	Ldac	PF-17	39.16	0.57
25TA-DDG006	Ldac	PF-18	41.02	0.27
FUENTE: Elaboración propia				

4.8.1.2 Ensayo de compresión uniaxial (UCS)

El ensayo de compresión uniaxial (UCS) se basa en el esfuerzo de compresión axial máximo que puede tolerar una muestra cilíndrica recta de material antes de fracturarse; se conoce también como resistencia a la compresión no confinada de un material porque el esfuerzo de confinamiento es cero (no se aplica); los ensayos fueron realizados según la norma ASTM D7012-C.

En la tabla 18 se muestran los resultados de los ensayos de compresión uniaxial (UCS) realizados en testigos de perforación.

Tabla 18 — Resultados de ensayos de compresión uniaxial (UCS)

Sondaje	Litología	Código de muestra	UCS (Mpa)
25TA-DDG001	Vpa	UCS-01	171.3
25TA-DDG001	Vpa	UCS-02	144
25TA-DDG001	Vpa	UCS-03	66
25TA-DDG003	Vpa	UCS-04	105.7
25TA-DDG003	Vpa	UCS-05	104.3
25TA-DDG003	Vpa	UCS-06	110.5
25TA-DDG003	Vpa	UCS-07	109.7
25TA-DDG003	Vpa	UCS-08	75.4
25TA-DDG001	Oco	UCS-09	147.6
25TA-DDG001	Oco	UCS-10	162.7
25TA-DDG001	Oco	UCS-11	181.9
25TA-DDG001	Oco	UCS-12	128.5
25TA-DDG001	Oco	UCS-13	20.4
25TA-DDG001	Oco	UCS-14	75.8
25TA-DDG002	Oco	UCS-15	107.9
25TA-DDG002	Oco	UCS-16	107.8
25TA-DDG005	Lpa	UCS-17	57.4
25TA-DDG005	Lpa	UCS-18	68.8
25TA-DDG005	Lpa	UCS-19	45.6
25TA-DDG005	Lpa	UCS-20	50
25TA-DDG005	Lpa	UCS-21	27.2
25TA-DDG005	Lpa	UCS-22	25.6
25TA-DDG005	Lpa	UCS-23	36.4
25TA-DDG005	Lpa	UCS-24	62.3
25TA-DDG002	Pa	UCS-25	64
25TA-DDG002	Pa	UCS-26	45.2
25TA-DDG002	Pa	UCS-27	136.3
25TA-DDG006	Pa	UCS-28	195.9
25TA-DDG006	Pa	UCS-29	42.5
25TA-DDG006	Pa	UCS-30	42.2
25TA-DDG004	Ldac	UCS-31	64.9



25TA-DDG004	Ldac	UCS-32	15.1
25TA-DDG002	Ldac	UCS-33	72.8
25TA-DDG002	Ldac	UCS-34	123.3
25TA-DDG004	Ldac	UCS-35	67.7
25TA-DDG003	Ldac	UCS-36	20.6
25TA-DDG004	Ldac	UCS-37	57.1
25TA-DDG004	Ldac	UCS-38	24
25TA-DDG001	PO	UCS-39	60.4
25TA-DDG001	PO	UCS-40	62.9
25TA-DDG001	PO	UCS-41	74.1
25TA-DDG001	PO	UCS-42	36.2
25TA-DDG001	PO	UCS-43	49.5
25TA-DDG001	PO	UCS-44	59.5
25TA-DDG001	PO	UCS-45	64.4
25TA-DDG001	PO	UCS-46	51.5
FUENTE: Elaboración propia			

4.8.1.3 Ensayo de corte directo (CD)

Con la finalidad de determinar los parámetros de resistencia al corte de las discontinuidades se realizaron ensayos de corte directo sobre las discontinuidades con caras paralelas a la dirección de corte, de acuerdo con la norma ASTM D 5607. Los ángulos de fricción básicos obtenidos de este ensayo serán utilizados para definir la resistencia al corte de las discontinuidades de acuerdo con el criterio de rotura de Barton y Choubey (1977), con la finalidad de la evaluación de estabilidad local a nivel de bancos de los taludes. En la tabla 19 se presenta un resumen de los resultados obtenidos de este ensayo.

Tabla 19 — Resultados de ensayos de corte directo (UCS)

Sondaje	Litología	Código de muestra	Cohesión	Angulo de fricción (°)
25TA-DDG002	Vpa	CD-01	0.1	39
25TA-DDG003	Vpa	CD-02	0.1	39.7
25TA-DDG001	Vpa	CD-03	0.1	30.7



25TA-DDG002	Vpa	CD-04	0.1	35.1
25TA-DDG005	Vpa	CD-05	0	31.8
25TA-DDG005	Vpa	CD-06	0.8	32.9
25TA-DDG002	Oco	CD-07	0.3	34.9
25TA-DDG002	Oco	CD-08	0	40.6
25TA-DDG002	Oco	CD-09	0	36.2
25TA-DDG002	Oco	CD-10	0	36.4
25TA-DDG002	Oco	CD-11	0.6	33.1
25TA-DDG002	Oco	CD-12	0	35.4
25TA-DDG005	Lpa	CD-13	0	37.4
25TA-DDG005	Lpa	CD-14	0	40.6
25TA-DDG005	Lpa	CD-15	0.1	33.9
25TA-DDG005	Lpa	CD-16	0	35
25TA-DDG005	Lpa	CD-17	0	33.5
25TA-DDG005	Lpa	CD-18	0	35.2
25TA-DDG001	Pa	CD-19	0	32.9
25TA-DDG006	Pa	CD-20	0	35.1
25TA-DDG006	Pa	CD-21	0.3	30.7
25TA-DDG006	Pa	CD-22	0	32.8
25TA-DDG006	Pa	CD-23	0.1	31.1
25TA-DDG006	Pa	CD-24	0	37.1
25TA-DDG004	Ldac	CD-25	0	35.7
25TA-DDG004	Ldac	CD-26	0	34.3
25TA-DDG001	PO	CD-27	0	36.2
25TA-DDG001	PO	CD-28	0	36.9
25TA-DDG001	PO	CD-29	0	33.6
25TA-DDG001	PO	CD-30	0	34.8
25TA-DDG001	PO	CD-31	0.2	34.5
25TA-DDG001	PO	CD-32	0	38.8
FUENTE: Elaboración propia				

4.8.1.4 Ensayo de compresión triaxial (TX)

Para evaluar las características de resistencia de la roca se llevó a cabo el ensayo de compresión triaxial, a las muestras de testigos de perforación



obtenidos durante las investigaciones de campo. El ensayo de compresión triaxial siguió los procedimientos de la norma ASTM D7012.

Los resultados de los ensayos de compresión triaxial realizados se presentan en la tabla 20.

Tabla 20 — Resultados de los ensayos de compresión triaxial (TX)

Sondaje	Lito.	Código de muestra	Cohesión (MPa)	ϕ de fricción (°)	UCS (Mpa)
25TA-DDG003	Vpa	TX-01	3.5	67.9	35.7
25TA-DDG003	Vpa	TX-02	15.1	44.2	71.5
25TA-DDG001	Vpa	TX-03	34.2	48.7	181.7
25TA-DDG001	Vpa	TX-04	30	45.5	146.4
25TA-DDG001	Vpa	TX-05	33.4	37.8	136.2
25TA-DDG002	Vpa	TX-06	32.8	45.6	160.6
25TA-DDG001	Oco	TX-07	22.7	58.4	160.4
25TA-DDG001	Oco	TX-08	13.7	62.6	112.4
25TA-DDG001	Oco	TX-09	16.7	60.8	128.5
25TA-DDG002	Oco	TX-10	10.4	67.5	105.2
25TA-DDG001	Oco	TX-11	9.2	67.2	91.5
25TA-DDG001	Oco	TX-12	6	66.8	58.6
25TA-DDG005	Lpa	TX-13	4.6	36.2	18
25TA-DDG005	Lpa	TX-14	1.2	25.7	3.7
25TA-DDG005	Lpa	TX-15	0.8	63.9	7.1
25TA-DDG005	Lpa	TX-16	9.2	51.6	52.7
25TA-DDG005	Lpa	TX-17	5	32.5	18.3
25TA-DDG002	Pa	TX-18	8.5	66.7	82.4
25TA-DDG002	Pa	TX-19	15.3	69.1	165.8
25TA-DDG006	Pa	TX-20	21.2	38	87
25TA-DDG006	Pa	TX-21	3.7	43.9	17.3
25TA-DDG002	Ldac	TX-22	5.6	48.8	29.9
25TA-DDG004	Ldac	TX-23	12.4	32.6	45.3
25TA-DDG003	Ldac	TX-24	5.9	41.5	26.1

25TA-DDG001	PO	TX-25	11.8	33.1	43.4
25TA-DDG001	PO	TX-26	10.3	28.3	34.6
25TA-DDG001	PO	TX-27	1.6	38.5	6.5
25TA-DDG001	PO	TX-28	11	48	57.4
25TA-DDG001	PO	TX-29	19	25.8	60.6
FUENTE: Elaboración propia					

4.8.1.5 Ensayo de tracción indirecta (TI)

Consiste en medir la resistencia a la tracción uniaxial de una probeta de roca indirectamente, asumiendo que la rotura se produce por tracción cuando la roca se somete a un estado de esfuerzo biaxial, con un esfuerzo principal traccional y otro compresivo de magnitud no superior a 3 veces el esfuerzo traccional. Se aplica una carga vertical compresiva sobre un disco o cilindro de roca, que se coloca en horizontal entre dos placas a través de las cuales se transmite la fuerza, hasta conseguir su rotura. Se pueden emplear placas planas o esféricas cóncavas para transmitir las cargas, que deberán ser perfectamente paralelas. La carga se aplica con un rango tal que se consiga la rotura de la roca en unos 15 s - 30 s; la ISRM (1981) recomienda un rango de 200 N/s. El valor de la resistencia a la tracción de la matriz rocosa suele variar entre el 5% y el 10% del valor de la resistencia a la compresión simple, aunque para algunas rocas sedimentarias es del 14% al 16% (Duncan, 1999).

Los resultados de los ensayos de tracción indirecta realizados se presentan en la tabla 21, los cuales siguieron el procedimiento sugerido por la norma ASTM D3967.

Tabla 21 — Resultados de los ensayos de tracción indirecta (TI)

Sondaje	Litología	Código de muestra	Tracción indirecta (Mpa)
25TA-DDG001	Vpa	TI-01	16.7
25TA-DDG001	Vpa	TI-02	14.7
25TA-DDG002	Oco	TI-03	13.3
25TA-DDG002	Oco	TI-04	14.4

25TA-DDG002	Pa	TI-05	15.9
25TA-DDG006	Pa	TI-06	13.5
25TA-DDG001	Po	TI-07	9.9
25TA-DDG001	Po	TI-08	10.1
FUENTE: Elaboración propia			

4.8.1.6 Ensayo de propiedades elásticas (PE)

Con la finalidad de determinar los parámetros elásticos de la roca intacta, tales como el módulo de Young (E) y el coeficiente de Poisson (μ), se realizaron ensayos de propiedades elásticas, según la norma ASTM D3148. Los resultados de los ensayos de propiedades elásticas realizados se presentan en la tabla 22.

Tabla 22 — Resultados de los ensayos de propiedades elásticas (PE)

Sondaje	Litología	Código de muestra	Módulo de Young (Gpa)	Coeficiente de Poisson (μ)
25TA-DDG001	Vpa	PE-01	79.5	0.15
25TA-DDG001	Vpa	PE-02	82.8	0.13
25TA-DDG001	Vpa	PE-03	76.9	0.16
25TA-DDG001	Vpa	PE-04	85.1	0.13
25TA-DDG005	Vpa	PE-05	58.3	0.19
25TA-DDG005	Vpa	PE-06	39.3	0.2
25TA-DDG002	Oco	PE-07	33.5	0.3
25TA-DDG001	Oco	PE-08	64.5	0.16
25TA-DDG001	Oco	PE-09	64.6	0.17
25TA-DDG001	Oco	PE-10	61.1	0.19
25TA-DDG001	Oco	PE-11	72.6	0.13
25TA-DDG002	Oco	PE-12	72.3	0.14
25TA-DDG005	Lpa	PE-13	13.2	0.31
25TA-DDG005	Lpa	PE-14	52.8	0.28
25TA-DDG005	Lpa	PE-15	11.2	0.3
25TA-DDG005	Lpa	PE-16	27.8	0.3
25TA-DDG005	Lpa	PE-17	4.4	0.32



25TA-DDG005	Lpa	PE-18	26.1	0.29
25TA-DDG006	Pa	PE-19	16.3	0.29
25TA-DDG002	Pa	PE-20	59.9	0.16
25TA-DDG002	Pa	PE-21	57.2	0.17
25TA-DDG002	Pa	PE-22	47.9	0.25
25TA-DDG003	Ldac	PE-23	48.1	0.26
25TA-DDG004	Ldac	PE-24	27.8	0.28
25TA-DDG002	Ldac	PE-25	8.8	0.31
25TA-DDG004	Ldac	PE-26	27.4	0.27
25TA-DDG001	PO	PE-27	30.8	0.26
25TA-DDG001	PO	PE-28	15.9	0.27
25TA-DDG001	PO	PE-29	28.3	0.28
25TA-DDG001	PO	PE-30	41.8	0.25
25TA-DDG001	PO	PE-31	39.2	0.25
25TA-DDG013	PO	PE-32	51.5	0.24
FUENTE: Elaboración propia				

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Análisis de resultados

5.1.1 Descripción de los taludes y condiciones ambientales en la Mina Shougang Hierro Perú

Esta sección presenta una descripción preliminar de los taludes seleccionados para el análisis, basada en datos de campo y registros operativos de la mina Shougang Hierro Perú (ubicada en la región de Ica, Perú). Se detallan aspectos clave como la ubicación geográfica, condiciones climáticas e hidrogeológicas recientes, y la geometría de los taludes, considerando los sondeos 25TA-DDG001 a 25TA-DDG006. Estos datos sirven como base para la evaluación geomecánica subsiguiente, permitiendo contextualizar la influencia del macizo rocoso en la estabilidad. La información se deriva de mediciones topográficas, monitoreo hidrogeológico y diseños operativos de la mina, con énfasis en variaciones por grupo para identificar zonas de potencial riesgo en operaciones a tajo abierto proyectadas. Para mayor claridad, los datos se presentan en múltiples tablas subdivididas por parámetros específicos.

5.1.2 Ubicación geográfica y coordenadas de los taludes seleccionados

La mina Shougang Hierro Perú se encuentra en el distrito de San Juan de Marcona, provincia de Nazca, región de Ica, a aproximadamente 12°15'S de latitud y 75°08'W de longitud, en un entorno desértico costero con elevaciones entre 500 y 1,200 m s.n.m. Los taludes analizados corresponden a sectores activos del tajo principal, seleccionados por su representatividad. Las coordenadas se proporcionan en el sistema UTM Zona 18 Sur (datum WGS84), incluyendo puntos de referencia para sondeos y bordes de talud, junto con azimuth e inclinación de las perforaciones diamantinas asociadas. Esto facilita la integración con modelados GIS para mapear riesgos espaciales.

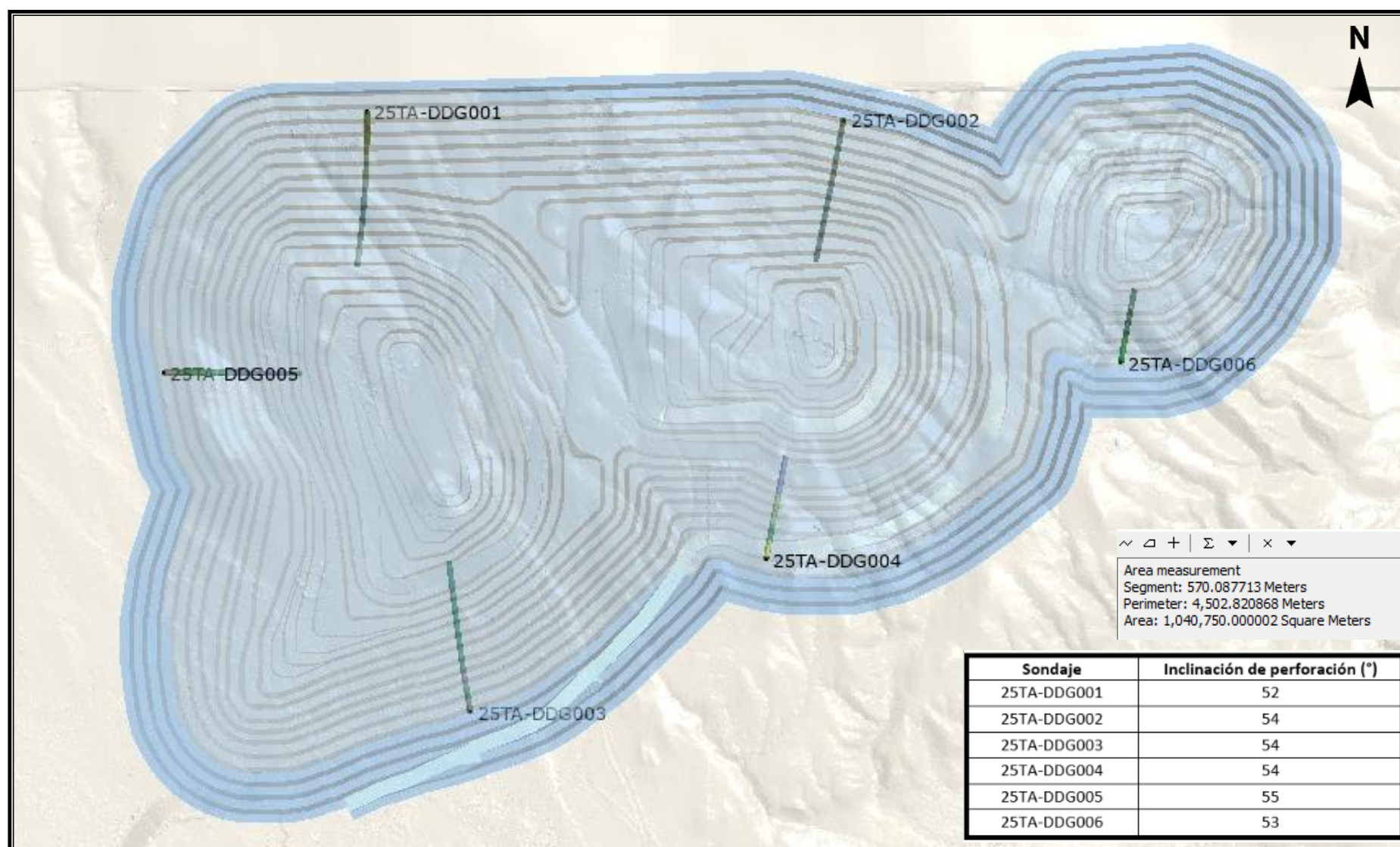


Tabla 23 — Coordenadas este-oeste (X) y norte-sur (Y) de los sondeos diamantinos

Sondaje	X (Este, m)	Y (Norte, m)
25TA-DDG001	493229.972	8322599.549
25TA-DDG002	494045.624	8322585.116
25TA-DDG003	493406.937	8321567.728
25TA-DDG004	493913.274	8321829.763
25TA-DDG005	492881.839	8322149.89
25TA-DDG006	494520.443	8322167.402
FUENTE: Elaboración propia		

Tabla 24 — Elevaciones (Z) y formato UTM completo por sondeos diamantinos

Sondajes	Z (elevación, m s.n.m.)	Coordenadas UTM
25TA-DDG001	806.887	UTM 18S, E: 493229.972, N: 8322599.549, Zona: Ica 18S
25TA-DDG002	768.064	UTM 18S, E: 494045.624, N: 8322585.116, Zona: Ica 18S
25TA-DDG003	747.016	UTM 18S, E: 493406.937, N: 8321567.728, Zona: Ica 18S
25TA-DDG004	771.009	UTM 18S, E: 493913.274, N: 8321829.763, Zona: Ica 18S
25TA-DDG005	780.145	UTM 18S, E: 492881.839, N: 8322149.89, Zona: Ica 18S
25TA-DDG006	750.451	UTM 18 Sur, E: 494520.443, N: 8322167.402, Zona: Ica 18S
FUENTE: Elaboración propia		



FUENTE: Elaboración propia

Figura 11 — Plano de ubicación de los sondeos estudiados, software ArcGis.

Tabla 25 — Orientaciones (azimut e inclinación) de los taludes por área estudiada

Sondaje	Azimut de talud (°)	Inclinación de perforación (°)
25TA-DDG001	183	52
25TA-DDG002	191	54
25TA-DDG003	352	54
25TA-DDG004	11	54
25TA-DDG005	90	55
25TA-DDG006	10	53
FUENTE: Elaboración propia		

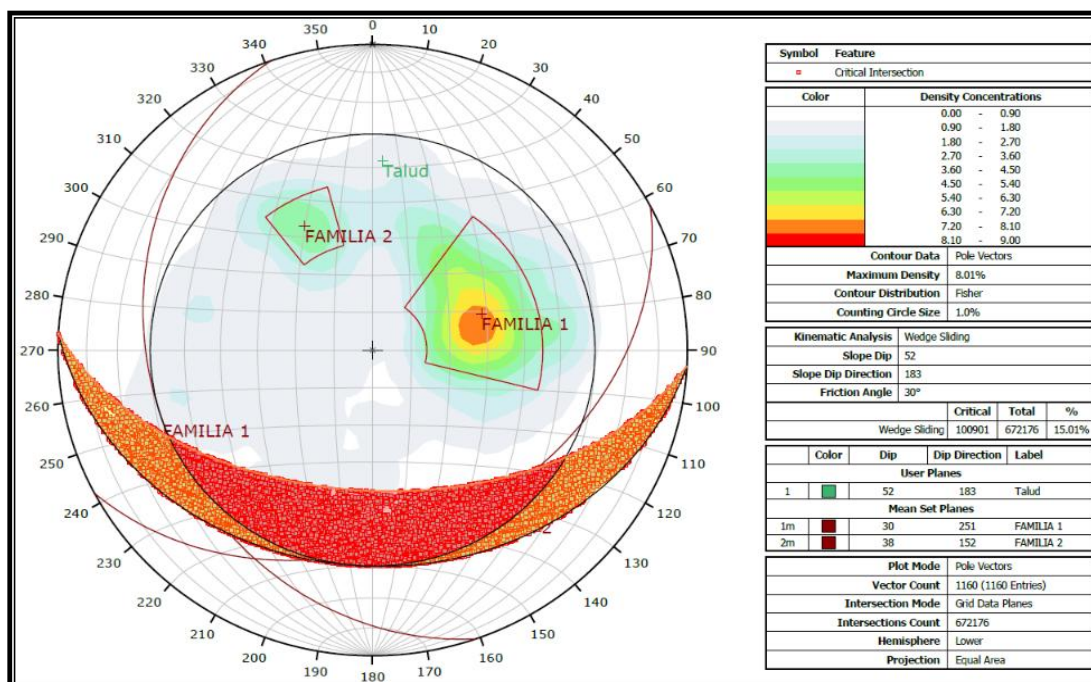
Las coordenadas revelan que los taludes de 25TADD-G001 y 25TA-DDG002 se ubican en sectores elevados al oeste del tajo principal (alrededor de 800 m.s.n.m.), orientados hacia el oeste para minimizar exposición a vientos costeros, mientras que 25TA-DDG003 y 25TA-DDG004 están en zonas centrales más bajas (756 m.s.n.m.) con orientación norte, y 25TA-DDG005 y 25TA-DDG006 al este en elevaciones intermedias. Esta distribución espacial en UTM 18S facilita el análisis de variabilidad litológica y estructural. La proximidad entre grupos (distancias <1 km) permite correlaciones directas en modelados de estabilidad.

5.1.3 Calidad geomecánica del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina en operaciones a tajo abierto

Este análisis, realizado con base en mediciones de RQD (Rock Quality Designation), frecuencia de fracturas, tipos de estructuras, rugosidad, grado de intemperismo y clasificación RMR (Rock Mass Rating), permite predecir riesgos de colapso y optimizar medidas de soporte, drenaje y monitoreo. En el contexto de las operaciones, este estudio integra datos de grupos geológicos para proponer recomendaciones prácticas que minimicen interrupciones y aseguren la sostenibilidad del yacimiento.

Procedimiento de análisis cinemático y obtención de factor de seguridad.

• 25TADDG001: Dips



FUENTE: Elaboración propia

Figura 12 — Estereograma (rotura en cuña) e Infoviewer Dips del sondaje 25TADDG001

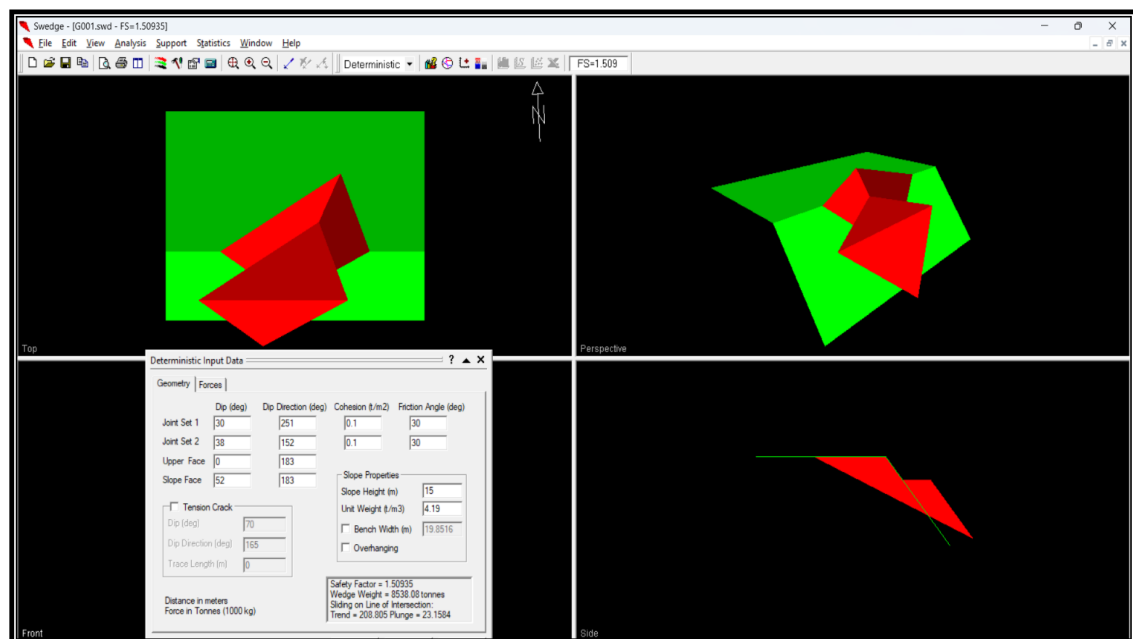
El estereograma muestra una clara predominancia estructural con dos familias de juntas bien definidas la familia 1 es la de mayor densidad estadística (color naranja/rojo en el contorno), con un plano medio de 30°/251°, esto representa la estructura dominante en este tramo del sondaje. La familia 2 es una familia secundaria con una orientación media de 38°/152°.

La concentración de polos es estrecha, lo que indica que las juntas son persistentes y mantienen una orientación bastante uniforme, factor que facilita la formación de bloques definidos. El talud ha sido analizado con un buzamiento de 52° hacia el Sur (Dip Direction 183°) y un ángulo de fricción de 30°.

Para la falla planar, de todos los vectores (polos) medidos, solo el 6.47% son críticos. Es un riesgo bajo. El riesgo principal aquí no es planar, sino la rotura por cuña formada por el cruce de la familia 1 y la familia 2 (con un 12.11% de probabilidad geométrica). El área sombreada en rojo representa la región de inestabilidad cinemática. Cualquier intersección de planos que caiga dentro de este arco tiene el potencial geométrico de deslizarse.

El análisis cinemático de cuña para el sondaje 1 revela un riesgo, originado principalmente por la intersección de las familias 1 y 2. Dado que la orientación del talud (183°) es casi paralela a la dirección de caída de la intersección de estas familias, se identifica un mecanismo de falla potencial que debe ser validado mediante un análisis de factor de seguridad en Swedge para confirmar si la cohesión de la roca compensa esta configuración geométrica.

- 25TADDG001: Swedge



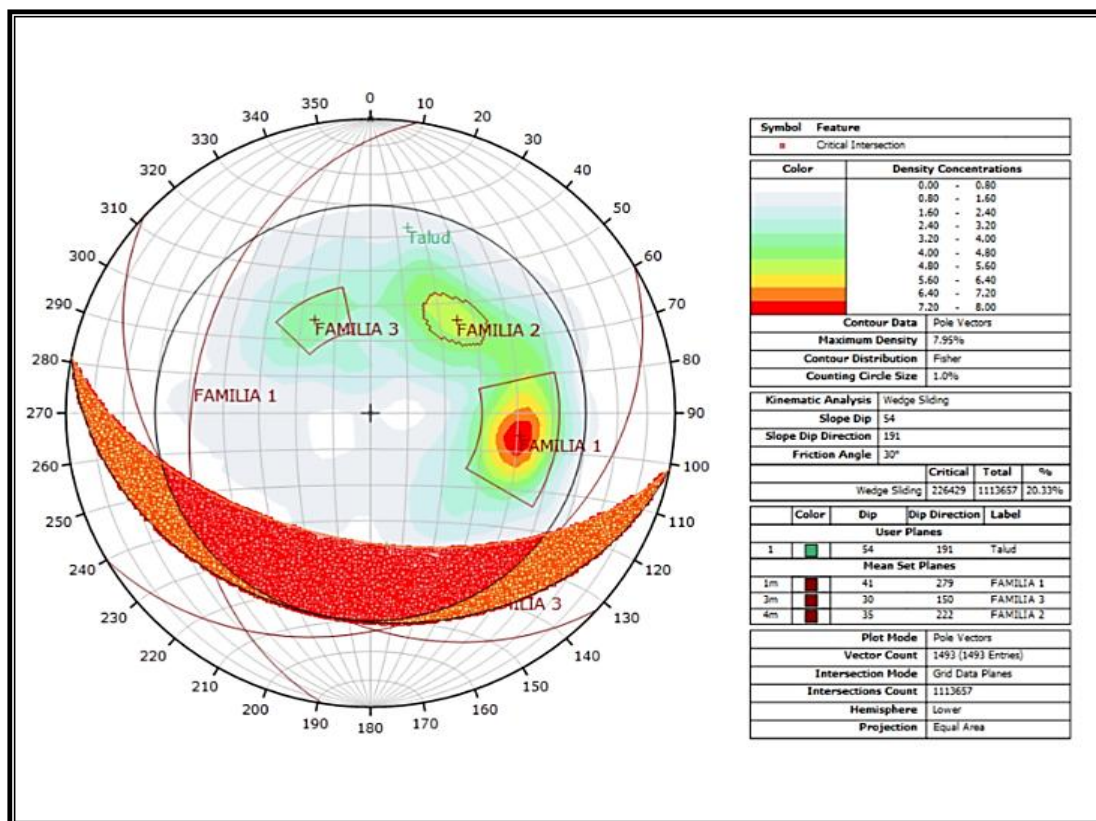
FUENTE: Elaboración propia

Figura 13 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TADDG001 en el software Swedge

$$FS = 1.51$$

La intersección crítica de la familia 1 y la familia 2 genera bloques cinemáticamente posibles, pero mecánicamente estables bajo su propio peso. No se necesita instalar ningún tipo de soporte artificial (ni pernos, ni cables, ni mallas estructurales) para contener esta cuña en condiciones estáticas. El talud es autosoportante.

• 25TADDG002: Dips



FUENTE: Elaboración propia

Figura 14 — Estereograma (rotura en cuña) e Infoviewer Dips del sondaje 25TADDG002

La familia 1 presenta una orientación media de $41^{\circ}/279^{\circ}$. Es la familia con mayor densidad (color rojo intenso), lo que indica una presencia masiva en este tramo. La dispersión de los polos es mayor en las familias 2 y 3, lo que sugiere juntas con superficies más irregulares o una mayor variación en su orientación local.

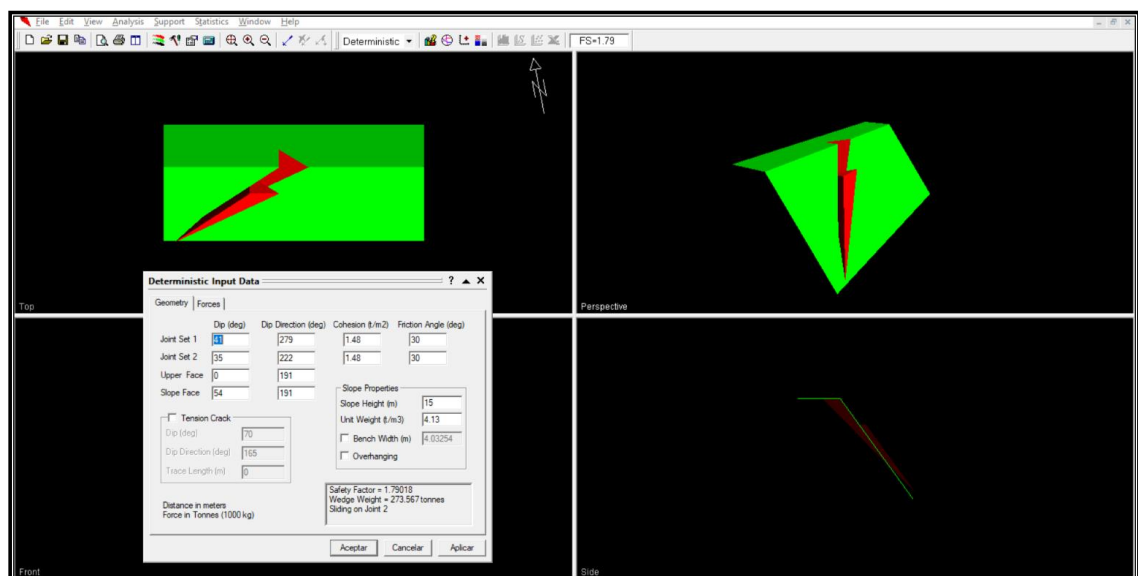
La región roja representa la ventana de inestabilidad cinemática. Se observa que la dirección del talud está muy alineada con el centro de esta zona, lo que maximiza la exposición a fallas estructurales.

Al observar la sección de Planar Sliding, vemos que el riesgo real es bajísimo. Solo el 7.59% de la familia 2 tiene potencial de caer. Esto significa que la cara del talud a 191° es una orientación favorable que "encierra" a los bloques.

El verdadero problema de este sondaje está en la tabla de Wedge Sliding.

El análisis del sondaje 2 muestra un incremento en la susceptibilidad a rotura por cuña, alcanzando un 20.33%. Este riesgo está gobernado por la intersección de las familias 1 y 2, cuya línea de caída se encuentra dentro de la zona de falla cinemática. A diferencia del sondaje 1, la presencia de tres familias genera una red de bloques más compleja. Se realizará un análisis detallado en Swedge priorizando el enfrentamiento F1 vs F2 para determinar si el factor de seguridad cumple con los requisitos mínimos de estabilidad.

- 25TA-DDG002: Swedge



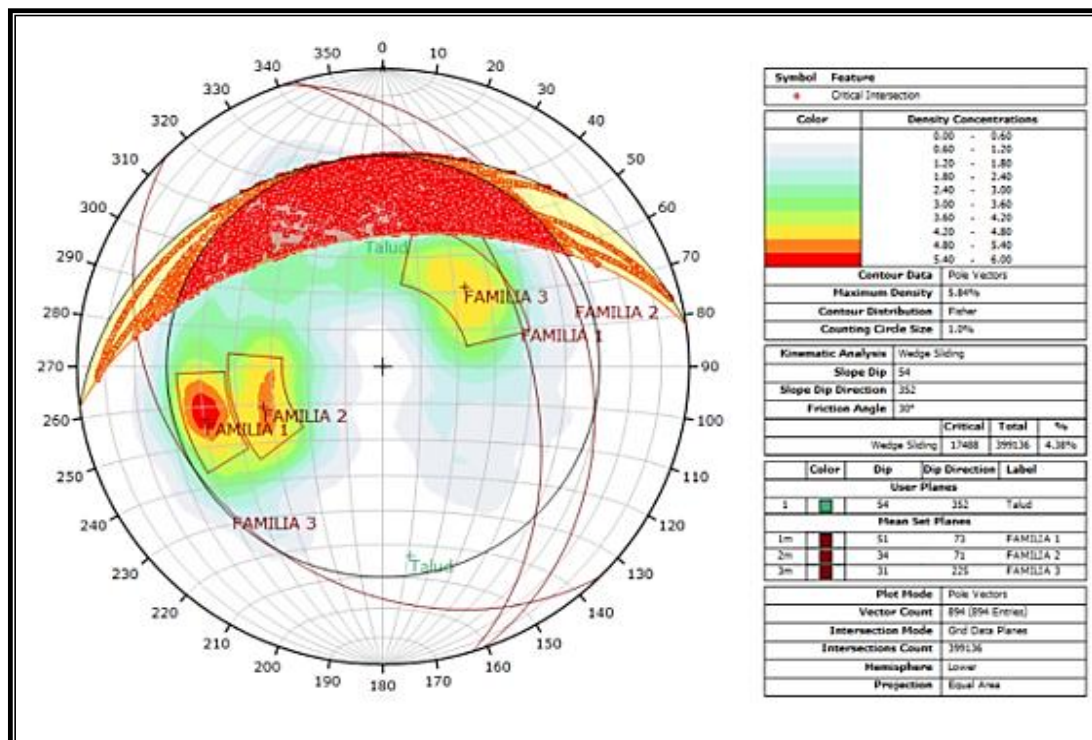
FUENTE: Elaboración propia

Figura 15 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TA-DDG002 en el software Swedge

$$FS = 1.79$$

La cuña roja es sumamente delgada, alargada y superficial. Al ser tan delgada, el volumen y el peso de la cuña son bajísimos. La fuerza motora (gravedad) que intenta tirarla hacia abajo es mínima. Si bien existen intersecciones cinemáticamente posibles, la geometría resultante conforma cuñas planares delgadas de bajo volumen. El factor de seguridad estático es de 1.79, garantizando la estabilidad global del banco sin requerir soporte estructural profundo.

- 25TA-DDG003: Dips



FUENTE: Elaboración propia

Figura 16 — Estereograma (rotura en cuña) e Infoviewer Dips del sondaje 25TADDG003

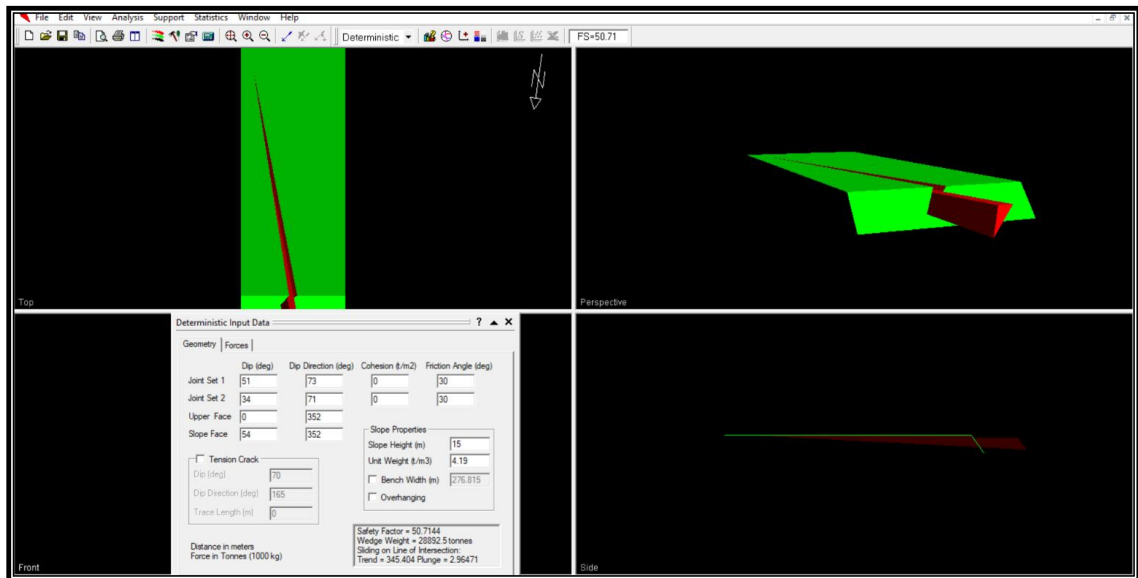
Las tres familias presentan concentraciones muy puntuales y "limpias", lo que sugiere que las discontinuidades en este tramo son muy sistemáticas y presentan poca variabilidad en sus orientaciones. La ventana de inestabilidad (región roja) está centrada en la dirección del talud. Sin embargo, la disposición de las familias en este sondaje hace que menos intersecciones caigan dentro de esta área de peligro.

El riesgo de rotura planar es prácticamente nulo, solo un 0.89% de riesgo con límites, e incluso sin límites (ignorando hacia dónde apunta el talud) el riesgo global es de apenas un 4.36%.

Esto significa que ninguna de las familias principales tiene el buzamiento y la dirección correctos para resbalar hacia la cara del talud. Están buzando hacia adentro del cerro (lo cual es ultra estable) o son demasiado planas para vencer la fricción de 30°.

Al igual que en casos anteriores, la intersección crítica ocurre entre la familia 1 y la familia 2. A diferencia del sondeaje 2, aquí la cuña caería deslizando por la "V" central. La probabilidad de que esto ocurra es baja: 10.21%.

- 25TA-DDG003: Swedge



FUENTE: Elaboración propia

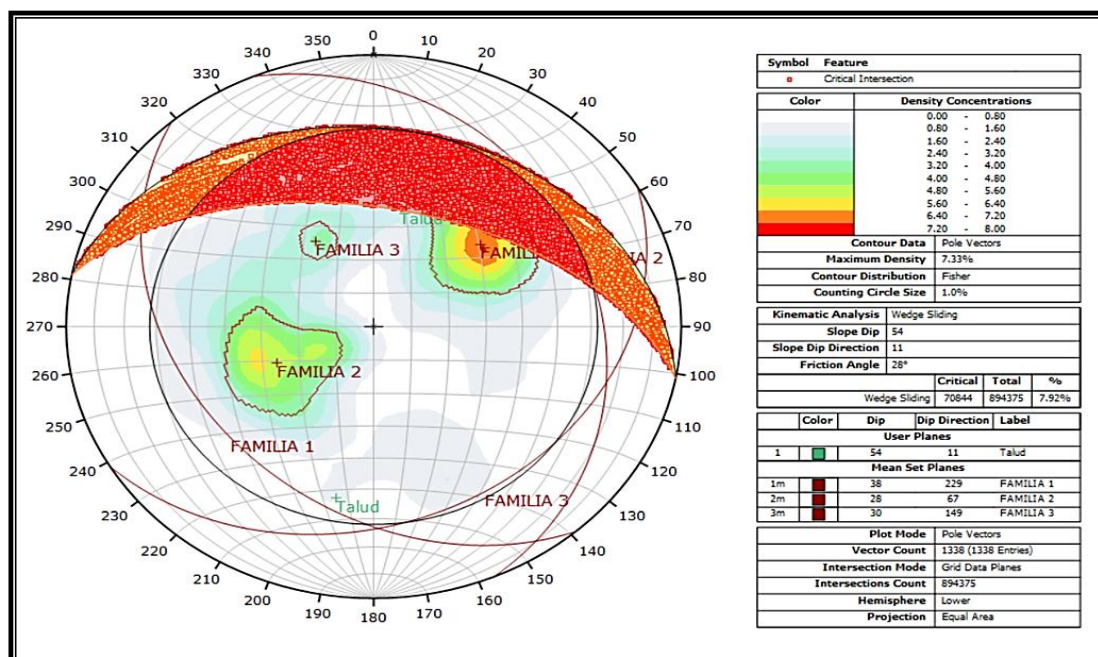
Figura 17 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondeaje 25TA-DDG003 en el software Swedge

$$FS = 50.71$$

Al observar las cuatro vistas 3D de la imagen. No hay una "cuña" profunda ni masiva. Lo que el software ha encontrado es una laja o astilla sumamente larga y superficial que apenas corta la cresta del talud. La cara norte (352°) del talud simplemente no permite geométricamente que las familias 1 y 2 formen bloques peligrosos. Solo permite descamaciones superficiales.

En conclusión, esta imagen es la prueba definitiva de que este sector no es un problema. El modelamiento determinístico tridimensional confirma la evaluación cinemática preliminar: la orientación del talud en el sondeaje 3 (352°) presenta una condición estructural altamente favorable. Las intersecciones críticas limitan su formación a cuñas laminares superficiales de volumen y peso insignificantes. Esto genera un factor de seguridad estático de >50, catalogando al sector como autosoportante y exento de requerimientos de sostenimiento profundo.

- 25TA-DDG004: Dips



FUENTE: Elaboración propia

Figura 18 — Estereograma (rotura en cuña) e Infoviewer Dips del sondaje 25TADDG004

El macizo rocoso en este sector muestra tres familias de juntas, pero con una distribución espacial muy particular: La familia 1 y familia 2 actúan casi como un sistema conjugado, con orientaciones de $38^\circ/229^\circ$ y $28^\circ/67^\circ$ respectivamente. Presentan las mayores densidades (colores naranja/amarillo). La familia 3 es una familia secundaria con orientación media de $30^\circ/149^\circ$. La dispersión de los polos es baja, lo que indica que el fracturamiento es sistemático. Lo más relevante es que los centros de concentración están alejados de la zona de buzamiento del talud. El talud está configurado con un buzamiento de 54° y una dirección de buzamiento de 11° (orientado casi al norte). La "crescente" roja (ventana de inestabilidad) se ubica en la parte superior del estereograma. Al estar el talud orientado hacia el norte, la mayoría de las juntas del macizo (que buzaban hacia el sur y suroeste) quedan automáticamente en una posición estable de "contrapendiente".

La rotura planar presenta solo un 2.62% de riesgo general. Es un valor despreciable para fines prácticos. La tabla "No Limits" muestra que la familia 2 tiene un 34.02% de vectores que podrían fallar. Sin embargo, estos planos están

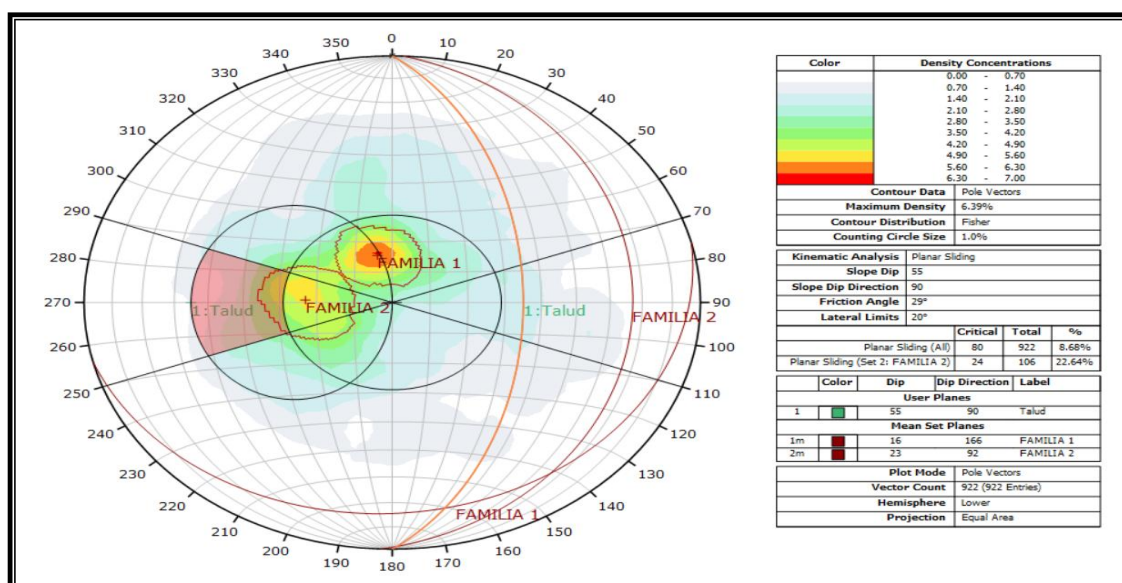
inclinados hacia otra dirección y no afloran en la pared norte (11°). Están completamente atrapados dentro del macizo rocoso.

En la evaluación de inestabilidad de rotura por cuña el riesgo es muy bajo, de apenas 7.92%. La gran mayoría de las intersecciones de planos caen fuera de la zona roja. Los puntos rojos que se observan son marginales y corresponden a variaciones estadísticas menores de las juntas.

Geométricamente, las cuñas que se forman entre F1, F2 y F3 "apuntan" hacia el interior del cerro o tienen buzamientos tan bajos que la fricción de 28° es suficiente para mantenerlas estáticas. Este es un sector de riesgo bajo. La probabilidad de que ocurra una falla por cuña de gran escala es mínima bajo esta configuración geométrica.

Este caso destaca por su alta estabilidad estructural frente a mecanismos de rotura por cuña, esta condición favorable se debe a que la dirección de buzamiento del talud (11°) es opuesta a la dirección predominante de las discontinuidades principales. Bajo estas condiciones, el macizo rocoso presenta un comportamiento autosoportante respecto a cuñas, permitiendo una operación segura con controles geotécnicos de rutina.

- 25TA-DDG005: Dips, análisis cinemático rotura planar.



FUENTE: Elaboración propia

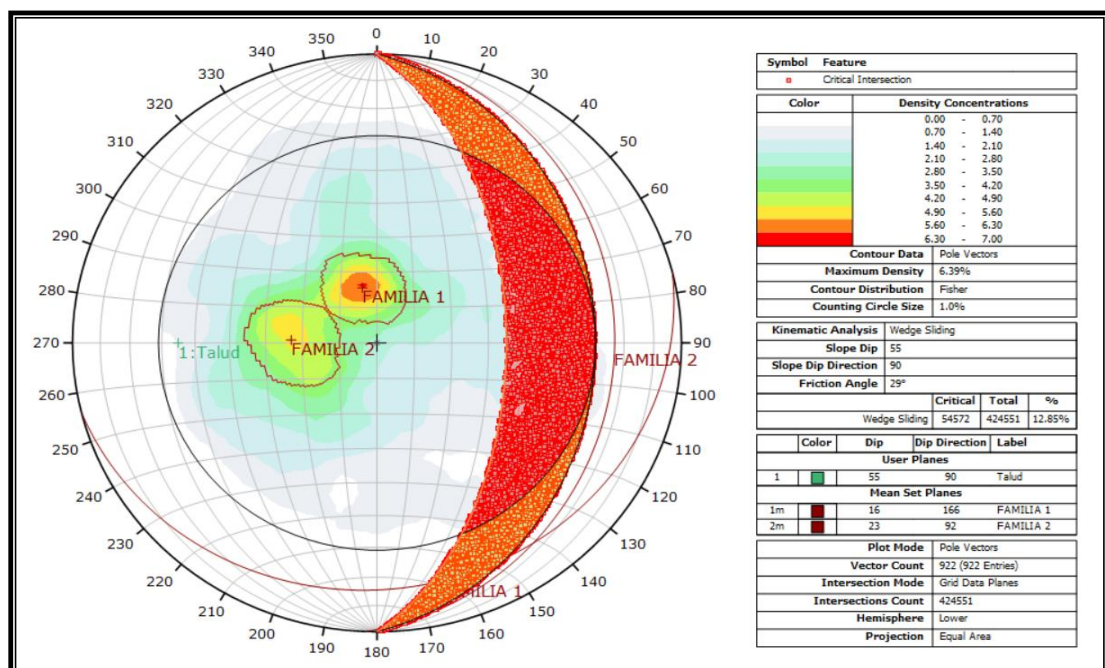
Figura 19 — Estereograma (rotura planar) del sondaje 25TADDG005

El diagrama muestra dos concentraciones principales de discontinuidades: la familia 1 con orientación media de $16^\circ/166^\circ$ es la familia con mayor densidad (color rojo), pero debido a su bajo ángulo de buzamiento (16°), es intrínsecamente estable frente a deslizamientos planares; y la familia 2 con orientación media de $23^\circ/92^\circ$, esta familia es la que presenta la mayor relevancia para la estabilidad del talud actual.

El macizo presenta un buzamiento relativamente suave. La familia 2 está casi perfectamente alineada con la dirección del talud (92° vs 90°), lo que facilita el mecanismo de falla si se superan los parámetros de fricción.

La zona de peligro es la región comprendida entre el círculo de fricción y el plano del talud, limitada lateralmente por los 20° de cada lado. El análisis cinemático planar identifica a la familia 2 como la única estructura con potencial de inestabilidad, reportando un riesgo del 22.64%. Aunque el buzamiento medio de esta familia (23°) es inferior al ángulo de fricción interna (29°), la variabilidad de la orientación permite que una fracción de los planos sea cinemáticamente inestable.

- 25TA-DDG005: Análisis cinemático rotura en cuña.



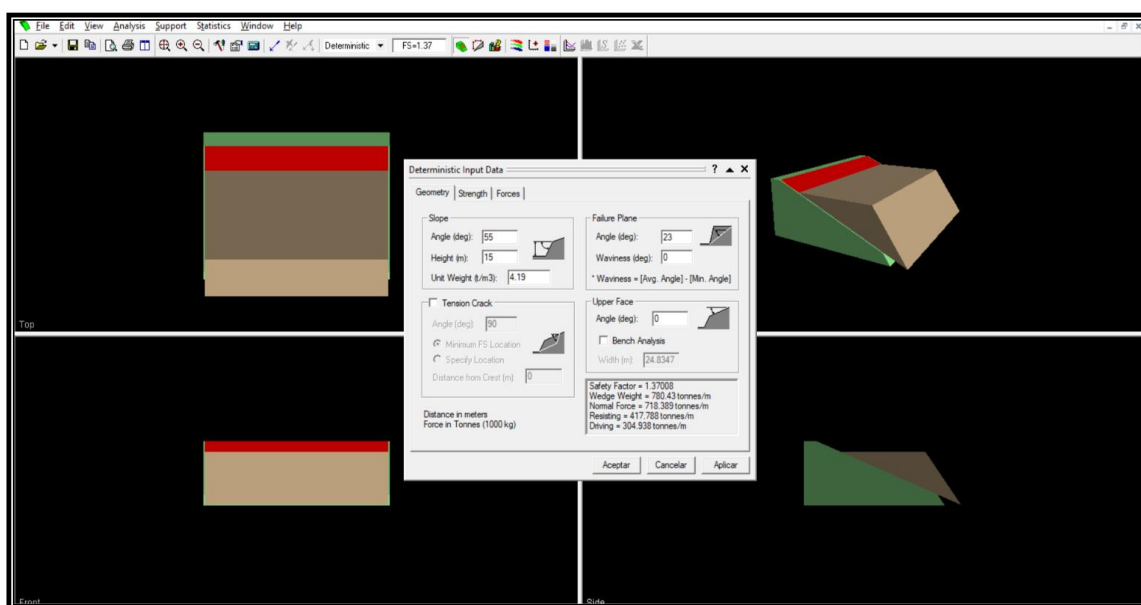
FUENTE: Elaboración propia

Figura 20 — Estereograma (rotura en cuña) del sondaje 25TADDG005

El área sombreada representa la ventana donde las intersecciones de planos son cinemáticamente inestables. Nótese que la dirección del talud está perfectamente alineada con la familia 2.

La evaluación de inestabilidad por cuña (Wedge Sliding) nos da como resultado un riesgo de 13.25%. Las intersecciones críticas (puntos rojos) se concentran principalmente en la interacción de la familia 1 con la familia 2. La mayoría de los casos críticos ocurren bajo la condición Critical 2 (Sliding on One Plane). Esto indica que la cuña no desliza por su eje central, sino que el bloque se desplaza lateralmente sobre el plano de la familia 2, que es el que está más cerca de la dirección de excavación. Dado que la fricción (29°) es superior al buzamiento promedio de las juntas (16° y 23°), la inestabilidad solo ocurre en aquellos planos que, por variabilidad estadística, presentan inclinaciones superiores al promedio.

- 25TADDG005: RocPlane



FUENTE: Elaboración propia

Figura 21 — Cálculo de factor de seguridad (rotura planar) del sondaje 25TADDG005 en el software RocPlane

$$FS = 1.37$$

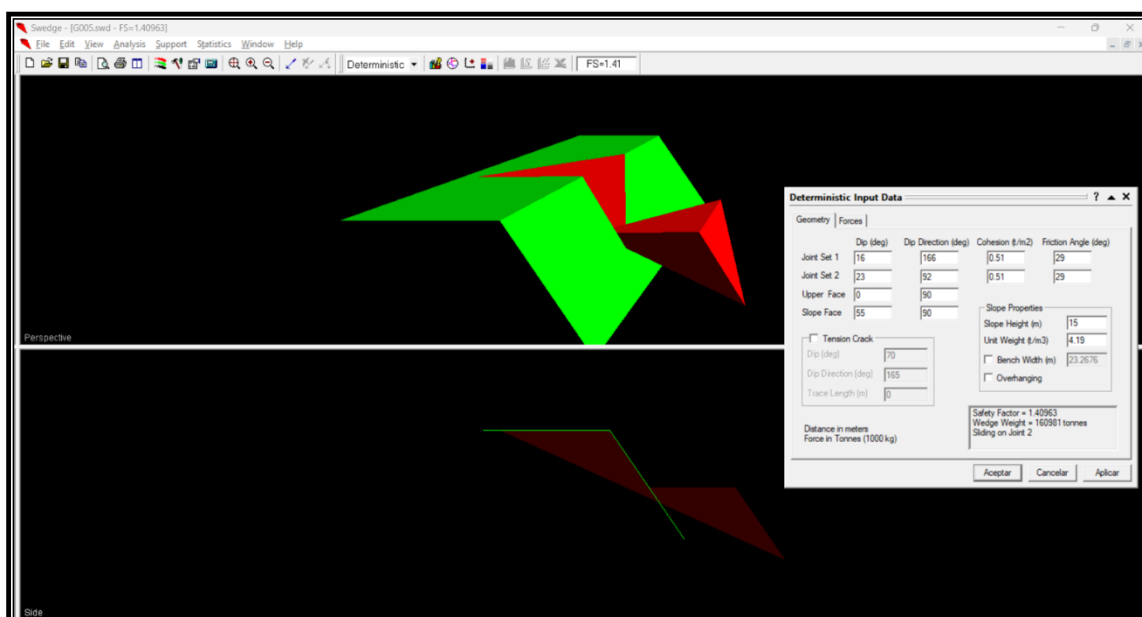
Este valor es positivo, ya que supera el estándar mínimo de seguridad operativa de 1.3. Aunque el ángulo de fricción para este sondaje es de 29° (según el InfoViewer DIPS), la geometría del talud a 55° es mucho más conservadora que

los 71° que vimos anteriormente. Esto permite que el plano de la familia 2 tenga un soporte adecuado y logre un factor de seguridad confiable.

En el Dips, esta familia tenía un riesgo del 22.64%. El resultado de 1.37 confirma que, aunque existe una probabilidad geométrica de falla, la resistencia de la roca (fricción y cohesión) es suficiente para mantener el bloque en su lugar bajo condiciones estáticas.

Este sector se puede calificar como seguro para operaciones. Al estar por encima de 1.3, no requiere medidas de sostenimiento críticas inmediatas, aunque siempre es recomendable mantener el drenaje libre para evitar que presiones de agua reduzcan ese margen de seguridad.

- 25TA-DDG005: Swedge



FUENTE: Elaboración propia

Figura 22 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TA-DDG005 en el software Swedge

$$FS = 1.41$$

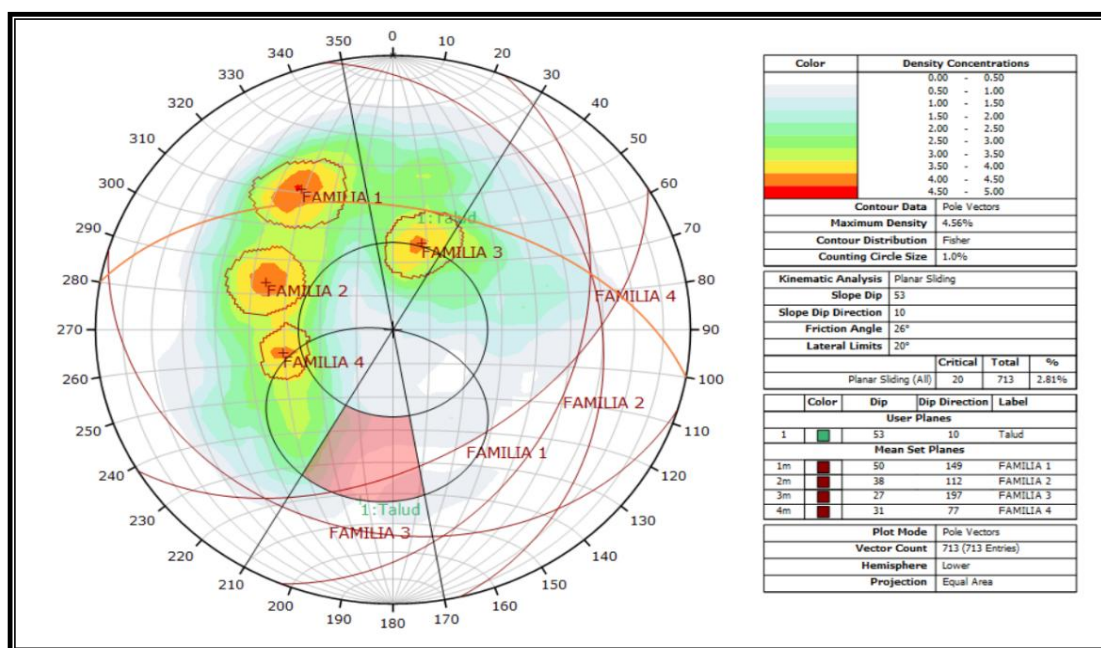
A pesar de que las cuñas suelen ser más inestables, en este caso el confinamiento de la familia 1 vs familia 2 ayuda a elevar ligeramente el factor de seguridad por encima del análisis planar.

Este sector se clasifica como geotécnicamente estable para la geometría de diseño propuesta ($55^\circ/90^\circ$). Los factores de seguridad obtenidos (FS Planar = 1.37 y FS Cuña = 1.41) cumplen satisfactoriamente con los criterios de aceptación para bancos operativos. No se identifican riesgos críticos de colapso inminente, recomendándose únicamente el mantenimiento de bermas limpias y el control estándar de drenaje superficial.

El factor de seguridad es técnicamente aceptable ya que supera el 1.3 reglamentario. Sin embargo, al estar por debajo de 1.5, es recomendable que este sector tenga un monitoreo visual más frecuente durante la excavación para asegurar que la persistencia de las grietas no sea mayor a la modelada.

Para mantener la estabilidad con esos factores de seguridad, el objetivo es evitar que factores externos degraden la resistencia de la roca y reduzcan ese margen del 37%.

- 25TA-DDG006: Dips, análisis cinemático rotura planar



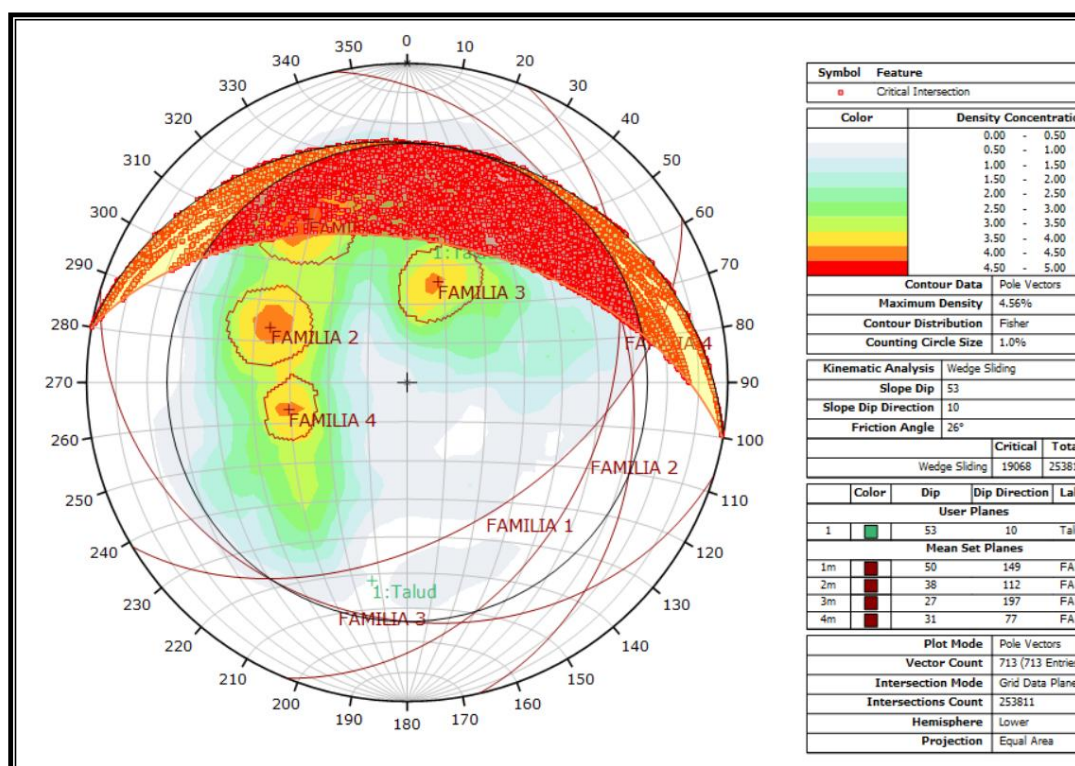
FUENTE: Elaboración propia

Figura 23 — Estereograma (rotura planar) del sondaje 25TADDG006

La región roja sombreada en el estereograma representa el área de inestabilidad planar. Para que un plano falle, su polo debe caer dentro de esta zona. Se observa

que todos los centros de concentración (los puntos rojos de las familias) están ubicados fuera de la zona de falla. El polo de la familia 4 es el que se encuentra más cerca, pero su dirección de buzamiento (77°) se desvía lo suficiente de la del talud (10°) como para quedar fuera de los límites laterales de seguridad. Solo un 2.81% de los datos medidos presentan riesgo cinemático. Un porcentaje menor al 5% se considera riesgo despreciable. Esto significa que, desde un punto de vista estrictamente geométrico, el talud es muy estable frente a deslizamientos de grandes bloques planares.

- 25TA-DDG006: Análisis cinemático rotura en cuña.



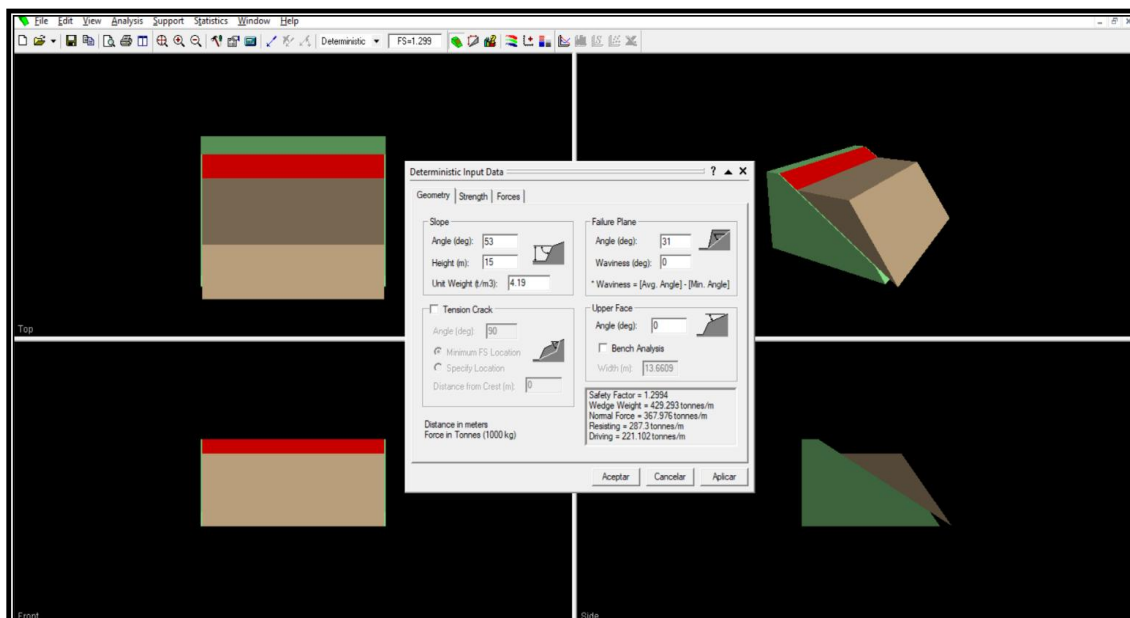
FUENTE: Elaboración propia

Figura 24 — Estereograma (rotura en cuña) del sondaje 25TADDG006

El riesgo total de falla por cuña es de 7.51%. Este porcentaje se considera bajo. La "ventana" de inestabilidad (región roja superior) está densamente poblada de posibles intersecciones teóricas, pero las familias reales (los polos de color naranja) están ubicadas de tal forma que sus cruces caen mayormente fuera de esta zona de peligro. El riesgo detectado proviene principalmente de la combinación familia 2 vs familia 4. Debido a que ambas tienen buzamientos bajos (38 y 31), sus

intersecciones son "planas" y el ángulo de fricción de 26° suele ser suficiente para mantenerlas estables en la mayoría de los casos.

- 25TA-DDG006: RocPlane



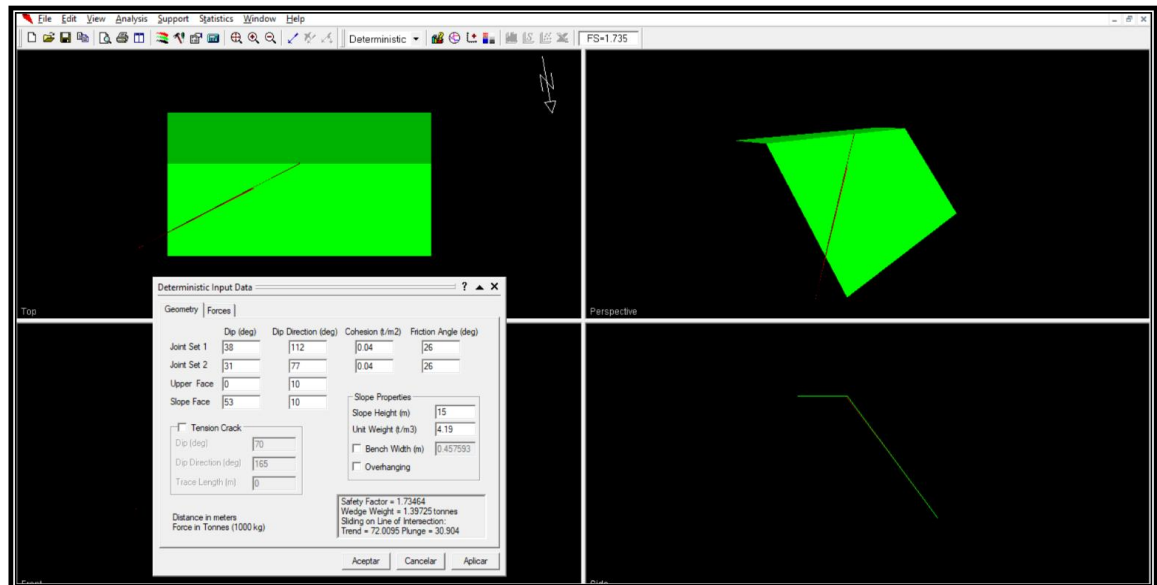
FUENTE: Elaboración propia

Figura 25 — Cálculo de factor de seguridad (rotura planar) del sondaje 25TA-DDG006 en el software Rocplane

FS = 1.299 (Estabilidad al límite)

Se clasifica como geotécnicamente estable bajo la configuración de diseño corregida ($53^\circ/10^\circ$). El factor de seguridad planar obtenido de 1.299 valida la optimización del ángulo del talud, situándose en el límite exacto del criterio de aceptación operativa de 1.30. Dado que se está justo en el 1.3, no se necesita rediseñar ni gastar en sostenimiento pesado (pernos), pero sí debes ser impecable en la ejecución: se recomienda un protocolo de monitoreo activo y la aplicación de técnicas de voladura controlada. Estas medidas buscan mitigar el riesgo de pérdida de cohesión estructural y asegurar que los parámetros de laboratorio se mantengan vigentes durante la vida útil de la excavación.

- 25TA-DDG006: Swedge



FUENTE: Elaboración propia

Figura 26 — Cálculo de factor de seguridad (rotura en cuña) del sondaje 25TA-DDG006 en el software Swedge

$$FS = 1.73$$

El macizo es mucho más estable cuando las familias interactúan entre sí (formando cuñas) que cuando una familia actúa sola. Esto sucede porque la geometría de la cuña genera un "efecto candado" o mayor fricción lateral que impide el movimiento. Sin embargo, la familia 4 por sí sola sigue siendo el plano de debilidad que gobierna el diseño. La robustez del diseño se ve reforzada por un factor de seguridad en cuña de 1.73, lo que indica que no existen riesgos de fallas profundas o masivas.

5.1.4 Relación entre parámetros geomecánicos y ángulos de talud en operaciones a tajo abierto

Este análisis explora la correlación entre parámetros geomecánicos clave, como el RQD, el número de fracturas, tipos de estructura, rugosidad e intemperismo, y los ángulos de talud para garantizar la estabilidad en la mina Shougang Hierro Perú. Basado en datos de perforación diamantina de grupos geológicos, se evalúa cómo estos factores determinan ángulos óptimos, considerando estándares como RMR y análisis cinemático, para minimizar riesgos de colapso y optimizar diseños de talud.

Tabla 26 — Relación entre RQD y ángulo de talud recomendado por grupo geológico

Sector de talud	RQD promedio (%)	Ángulo recomendado máximo (°)	Factor de seguridad asociado
1	54	52	1.51
2	64	54	1.79
3	65	54	50.71
4	69	54	-
5	54	55	1.41
6	62	53	1.73
FUENTE: Elaboración propia			

Un RQD más alto correlaciona con ángulos de talud mayores (hasta 54°), indicando mayor estabilidad para excavaciones profundas en la mina Shougang Hierro Perú, mientras que valores bajos se correlacionan con ángulos a 55°. Es aquí donde entra a tallar los valores a detalle (ensayos) de parámetros físicos del macizo rocoso.

Tabla 27 — Influencia del número de fracturas por 0.5m en ángulos de talud seguros

Sector de talud	Número promedio de fracturas	Ángulo seguro máximo (°)	Riesgo de inestabilidad
1	4	52	Bajo
2	4	54	Bajo
3	3	54	Bajo
4	3	54	Bajo
5	7	55	Medio-Bajo
6	4	53	Alto
FUENTE: Elaboración propia			

La correlación inversa muestra que un mayor número de fracturas eleva riesgos en taludes; y números bajos permiten la optimización de estabilidad en Shougang con menor necesidad de refuerzos.

Tabla 28 — Relación RMR vs. ángulo de talud y factor de seguridad

Sector de talud	RMR	Ángulo de talud (°)	Factor de seguridad
1	50	52	1.51
2	48	54	1.79
3	49	54	50.71
4	47	54	-
5	41	55	1.41
6	44	53	1.73
FUENTE: Elaboración propia			

Existe una correlación directa entre la calidad de la roca y la estabilidad: a medida que el RMR disminuye y el ángulo de talud aumenta (Sector 5), el factor de seguridad tiende a bajar. Sin embargo, todos los sectores con datos válidos (exceptuando la anomalía del Sector 3) se encuentran dentro de los parámetros de estabilidad operativa segura, superando el umbral de 1.20 - 1.30.

5.1.5 Criterios de diseño para optimizar la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto

El diseño de taludes en minería a tajo abierto requiere criterios específicos basados en evaluaciones geomecánicas como RMR (41-50) y RQD (54-69), considerando factores como fracturas, rugosidad, intemperismo para mitigar riesgos de colapso. En la mina Shougang Hierro Perú, estos criterios optimizan la estabilidad mediante ángulos variables (52°-55°), soportes estructurales y monitoreo continuo, asegurando operaciones seguras y eficientes, con énfasis en modelado numérico y cumplimiento normativo.

5.1.6 Impacto de la caracterización del macizo rocoso en la predicción de factores de seguridad de los taludes

La caracterización del macizo rocoso mediante parámetros como RQD, RMR, frecuencia de fracturas, rugosidad e intemperismo es esencial para predecir factores de seguridad (FS) en taludes, permitiendo anticipar riesgos de colapso y optimizar diseños en la mina Shougang Hierro Perú.

Tabla 29 — Comparación de factores de seguridad influenciado por la caracterización del macizo rocoso

Sector de talud	FS (sin caracterización MR)		FS (con caracterización MR)	
	Planar	Cuña	Planar	Cuña
1	-	1.48	-	1.51
2	-	0.83	-	1.79
3	-	-	-	50.71
4	-	-	-	-
5	1.30	1.30	1.37	1.41
6	1.00	1.10	1.30	1.73
FUENTE: Elaboración propia				

Tabla 30 — Correlación entre RQD/RMR y factores de seguridad predichos

Parámetro (RQD/RMR promedio)	Valor en todos los sectores (%)	FS predicho	Mejora en predicción con caracterización (%)
Alto (>60/50-60)	66/50	0.83-1.10	+56
Medio (40-60/40-50)	34/50	1.30-1.48	+9
Bajo (<40/<40)	-	-	-
FUENTE: Elaboración propia			

Una caracterización precisa del RQD y RMR eleva la predicción de FS, reduciendo incertidumbres hasta en un 56% mediante modelado que integra datos de perforación, lo que permite predecir estabilidad con mayor confianza en taludes de hasta 55°.

5.2 Discusiones

Los resultados obtenidos en la mina Shougang Hierro Perú-2025 indican una calidad geomecánica predominantemente media, con un RQD promedio de 54-69% en los taludes caracterizados, donde el RMR oscila entre 41 y 50, reflejando un macizo rocoso con fracturación moderada (3-4 fracturas por 0.5m) y rugosidad media (4-6), aunque en 25TA-DDG005 desciende a media calidad con RQD 54 y RMR < 42, lo que sugiere vulnerabilidades en zonas superficiales con ligero intemperismo. Estos hallazgos se alinean con Shand (2021), quien en una mina chilena reportó RQD variables y RMR que correlacionan con permeabilidades de 2×10^{-6} a 1×10^{-2} cm/s, confirmando que registros diamantina mejoran la clasificación en macizos fracturados.



En la mina Shougang Hierro Perú el RQD $>50\%$ indica estabilidad moderada para taludes. De manera comparable, Acuña y Deudor (2025) en Colquijirca hallaron RMR de 69-78 en calizas y conglomerados mediante perforaciones similares, con cohesiones de 3.8-28.95 MPa, lo que, valida la utilidad de estos datos para clasificar calidad media-alta, aunque en la mina Shougang el RQD medio en 25TA-DDG001 Y 25TA-DDG005 resalta riesgos mayores que en sus litologías más resistentes. Finalmente, Catalán (2024) en la mina Victoria obtuvo RQD de 75% y RMR de 51-56 en rocas con resistencia de 130 MPa, reforzando que perforaciones diamantinas permiten identificar zonas elasto-frágiles como en la mina Shougang Hierro Perú, donde la calidad regular soporta excavaciones iniciales, pero exige monitoreo en áreas de baja RQD para evitar colapsos prematuros.

En la mina Shougang Hierro Perú, los parámetros geomecánicos revelan una relación directa entre RQD alto (69% en 25TA-DDG004) y ángulo de talud óptimo de 54° , mientras que en 25TA-DDG005 con RQD $<42\%$ y fracturas >6 por 0.5m, los ángulos se limitan a 52° , con correlaciones inversas en rugosidad moderada que favorecen estabilidad superficial. Esta dinámica coincide con Serebryakov et al. (2024), quienes en la mina Udachny rusa observaron RQD de 50-100% y RMR de 32-62 correlacionados con factores de seguridad variables (2.5-400), sugiriendo que en la mina Shougang Hierro Perú, parámetros como cohesión (hasta 34 MPa) permiten ángulos de $50-55^\circ$ en sectores estables, aunque fracturas densas requieren ajustes similares a sus recomendaciones. Por último, Choqueneira (2024) en la Mina Las Bambas analizó desviaciones de 30% en taladros con RMR 46-56 y RQD 65%, mostrando que presiones de empuje ajustadas mejoran alineación, similar a cómo en la mina Shougang Hierro Perú, las fracturas altas exigen monitoreo cinemático para ángulos $<52^\circ$, confirmando que parámetros geomecánicos influyen en la precisión de perforación y estabilidad de taludes.

Los criterios propuestos para la mina Shougang Hierro Perú, incluyen ángulos de $50-55^\circ$ con RMR 41-50, y factores de seguridad > 1.41 , lo que optimiza la estabilidad al reducir riesgos en zonas de rugosidad media y fracturación moderada. Estos criterios se asemejan a los de Zhang et al. (2022), quienes en túneles chinos con RQD 45-93% y RMR 65-82 propusieron métodos de energía de perforación para estimar resistencias de 3.1-51.2 MPa, validando en la mina Shougang Hierro Perú, que diseños con FS >1.4 requieren ajustes conservadores similares para macizos fracturados.



La caracterización en la mina Shougang Hierro Perú, eleva la predicción de FS de 1.10 a 1.73 en el sector del sondaje 25TA-DDG006, permitiendo anticipar riesgos en zonas de media-baja calidad. Esto se valida con Shand (2021), quien mediante modelado FLAC3D en Chile predijo FS basado en RMR-RQD y permeabilidad variable (2×10^{-6} - 1×10^{-2} cm/s), mostrando mejoras en predicción de estabilidad similares al 20% en la mina Shougang Hierro Perú. De igual forma, Acuña y Deudor (2025) en Colquijirca reportaron RMR 69-78 y FS >1.5 en taludes de 44-65°, confirmando que caracterizaciones detalladas, como en la mina Shougang Hierro Perú, optimizan predicciones al reducir incertidumbres mediante ensayos de laboratorio, que, aunque sus cohesiones destacan, la variabilidad litológica exige monitoreo y otras recomendaciones.



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

Respecto al objetivo general, la evaluación integral de parámetros geomecánicos mediante registros de perforación diamantina confirma una influencia decisiva en la estabilidad de taludes, ya que permite transitar de un diseño basado en la intuición geométrica a uno basado en el comportamiento mecánico real. Elevando la precisión predictiva y optimizando FS a valores de 1.79 en el sector del sondaje 25TA-DDG002, lo que permite operaciones eficientes con minimización de riesgos en la mina Shougang Hierro Perú al integrar datos cuantitativos para diseños sostenibles.

Al determinar la calidad geomecánica del macizo rocoso se establece como media en sectores como 25TA-DDG001 y 25TA-DDG005 (RQD 54%, RMR 41-50) con frecuencia de fracturas (3-7 por 0.5m), rugosidad (ligeramente rugoso) e intemperismo ligero, y media-alta en los demás sectores (RQD >60%, RMR <50), confirmando que los registros diamantina permiten clasificaciones precisas que guían intervenciones para mantener la integridad estructural en excavaciones del rajo abierto en la mina Shougang Hierro Perú.

En el análisis de la relación entre parámetros geomecánicos y ángulos de talud se afirma que existe una correlación fuerte entre parámetros como RQD y fracturas, con ángulos óptimos que oscilan entre 50-55°, destacando que valores altos de RQD favorecen diseños estables, mientras que fracturas elevadas exigen ajustes para reducir riesgos de deslizamientos en la mina Shougang Hierro Perú. A su vez, se estableció que el ángulo de talud óptimo es inversamente proporcional a la dispersión estadística de las familias de juntas, en los sectores de los sondajes 25TA-DDG001, 25TA-DDG002, 25TA-DDG003, 25TA-DDG004 la relación fue favorable, permitiendo ángulos de diseño estándar sin comprometer la seguridad. Sin embargo, el sector del sondaje 25TA-DDG006 demostró la frontera del diseño, con una fricción de 26°, un talud de 53° situó el factor de seguridad en el límite exacto de aceptación (1.30). Esto confirma que, para este macizo rocoso, cualquier ángulo superior a 55° en sectores con buzamientos estructurales a favor del talud neutraliza la capacidad de soporte de la fricción interna.



Los criterios de diseño propuestos, considerando ángulos de 50-55° optimizan la estabilidad al elevar el FS, asegurando configuraciones escalonadas y monitoreo continuo para un rendimiento operativo seguro, el FS determinado es 1.37 depende de que el talud mantenga su ángulo de 55°. Si durante la excavación el operador de la maquinaria sobre excava el pie del talud buscando mayor ancho de berma, el ángulo real aumentará, reduciendo drásticamente la estabilidad. En el sector del sondaje 25TA-DDG005, aunque el bloque mayor es estable (FS 1.4), el riesgo cinemático en DIPS (22%) indica que pueden ocurrir desprendimientos menores de rocas sueltas. El mantener el ancho de diseño quizás no mejorará el factor de seguridad del talud completo, pero garantizará la seguridad operativa ante caídas de rocas puntuales de los planos de la familia 1 y 2. En el sector del sondaje 25TA-DDG006 se concluye que el diseño óptimo debe priorizar el control de la falla por cuña como criterio global (donde se obtuvieron factores de seguridad robustos de hasta 1.73) y el análisis planar como criterio de control local (donde se registraron los valores más críticos de 1.30).

En la evaluación de la caracterización geomecánica para reducir la sobreestimación de riesgos cinemáticos, la caracterización del macizo rocoso impacta positivamente al mejorar predicciones de FS hasta en más de 50% y reducir riesgos, mediante modelados precisos que anticipan deslizamientos. El impacto es evidente en los sectores de los sondajes 25TA-DDG005 - 25TA-DDG006: mientras que el análisis cinemático (Dips) sugería una alta exposición estructural (hasta 22.6% de riesgo), la inclusión de parámetros de cohesión y fricción permitió predecir factores de seguridad estables 1.37 - 1.30 (equilibrio límite) en rotura planar, y 1.41 – 1.73 en rotura por cuña.

6.2 Recomendaciones

En los sectores de los sondajes del 25TA-DDG001 al 25TA-DDG004 (sectores de baja criticidad) se recomienda mantener la geometría de diseño actual y realizar controles de saneamiento rutinarios. La estabilidad cinemática en estos sectores permite una operación fluida con baja necesidad de monitoreo especializado.

Se recomienda controlar la geometría en el pie del talud realizando levantamientos topográficos mensuales (con drones o estación total) para verificar que la inclinación real coincida con el diseño de 55°.



Se recomienda el monitoreo de parámetros de vibración en el sector del sondaje 25TA-DDG005. Si este talud está cerca de una zona de voladura activa, las aceleraciones sísmicas pueden actuar como una carga adicional que baje el FS por debajo de 1.0 de forma momentánea. Se recomienda colocar sensores de vibración cerca durante las voladuras para asegurar que la velocidad pico de partícula se mantenga dentro de los límites que el macizo rocoso puede tolerar sin fracturarse internamente. Mantener el ángulo de 55° , dado que el FS planar es 1.37, este sector ofrece un margen de seguridad cómodo, pero debe vigilarse la limpieza de las bermas para contener desprendimientos menores de la Familia 2.

Ante un potencial mecanismo de inestabilidad por fallamiento de los taludes por mala calidad de macizo/estructural, se recomienda una inspección visual de campo, recepción y liberación de bancos, mejor entendimiento geotécnico de turno, inspección con formato de check list de evaluación geotécnica de terreno, conformación de barreras según recomendación geomecánica, análisis de informes diarios, semanal y mensual, bloqueo de accesos hacia el sector con fallamiento, monitoreo con prismas de control topográfico inter diario con personal especializado.

Se recomienda ante un potencial mecanismo de inestabilidad por diseño geotécnico inadecuado, desarrollar más investigaciones geotécnicas, actualizar el modelo estructural con las investigaciones realizadas para diseñar medidas apropiadas de remediación y para realizar futuros rediseño del talud.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ABANTO, Jayr, CRUZ, Walter.** *Análisis comparativo de los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski para identificar la dilución de mineral en el macizo rocoso de una empresa minera de Cajamarca 2021*, 2021. <https://hdl.handle.net/11537/28868>.
- ACUÑA, Max, DEUDOR, Alcida.** *Perforación diamantina para la caracterización geotécnica de los geomateriales de Marcapunta Norte y Tajo Norte en Colquijirca 2024*, 2025. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/5701>.
- BAR, Neil, BARTON, Nick.** *Q-Slope: Rock Slope Engineering 10 Years on. Rock Mechanics and Rock Engineering 1* (2024): 1-22.
- BROUSSET, Julyans, et al.** *Rock mass classification method applying neural networks to minimize geomechanical characterization in underground Peruvian mines. Energy Reports 9.9* (2023): 376-386.
- CACCIUTTOLO, Carlos, CANO, Deyvis.** *Environmental Impact Assessment of Mine Tailings Spill Considering Metallurgical Processes of Gold and Copper Mining: Case Studies in the Andean Countries of Chile and Peru. Water 14.19* (2022): 3057.
- CACCIUTTOLO, Carlos, ATENCIO, Edison.** *In-Pit Disposal of Mine Tailings for a Sustainable Mine Closure: A Responsible Alternative to Develop Long-Term Green Mining Solutions. Sustainability 15.8* (2023): 6481.
- CAO, Hui, et al.** *Multi-Factor Analysis on the Stability of High Slopes in Open-Pit Mines. Applied Sciences 13.10* (2023): 5940.
- CATALAN, David.** *Comportamiento geomecánico del macizo rocoso analizados mediante clasificaciones geomecánicas galería nivel 4040, mina Victoria, Andahuaylas, 2024.* <https://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1504>.
- CCORAHUA, Wiliam, ROJAS, Efrain.** *Geomecánica aplicada a la recuperación de pilares de mineral de la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la empresa minera Marsa, Parcoyla Libertad-2021,* 2022. <https://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1183>.
- CHALA, Endalu, RAO, K.** *Evaluation of Weathered Rock Mass Strength and Deformation Using Weathering Indices. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science 833.1* (2021): 012194.
- CHOQUENEIRA, Lelis.** *Clasificaciones geomecánicas y su influencia en la reducción de la desviación en la perforación rotopercutiva de taladros verticales en el tajo Ferrobamba, mina Bambas, Cotabambas, Apurímac 2023,* 2024. <https://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1445>.



- ENKHBOLD, Bilguun, et al.** *A Comprehensive Numerical Modeling Study for Parameter Optimization and Slope Stability Analysis in the Baganuur Lignite Coal Mine.* *Mining* 3.4 (2023): 755-772.
- GOLOLOBOVA, Anna, et al.** *Geochemical Characteristics of Soils to the Impact of Diamond Mining in Siberia (Russia).* *Minerals* 12.12 (2022): 1518.
- GUO, Feng, et al.** *Failure mechanism and lessons from two-wing polycrystalline diamond compact drill bit drilling in coal roadways.* *Engineering Failure Analysis* 168 (2025): 109089.
- GYEBUNI, Richard, KUNKYIN, Festus, MENSAH Douglas.** *Pit Slope Configuration for Open Pit Mining—A Case Stud.* *American Journal of Science* 9.2 (2024): 96-132.
- HU, Jianhua, et al.** *Rock mass classification prediction model using heuristic algorithms and support vector machines: a case study of Chambishi copper mine.* *Scientific Reports* 12.928 (2022): 1-20.
- KALHAN, E, KINCAL, C.** *Slope stability evaluation of Gneiss rock slopes using slope mass rating (SMR) and QSlope.* *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 125.8 (2025): 437-452.
- KJARSGAARD, Bruce, et al.** *A review of the geology of global diamond mines and deposits.* *Reviews in Mineralogy and Geochemistry* 88.1 (2022): 1-117.
- KOLAPO, Peter, et al.** *An Overview of Slope Failure in Mining Operations.* *Mining* 2.2 (2022): 350-384.
- LI, Qihang, et al.** *An image recognition method for the deformation area of open-pit rock slopes under variable rainfall.* *Measurement* 188 (2022): 110544.
- LI, Xiaoshuang, et al.** *Macro-Micro Response Characteristics of Surrounding Rock and Overlying Strata towards the Transition from Open-Pit to Underground Mining.* *Geofluids* 2021.1 (2021): 5582218.
- MUDAMBURI, Wayne, et al.** *Optimisation of stope support system using kinematic analysis and numerical modelling – A sustainable mining approach.* *Results in Earth Sciences* 3 (2025): 100083.
- NARIMANI, Samad, et al.** *Analyzing Drill Core Logging Using Rock Quality Designation—60 Years' Experience from Modifications to Applications.* *Applied Sciences* 15.3 (2025): 1309.
- NATA, Refky, et al.** *Designing Stable Rock Slopes in Open-Pit Mines: A Case Study of Andesite Mining at Anugerah Berkah Sejahtera.* *Sustainability* 17.13 (2025): 5711.
- NAVARRO, V., et al.** *Probability of failure and factor of safety in the design of interramp angles in a large open iron ore mine.* *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 122.7 (2022): 363–376.



RENANI, Hossein, CAI, Ming. *Forty-Year Review of the Hoek–Brown Failure Criterion for Jointed Rock Masses.* *Rock Mechanics and Rock Engineering* 55 (2022): 439–461.

SAKSONO, R., I. INDRAWAN AND W. WILOPO. *Engineering geology and slope stability of West Pit coal mine of PT. Tawabu Mineral Resource, East Kalimantan, Indonesia.* *Journal of Applied Geology* 7.2 (2022): 83–100.

SEREBRYAKOV, E., ZAYTSEV, I., POTAKA, A. *Assessment of rating parameters of the rock mass conditions at Udachny underground mine deep levels.* *Mining Science and Technology (Russia)* 9.3 (2024): 206–220.

SHAND, Carol. *Aplicaciones geotécnicas para la estimación de propiedades hidráulicas del macizo rocoso durante la explotación minera por hundimiento.* 2021. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/182525>.

SOMODI, Gabor, et al. *Study of Rock Mass Rating (RMR) and Geological Strength Index (GSI) Correlations in Granite, Siltstone, Sandstone and Quartzite Rock Masses.* *Applied Sciences* 11.8 (2021): 3351.

SU, Rui, et al. *A Framework for RQD Calculation Based on Deep Learning.* *Mining, Metallurgy & Exploration* 40 (2023): 1567–1583.

SUBRAHMANYAM, S., et al. *Behaviour of cohesion and angle of friction on variant rockmass foundation for the design of underground dam in Chasnalla colliery. Jharkhand, India.* *Journal of Engineering Geology* XLV.2 (2021): 24–43. <https://www.researchgate.net/publication/387821856>.

TAIPE, Jorge. *Análisis de estabilidad del macizo rocoso para la recuperación de puente mineralizado unidad minera Yaruchagua, Glore Peru S. A. C.* 2025. <https://hdl.handle.net/20.500.12394/17363>.

WIMER, Fernando, RIVAS, Sebastián. *El extractivismo chino en América Latina: Una aproximación a partir del caso Shougang Hierro Perú.»* *Revista de investigación y crítica social* 2.4 (2021): 117-148. https://www.academia.edu/download/77488347/41_Texto_del_articulo_157_1_10_20211224.pdf.

YANG, Li, et al. *Correlations between BQ and Q rock mass classification systems and design impact on a tunnel project in Malaysia.* *Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology* 58.4 (2025): 1-14.

ZAVALA, Abel. *Impact of Mining Exports and Production on the Economic Growth of the Apurimac Region in 2004-2016.* *Revista Industrial Data* 26.1 (2023): 153-177.

ZHANG, Yong, LI, Peng, LIU, Fengyin. *An Improved Method for Estimating the Strength of Jointed Rock Mass Using Drilling Technology.* *Geofluids* 2022.1 (2022): 5212677.



ZVARIVADZA, Tawanda, et al. *Deep learning-powered rock mass classification: Predicting RMR from Q-system parameters with high accuracy.* Rock Mechanics Bulletin 4.4 (2025): 100219.



ANEXOS

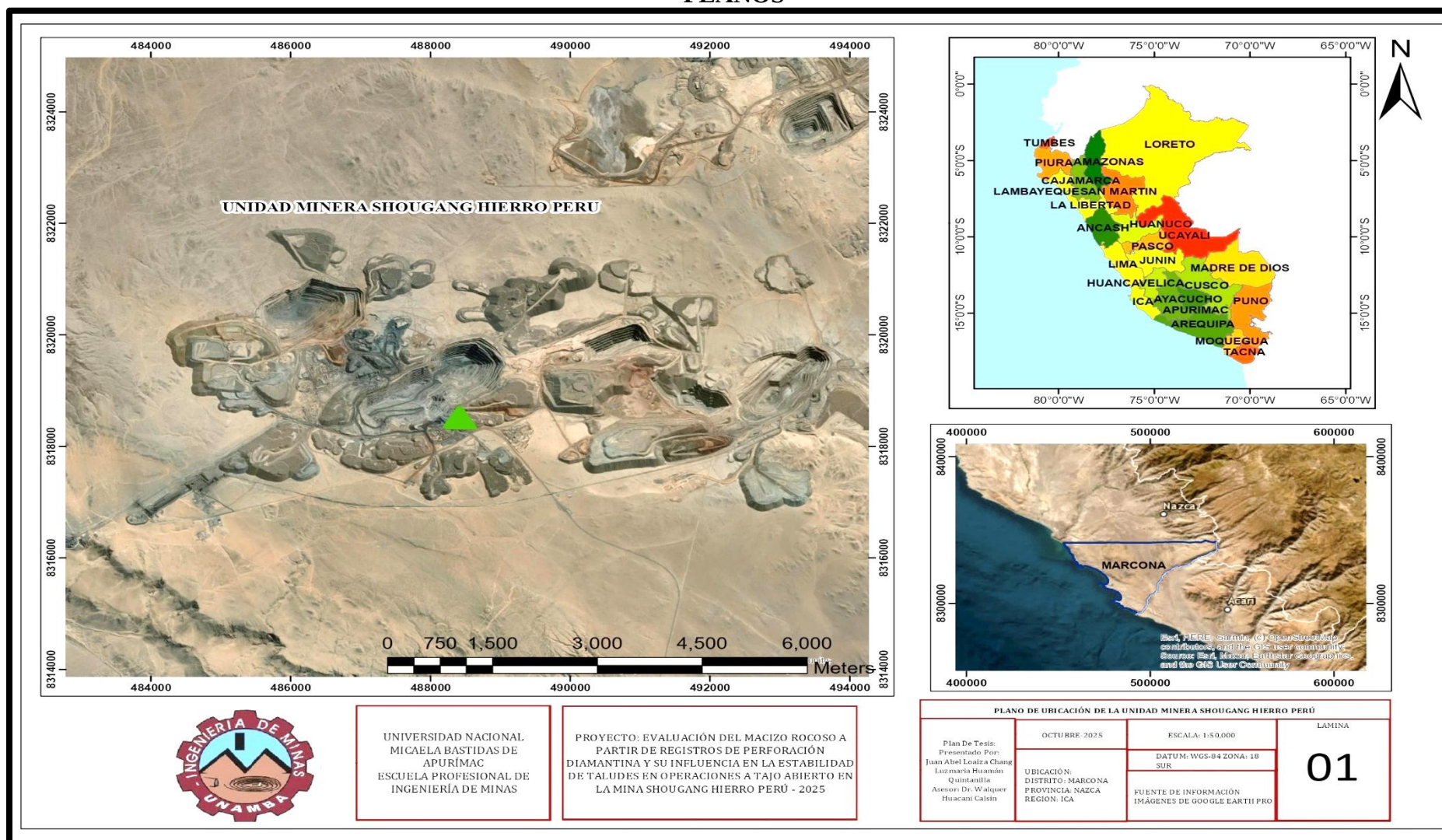


Anexo A
MATRIZ DE CONSISTENCIA

Tabla 31 — Matriz de consistencia

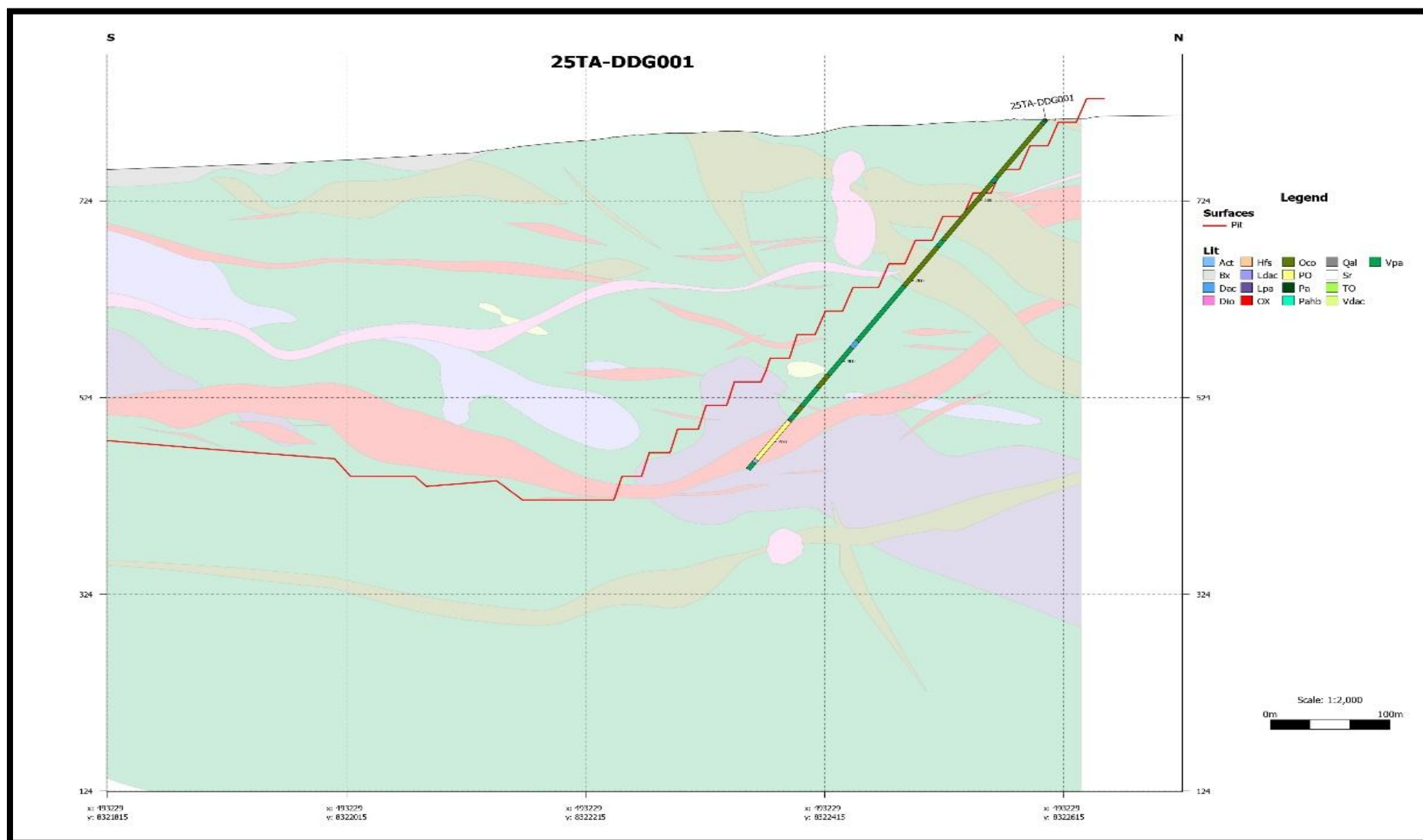
Variables	Problemas	Objetivos	Hipótesis	Dimensiones	Indicadores
X. Variable independiente Evaluación del macizo rocoso.	Problema general ¿Cómo influye la evaluación del macizo rocoso, a partir de registros de perforación diamantina, en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025?	Objetivo general Determinar la influencia de la evaluación del macizo rocoso, a partir de registros de perforación diamantina, en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú - 2025.	Hipótesis general La evaluación detallada del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina, influye significativamente en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú -2025.	1. Clasificación geomecánica (RQD, RMR, Q). 2. Propiedades mecánicas (resistencia compresiva, cohesión, ángulo de fricción interna).	- RQD (%). - RMR (escala 0–100). - Índice Q. - Cohesión (MPa). - Ángulo de fricción (°).
Y. Variable dependiente Estabilidad de taludes.	Problemas específicos ¿Cuál es la calidad geomecánica del macizo rocoso según los registros de perforación diamantina en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025? ¿Cómo se relacionan los parámetros geomecánicos con el ángulo de talud en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025? ¿Qué criterios de diseño se pueden establecer para optimizar la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025? ¿Qué impacto tiene la caracterización del macizo rocoso en la predicción de los factores de seguridad de los taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú - 2025?	Objetivos específicos - Determinar la calidad geomecánica del macizo rocoso a partir de registros de perforación diamantina en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025. - Analizar la relación entre parámetros geomecánicos y ángulos de talud en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025. - Establecer los criterios de diseño para optimizar la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025. - Evaluar el impacto de la caracterización del macizo rocoso en la predicción de factores de seguridad de los taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú – 2025.	Hipótesis específicas - Los registros de perforación diamantina proporcionan parámetros confiables para determinar la calidad geomecánica del macizo rocoso en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025. - Los parámetros geomecánicos se relacionan significativamente con el ángulo de talud en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú-2025. - Los criterios de diseño, influyen significativamente en la estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú -2025. - La caracterización del macizo rocoso tiene un impacto significativo en la predicción de los factores de seguridad de los taludes en operaciones a tajo abierto en la Mina Shougang Hierro Perú -2025.	1. Ángulo de talud. 2. Factor de seguridad. 3. Sistema de sostenimiento.	- Ángulo de talud (°). - FS (≥ 1.3). - Tipo y cantidad de sostenimiento.

Anexo B PLANOS



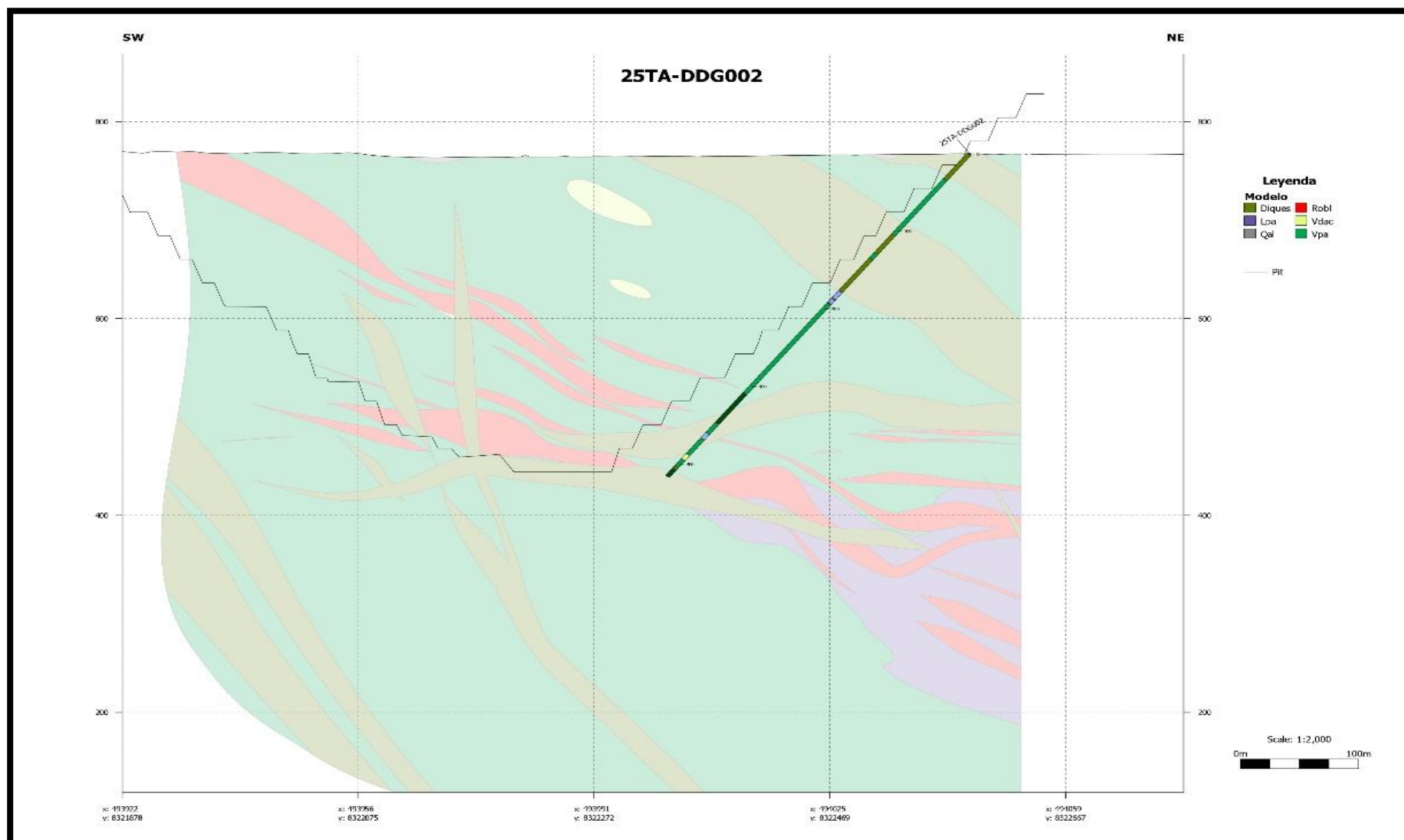
FUENTE: Elaboración propia

Figura 27 — Plano de ubicación mina Shougang Hierro Perú, software ArcGis



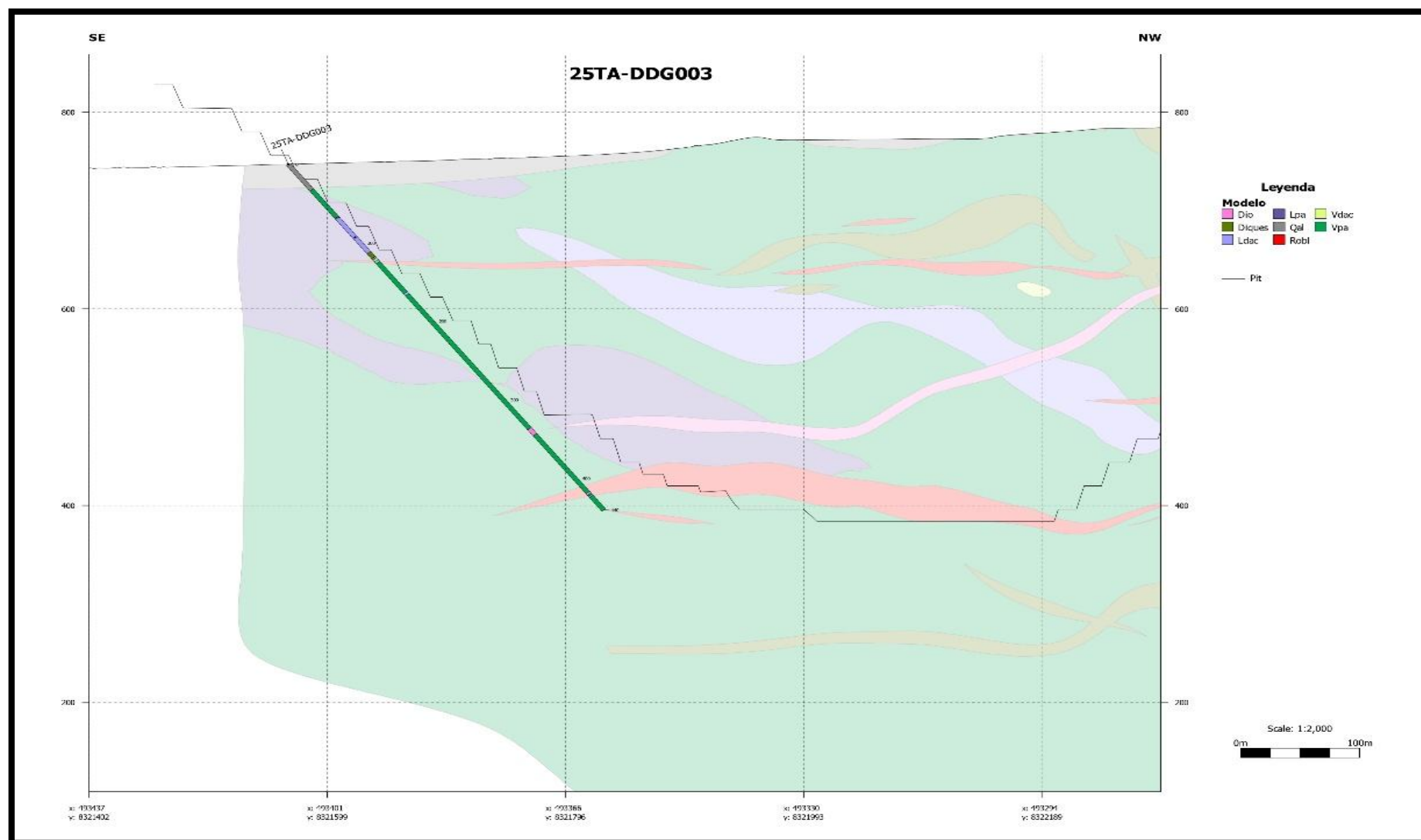
FUENTE: Área de geomecánica mina Shougang Hierro Perú, 2025

Figura 28 — Plano de sondaje 25TA-DDG001



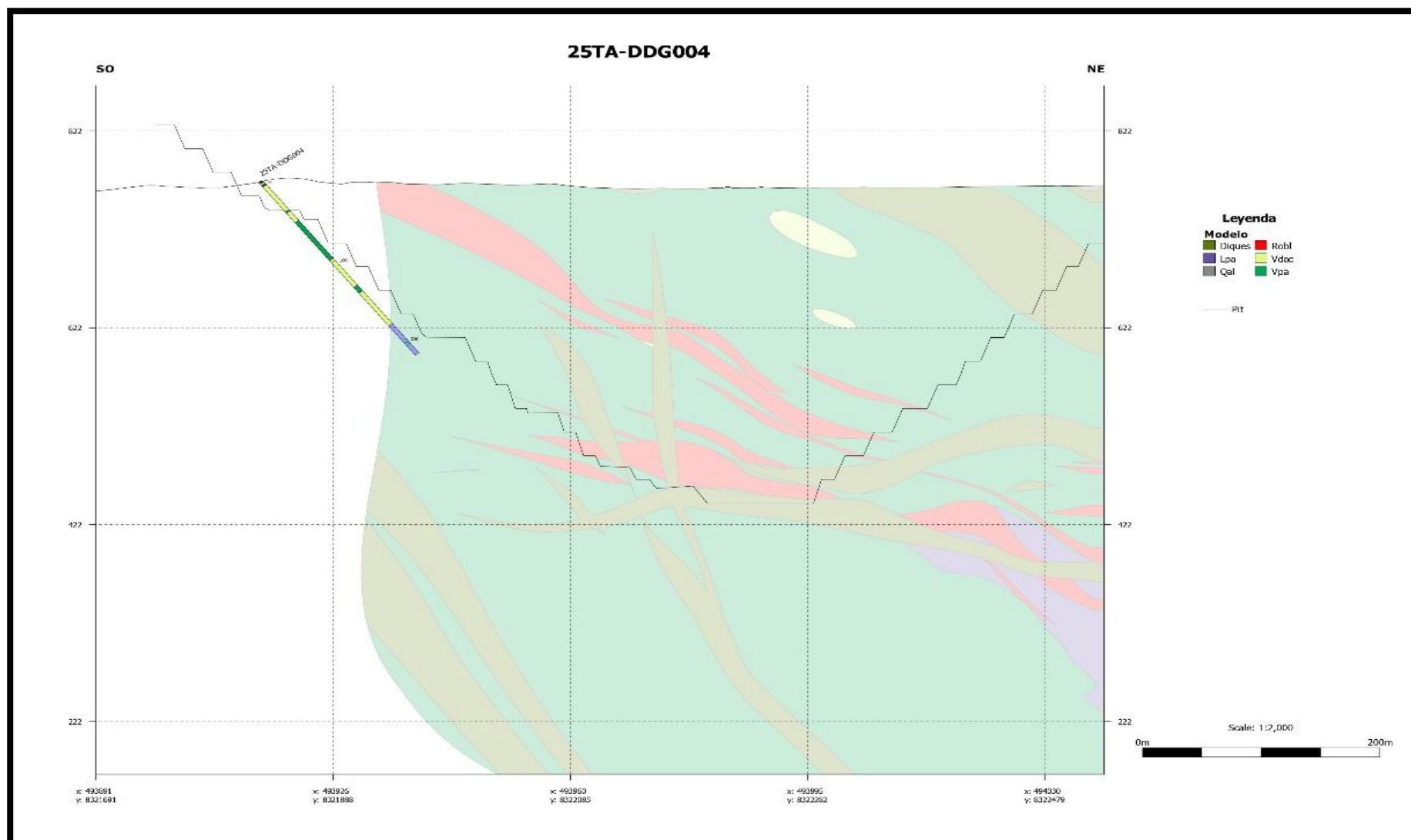
FUENTE: Área de geomecánica mina Shougang Hierro Perú, 2025

Figura 29 — Plano de sondaje 25TA-DDG002



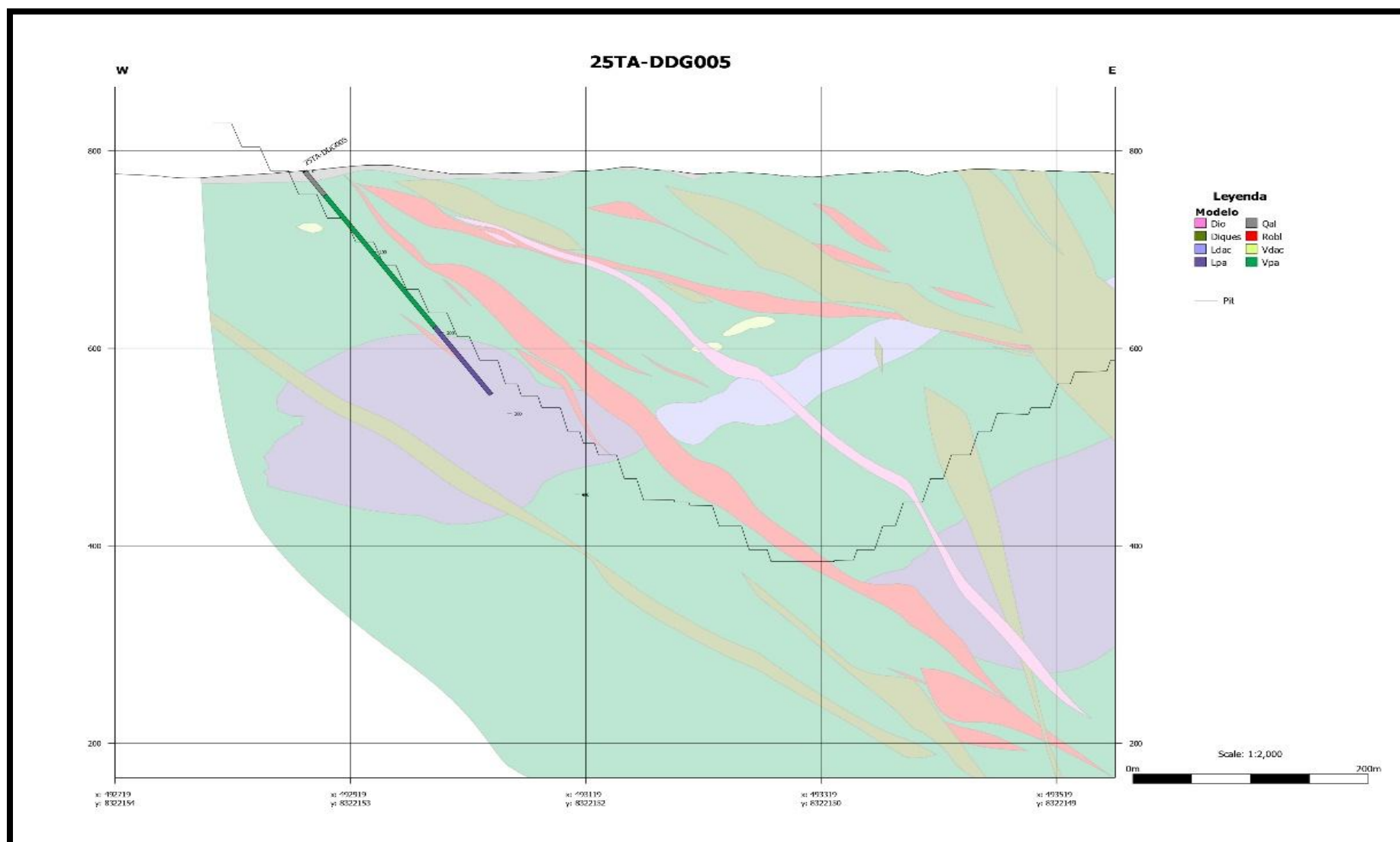
FUENTE: Área de geomecánica mina Shougang Hierro Perú, 2025

Figura 30 — Plano de sondaje 25TA-DDG003



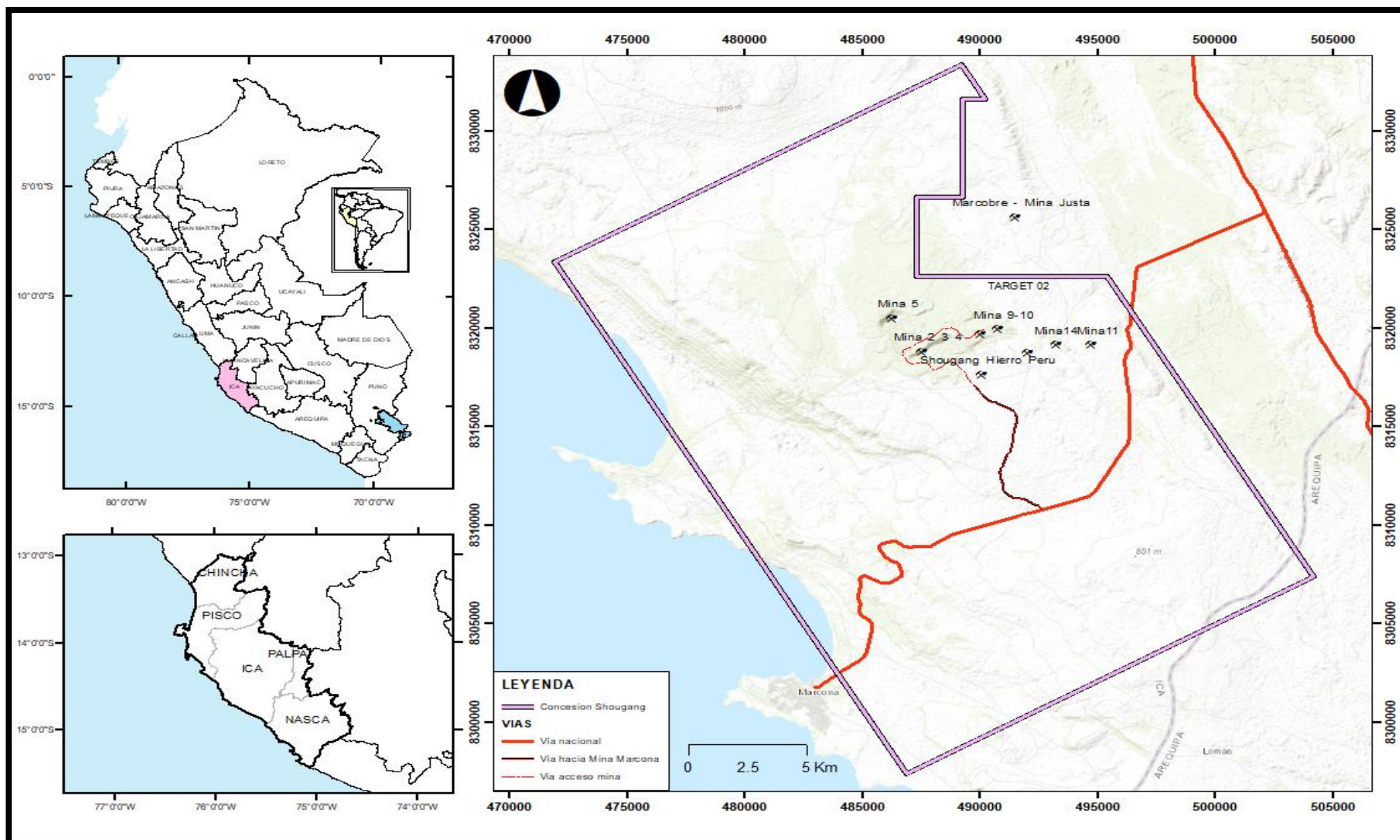
FUENTE: Área de geomecánica mina Shougang Hierro Perú, 2025

Figura 31 — Plano de sondaje 25TA-DDG004



FUENTE: Área de geomecánica mina Shougang Hierro Perú (2025).

Figura 32 — Plano de sondaje 25TA-DDG005



FUENTE: Elaboración propia

Figura 33 — Ubicación del área de estudio mina Shougang Hierro Perú

Anexo C PLANTILLAS GEOMECÁNICAS

Hole_Id	From	To	Intervalo (m)	Recuperación	% RECUP	ΣL >10cm (m)	Seg. mas Largo	RQD (%)	Punt_1	Tipo_Roca	Resistencia Estimada	Punt_2	# fracturas en 0.5m	Separación_ Diaclasas	Punt_3	Abertura	Punt_4
25TA-DDG001	0.00	1.58	1.58	0.80	51%	0.15	0.15	9%	3	Vpa	R3=Blanda (punta martillo)	2	9	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	1.58	2.68	1.10	0.30	27%	0.00	0.00	0%	3	Oco	R2=Muy blanda (navaja)	1	25	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	2.68	3.18	0.50	0.50	100%	0.00	0.00	0%	3	Vpa	R3=Blanda (punta martillo)	2	7	< 6cm (muy juntas)	5	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	3.18	3.78	0.60	0.40	67%	0.15	0.15	25%	8	Vpa	R3=Blanda (punta martillo)	2	8	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	3.78	4.08	0.30	0.30	100%	0.00	0.00	0%	3	Vpa	R3=Blanda (punta martillo)	2	7	< 6cm (muy juntas)	5	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	4.08	4.48	0.40	0.40	100%	0.18	0.18	45%	8	Vpa	R4=Media (1 golpe martillo)	4	7	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	4.48	5.08	0.60	0.60	100%	0.32	0.21	53%	13	Vpa	R4=Media (1 golpe martillo)	4	4	6-20cm (juntas)	8	>5mm (abierto)	0
25TA-DDG001	5.08	5.48	0.40	0.26	65%	0.00	0.00	0%	3	Vpa	R2=Muy blanda (navaja)	1	10	< 6cm (muy juntas)	5	>5mm (abierto)	0
25TA-DDG001	5.48	6.46	0.98	0.98	100%	0.00	0.00	0%	3	Oco	R3=Blanda (punta martillo)	2	8	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	6.46	7.70	1.24	1.24	100%	0.00	0.00	0%	3	Oco	R3=Blanda (punta martillo)	2	8	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	7.70	7.80	0.10	0.10	100%	0.00	0.00	0%	3	Oco	R3=Blanda (punta martillo)	2	15	< 6cm (muy juntas)	5	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	7.80	8.15	0.35	0.30	86%	0.00	0.00	0%	3	Oco	R3=Blanda (punta martillo)	2	7	< 6cm (muy juntas)	5	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	8.15	8.85	0.70	0.70	100%	0.27	0.15	39%	8	Oco	R3=Blanda (punta martillo)	2	6	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	8.85	9.45	0.60	0.60	100%	0.28	0.15	47%	8	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	5	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	9.45	10.37	0.92	0.92	100%	0.86	0.24	93%	20	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	2	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	10.37	11.09	0.72	0.72	100%	0.72	0.19	100%	20	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	1	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	11.09	12.04	0.95	0.95	100%	0.53	0.26	56%	13	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	4	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	12.04	13.45	1.41	1.41	100%	1.21	0.32	86%	17	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	2	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	13.45	15.68	2.23	2.23	100%	1.93	0.41	87%	17	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	2	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	15.68	17.11	1.43	1.43	100%	1.34	0.53	94%	20	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	2	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	17.11	17.95	0.84	0.84	100%	0.43	0.22	51%	13	Oco	R3=Blanda (punta martillo)	2	4	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	17.95	18.75	0.80	0.80	100%	0.59	0.26	74%	13	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	3	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	18.75	20.05	1.30	1.28	98%	1.28	0.37	98%	20	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	2	60cm (moderadamente juntas)	10	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	20.05	21.85	1.80	1.80	100%	1.80	0.44	100%	20	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	1	60cm (moderadamente juntas)	10	1-5mm (moderadamente abierta)	1
25TA-DDG001	21.85	22.75	0.90	0.90	100%	0.90	0.24	100%	20	Oco	R4=Media (1 golpe martillo)	4	2	6-20cm (juntas)	8	1-5mm (moderadamente abierta)	1

FUENTE: Elaboración propia

Figura 34 — Plantilla excel de logeo geomecánico

Rugosidad	Punt_4 2	Clasificación_Relleno	Punt_4 3	Tipo_Relleno	Espesor relleno (mm)	Grado_Intemperismo	Punt_44	Presencia_Agua	Punt_5	RMR	CLASIFICACIÓN RMR
4-6	3	Blando <5mm	2	4	4.00	Moderadamente intemperizada	4	Ligeramente húmedo	10	33	MALA A (Clase IVA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	4.00	Moderadamente intemperizada	4	Ligeramente húmedo	10	32	MALA A (Clase IVA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	2.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	31	MALA A (Clase IVA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	2.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	39	MALA A (Clase IVA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	2.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	31	MALA A (Clase IVA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	2.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	41	REGULAR B (Clase IIIB)
4-6	3	Blando >5mm	0	4	6.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	43	REGULAR B (Clase IIIB)
2-4	2	Blando >5mm	0	4	6.00	Moderadamente intemperizada	4	Ligeramente húmedo	10	25	MALA B (Clase IVB)
2-4	2	Blando <5mm	2	4	2.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	33	MALA A (Clase IVA)
2-4	2	Blando <5mm	2	4	2.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	33	MALA A (Clase IVA)
2-4	2	Blando <5mm	2	4	5.00	Moderadamente intemperizada	4	Ligeramente húmedo	10	29	MALA B (Clase IVB)
2-4	2	Blando <5mm	2	4	5.00	Moderadamente intemperizada	4	Ligeramente húmedo	10	29	MALA B (Clase IVB)
2-4	2	Blando <5mm	2	4	2.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	38	MALA A (Clase IVA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	3.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	41	REGULAR B (Clase IIIB)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	53	REGULAR A (Clase IIIA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	53	REGULAR A (Clase IIIA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	46	REGULAR B (Clase IIIB)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	50	REGULAR B (Clase IIIB)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	50	REGULAR B (Clase IIIB)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	53	REGULAR A (Clase IIIA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	44	REGULAR B (Clase IIIB)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	46	REGULAR B (Clase IIIB)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	55	REGULAR A (Clase IIIA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	55	REGULAR A (Clase IIIA)
4-6	3	Blando <5mm	2	4	1.00	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10	53	REGULAR A (Clase IIIA)

FUENTE: Elaboración propia

Figura 35 — Plantilla excel de logeo geomecánico

RMR		Programar Valor Calculado RMR					
RMR (CLASIFICACIÓN)	Suma Puntajes	Sumatoria	Puntaje_RQD + Puntaje_RCS + Puntaje_Sep + Puntaje_Abert + Puntaje_Rug + Puntaje_Rell + Puntaje_Met + Puntaje_Agua				
MUY BUENA (Clase I)	81-100						
BUENA (Clase II)	61-80						
REGULAR A (Clase IIIA)	51-60						
REGULAR B (Clase IIIB)	41-50						
MALA A (Clase IVA)	31-40						
MALA B (Clase IVB)	21-30						
MUY MALA (Clase V)	0-20						
RQD		Resistencia		Separación de Diaclasas		Abertura	
RQD % (rqd_perc)	Puntaje_RQD	DESCRIPCIÓN	Puntaje_RCS	ESPACIAMIENTO	Puntaje_Sep	ABERTURA	Puntaje_Abert
90-100 (muy buena)	20	R1=Extremadamente blanda (uña)	0	>2m (muy separadas)	20	>5mm (abierta)	0
75-90 buena	17	R2=Muy blanda (navaja)	1	60cm-2m (separadas)	15	1-5mm (moderadamente abierta)	1
50-75 media	13	R3=Blanda (punta martillo)	2	20-60cm (moderadamente juntas)	10	0.1-1mm (parcialmente abierta)	3
25-50 mala	6	R4=Media (1 golpe martillo)	4	6-20cm (juntas)	8	<0.1mm (muy cerrada)	5
< 25 muy mala	3	R5=Dura (+1 golpe martillo)	7	< 6cm (muy juntas)	5	Nada	7
		R6=Muy dura (varios golpes)	12				
		R7=Extremadamente dura (raya con martillo)	15				
Rugosidad (Barton)		Clasificación de Relleno		Grado de Meteorización		Presencia de Agua	
JRC	Puntaje_Rug	RELLENO	Puntaje_Rell	INTENSIDAD DE INTEMPERISMO	Puntaje_Met	CONDICIONES GENERALES	Puntaje_Agua
0-2	1	Nada	7	Fresca	6	Seco	15
2-4	2	Duro >5mm	2	Ligeramente intemperizada	5	Ligeramente húmedo	10
4-6	3	Duro <5mm	4	Moderadamente intemperizada	4	Húmedo	7
6-8	4	Blando >5mm	0	Altamente intemperizada	3	Goteo	4
8-10	5	Blando <5mm	2	Completamente intemperizada	2	Fluido continuo	0
10-12	6			Suelo residual	1		
12-14	7						
14-16	8						
16-18	9						
18-20	10						

FUENTE: Elaboración propia

Figura 36 — Valoración numérica de los parámetros utilizados en el sistema RMR

Anexo D RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE LABORATORIO

	Informe de Ensayo Ensayo para la Resistencia a la Compresión No Confinada de Especímenes de Roca (ASTM D7012C-14e1)		SGC-LG-REG-48 Fecha 2025-04-04 Versión 02 Página 1 de 1	
	Informe 25D7012C-249-001 Solicitante* PMG Shoukan S.R.L. Proyecto* "Estudio Geotécnico del Proyecto de Cobre - Target 2" Ubicación* Mina Shougang Hierro Perú, Marcona - Ica Litología* Vpa		Fecha 2025-12-17 Sondaje* 25TA-DDG001 Muestra* UCS-01 Prof. (m)* 248.05-248.34	

(*) datos proporcionados por el cliente.

Datos del Especimen y Resumen de Resultados

Probeta N°	Diámetro del Especimen (mm)	Altura del Especimen (mm)	Relación Largo / Diámetro (LD)	Razón de Deformación (MPa/s)	Área (mm ²)	Carga de Rotura (kN)	Resistencia a la Compresión (MPa)
1	60.8	130.6	2.1	1.0	2905.2	497.7	171.3

Registro Fotográfico

Especimen antes del ensayo 	Especimen después del ensayo 
---	--

Tipo de falla Por matriz

Notas:

$$UCS = \frac{\text{Carga de Rotura}}{(\pi D^2)/4}$$

UCS : Resistencia a la compresión
 D : Diámetro del espécimen

Observaciones:

- El muestreo fue responsabilidad del solicitante.

FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 37 — Resistencia a la compresión simple sondaje 25TA-DDG001, litología Vpa

	Informe de Ensayo Ensayo para la Resistencia a la Compresión No Confinada de Especímenes de Roca (ASTM D7012C-14e1)				SGC-LG-REG-48 Fecha 2025-04-04 Versión 02 Página 1 de 1	
	Informe 25D7012C-249-015 Solicitante* PMG Shoukan S.R.L. Proyecto* "Estudio Geotécnico del Proyecto de Cobre - Target 2" Ubicación* Mina Shougang Hierro Perú, Marcona - Ica Litología* Oco				Fecha 2025-12-17 Sondaje* 25TA-DDG002 Muestra* UCS-07 Prof. (m)* 17.18-17.40	
	(*) datos proporcionados por el cliente.					

Datos del Especimen y Resumen de Resultados

Probeta N°	Diámetro del Especimen (mm)	Altura del Especimen (mm)	Relación Largo / Diámetro (L/D)	Razón de Deformación (MPa/s)	Área (mm ²)	Carga de Rotura (kN)	Resistencia a la Compresión (MPa)
1	61.0	132.6	2.2	1.0	2918.6	314.8	107.9

Registro Fotográfico

Especimen antes del ensayo	Especimen después del ensayo
	
	Tipo de falla Por matriz y estructura

Notas:

$$UCS = \frac{\text{Carga de Rotura}}{(\pi D^2)/4}$$

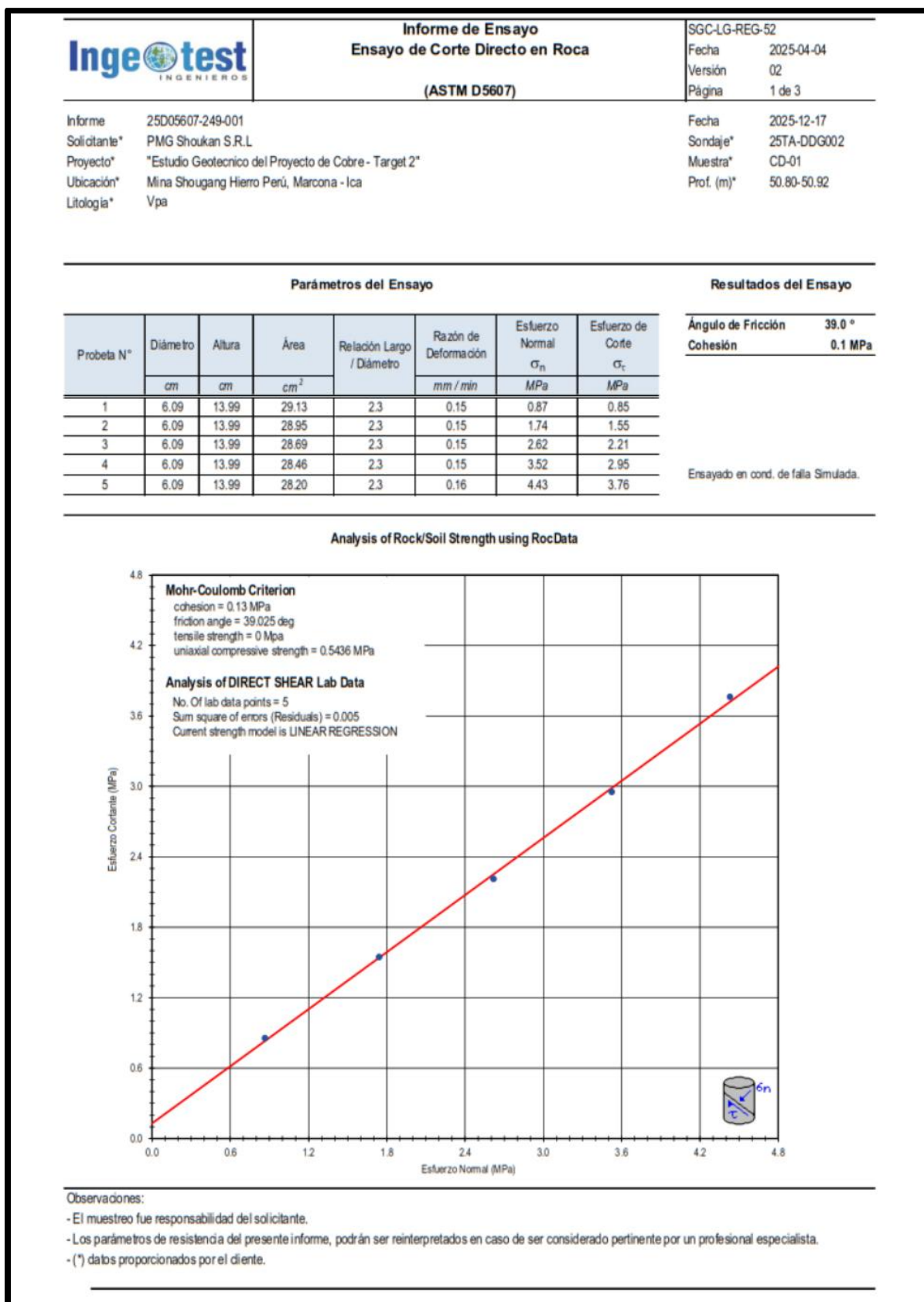
UCS : Resistencia a la compresión
 D : Diámetro del espécimen

Observaciones:

- El muestreo fue responsabilidad del solicitante.

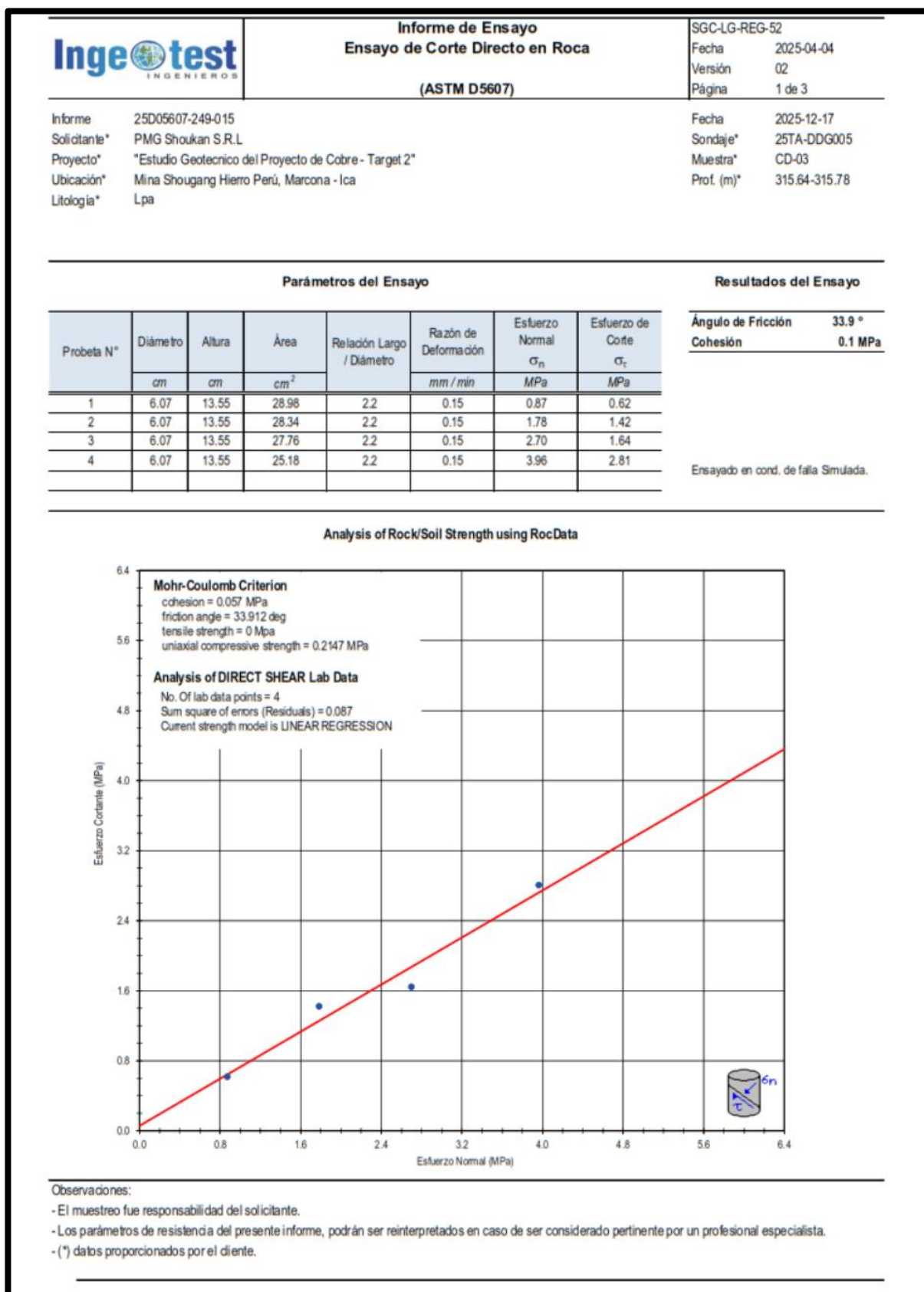
FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 38 — Resistencia a la compresión simple sondaje 25TA-DDG002, litología Oco



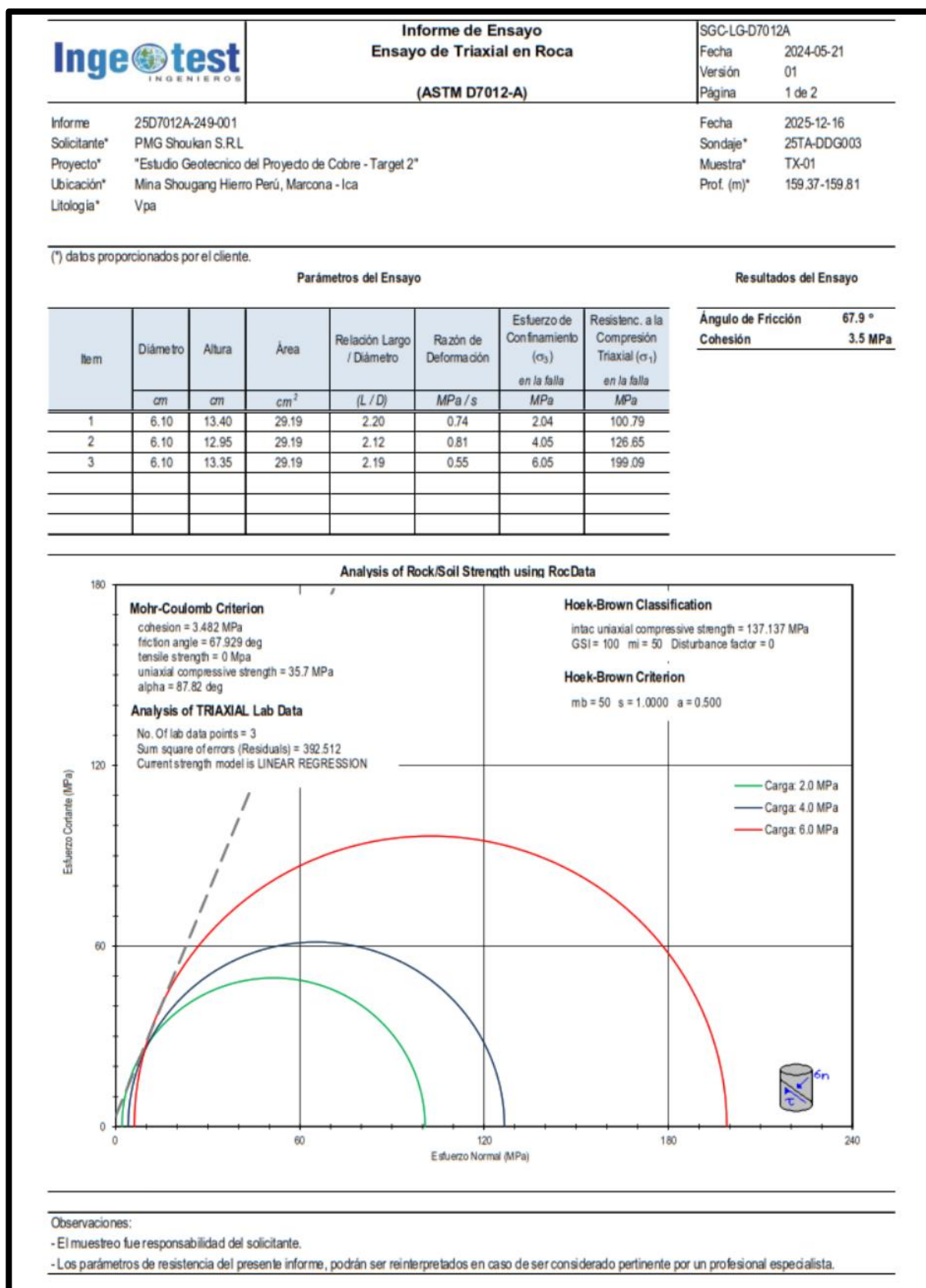
FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 39 — Ensayo de corte directo sondaje 25TA-DDG002, litología Vpa



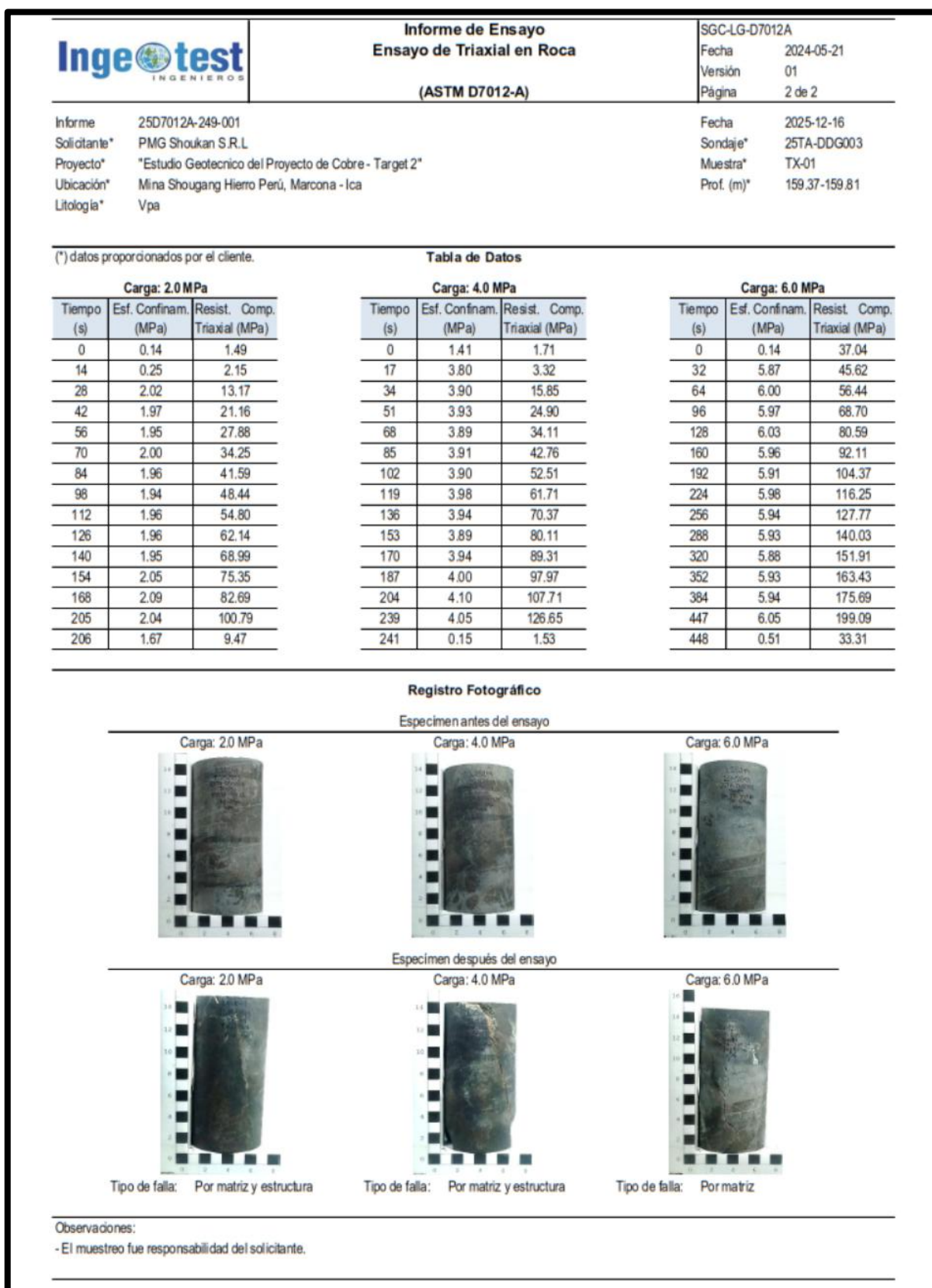
FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 40 — Ensayo de corte directo sondaje 25TA-DDG005, litología Lpa



FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 41 — Ensayo triaxial sondaje 25TA-DDG003, Litología Vpa



FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 42 — Tabla de datos y registro fotográfico del ensayo triaxial del sondaje 25TA-DDG003, litología Vpa

		Informe de Ensayo Ensayo de Propiedades Físicas en Rocas (ASTM C97)				SGC-LG-REG-54 Fecha 2025-04-04 Versión 02 Página 1 de 1	
Informe	25C00097-249-001				Fecha	2025-12-17	
Solicitante*	PMG Shoukan S.R.L				Sondaje*	25TA-DDG002	
Proyecto*	"Estudio Geotécnico del Proyecto de Cobre- Target 2"				Muestra*	PF-01	
Ubicación*	Mina Shougang Hierro Perú, Marcona - Ica				Prof. (m)*	267.83-268.02	
Litología*	Vpa						

Resultados del Ensayo							
☐ Probetas Regulares ☒ Probetas Irregulares							
Probeta N°	Tipo de Roca*	Diámetro <i>cm</i>	Altura <i>cm</i>	Densidad Seca <i>g/cm³</i>	Porosidad Aparente <i>%</i>	Absorción <i>%</i>	Peso Específico Aparente <i>kN/m³</i>
1	-	-	-	2.74	0.57	0.21	26.89
2	-	-	-	2.74	0.70	0.26	26.90
Valores Promedio				2.74	0.64	0.23	26.89

Observaciones:
 - El muestreo fue responsabilidad del solicitante.
 - (*) datos proporcionados por el cliente.

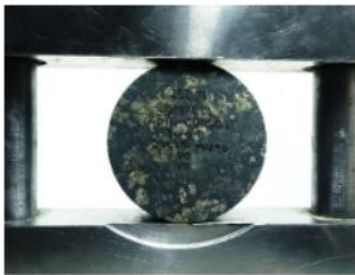
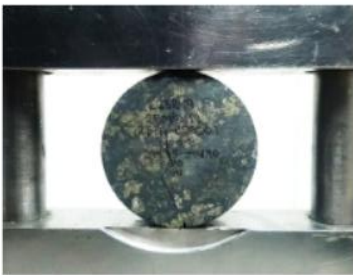
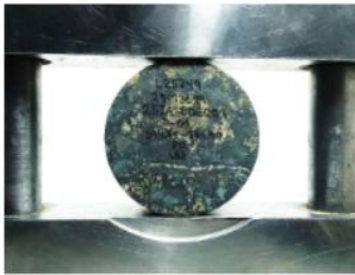
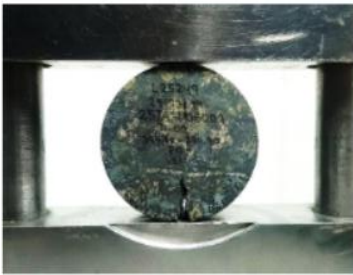
FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 43 — Resultado de ensayos de propiedades físicas sondaje 25TA-DDG002, litología Vpa

	Informe de Ensayo Ensayo de Resistencia a la Tracción Indirecta de Especímenes de Roca - Método Brasileiro (ASTM D3967)	SGC-LG-REG-73 Fecha 2024-05-21 Versión 02 Página 1 de 2
Informe 25D03967-249-007 Solicitante* PMG Shoukan S.R.L. Proyecto* "Estudio Geotécnico del Proyecto de Cobre - Target 2" Ubicación* Mina Shougang Hierro Perú, Marcona - Ica Litología* Po		Fecha 2025-12-17 Sondaje* 25TA-DDG001 Muestra* TH-01 Prof. (m)* 394.75-394.90

Datos del Especimen y Resumen de Resultados							
Probeta N°	Diámetro del Especimen (mm)	Altura del Especimen (mm)	Relación Largo / Diámetro (L/D)	Razón de Deformación (MPa/s)	Área (mm ²)	Carga de Rotura (kN)	Resistencia a la tracción indirecta (MPa)
1	60.9	32.0	0.5	0.35	2912.9	24.5	8.00
2	60.9	31.3	0.5	0.35	2912.9	32.4	10.82
3	60.9	31.7	0.5	0.35	2912.9	32.9	10.84
PROMEDIO							9.9

Registro Fotográfico

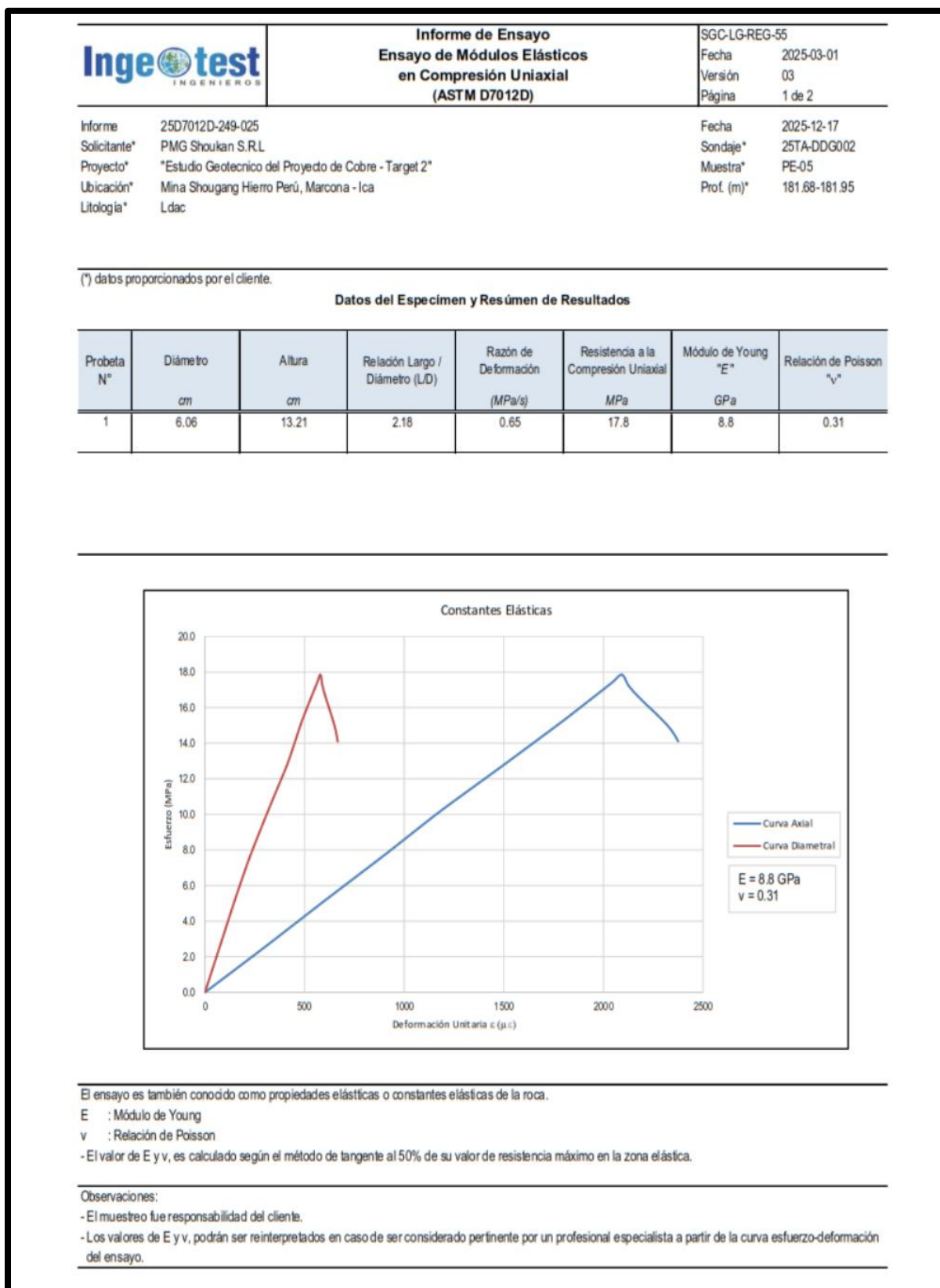
Probeta N°1 Antes 	Probeta N°1 Después 
Probeta N°2 Antes 	Probeta N°2 Después 

Observaciones:

- El muestreo fue responsabilidad del solicitante.
- (*) datos proporcionados por el cliente.

FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 44 — Resultados y registro fotográfico de ensayo de tracción indirecta del sondaje 25TA-DDG001, litología PO



FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 45 — Resultado de ensayo de propiedades elástica del sondaje 25TA-DDG002, litología Ldac

	Informe de Ensayo Ensayo de Módulos Elásticos en Compresión Uniaxial (ASTM D7012D)	SGC-LG-REG-55 Fecha 2025-03-01 Versión 03 Página 2 de 2
Informe 25D7012D-249-025 Solicitante* PMG Shoukan S.R.L. Proyecto* "Estudio Geotécnico del Proyecto de Cobre - Target 2" Ubicación* Mina Shougang Hierro Perú, Marcona - Ica Litología* Ldac	Fecha 2025-12-17 Sondaje* 25TA-DDG002 Muestra* PE-05 Prof. (m)* 181.68-181.95	

(*) datos proporcionados por el cliente.

Tabla de Datos

Tiempo (s)	Deformac. Vert. ϵ ($\mu\epsilon$)	Deformac. Hor. ϵ ($\mu\epsilon$)	Esfuerzo Axial (MPa)
0.0	0.0	0.0	0.0
0.6	49.3	12.1	0.4
1.3	98.5	24.1	0.8
1.9	147.7	36.1	1.2
2.6	196.7	48.2	1.7
3.2	245.6	60.2	2.1
3.8	294.4	72.2	2.5
4.5	342.5	84.2	2.9
5.1	390.3	96.2	3.3
5.8	438.0	108.2	3.7
6.4	485.7	120.2	4.2
7.0	533.4	132.1	4.6
7.7	581.3	144.1	5.0
8.3	629.6	156.4	5.4
9.0	678.2	169.0	5.8
9.6	726.8	181.6	6.2
10.2	775.5	194.4	6.6
10.9	824.2	207.4	7.1
11.5	872.8	220.6	7.5
12.2	920.8	234.5	7.9
12.8	967.9	249.0	8.3
13.4	1014.8	263.7	8.7
14.1	1061.6	278.5	9.1
14.7	1108.6	293.4	9.5
15.4	1156.1	308.2	10.0

Tiempo (s)	Deformac. Vert. ϵ ($\mu\epsilon$)	Deformac. Hor. ϵ ($\mu\epsilon$)	Esfuerzo Axial (MPa)
16.0	1205.0	323.3	10.4
16.6	1255.6	338.6	10.8
17.3	1306.5	354.1	11.2
17.9	1357.5	369.6	11.6
18.6	1408.6	385.1	12.0
19.2	1459.5	400.4	12.5
19.8	1510.1	415.1	12.9
20.5	1560.2	428.1	13.3
21.1	1610.4	440.6	13.7
21.8	1660.4	452.8	14.1
22.4	1710.4	465.0	14.5
23.0	1760.1	477.4	14.9
23.7	1809.3	490.5	15.4
24.3	1857.1	504.9	15.8
25.0	1904.7	519.4	16.2
25.6	1952.1	534.2	16.6
26.2	1999.3	549.1	17.0
26.9	2046.3	564.3	17.4
27.5	2093.1	579.6	17.8
28.0	2127.1	590.1	17.2
28.8	2176.9	605.3	16.6
29.4	2234.5	623.1	16.0
30.1	2292.1	640.8	15.3
30.7	2341.8	656.1	14.7
34.4	2375.9	666.5	14.1

Registro Fotográfico

Especimen antes del ensayo 	Especimen después del ensayo 
Tipo de falla	Por matriz y estructura

Observaciones:
- El muestreo fue responsabilidad del cliente.

FUENTE: Laboratorio INGEOTEST, 2025

Figura 46 — Tabla de datos y registro fotográfico del ensayo de propiedades elásticas del sondaje 25TA-DDG002, litología Ldac

Anexo E PANEL FOTOGRÁFICO



Figura 47 — Medición del dip de las discontinuidades



Figura 48 — Determinación del dip y dip direction de las discontinuidades en muestras de testigos de perforación diamantina

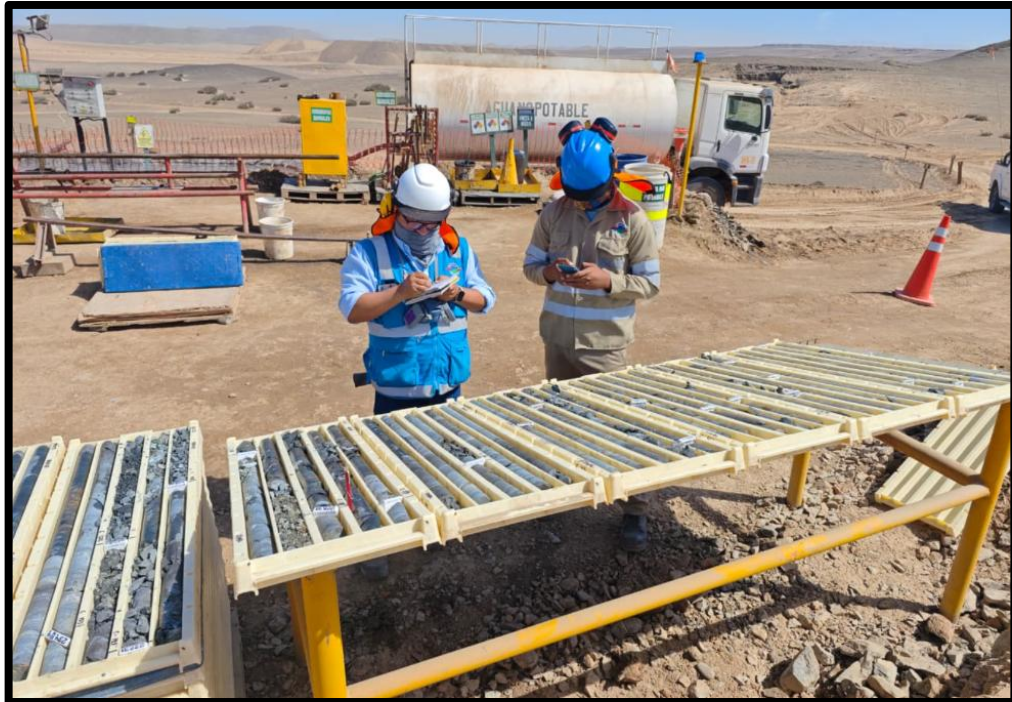


Figura 49 — Logeo geomecánico en plataforma de perforación



Figura 50 — Reconocimiento de testigos de perforación para obtener los parámetros geomecánicos.

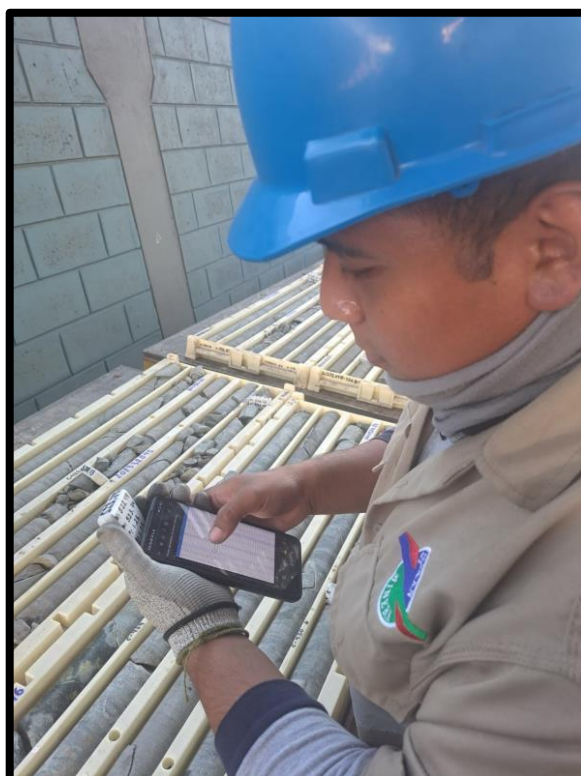


Figura 51 — Registro de logueo geomecánico a la base de datos



Figura 52 — Medición de RQD en los testigos de perforación