



Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica
Escuela Profesional de Ingeniería Geológica

**Evaluación geotécnica del macizo rocoso en taludes de
diorita propilitica y su comportamiento frente a los
procesos de voladura del sector sureste – fase 6 de la
Unidad Minera Toquepala, Tacna**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniería Geológica

AUTOR

Estefany Lourdes HUAIRA PINEDA

ASESOR

Dr. Ciro Sergio BEDIA GUILLÉN

Lima, Perú

2026



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Huair, E. (2026). *Evaluación geotécnica del macizo rocoso en taludes de diorita propilitica y su comportamiento frente a los procesos de voladura del sector sureste – fase 6 de la Unidad Minera Toquepala, Tacna*. [Tesis de pregrado, de Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Geológica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor	
Nombres y apellidos	Estefany Lourdes Huaira Pineda
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	70752880
URL de ORCID	https://orcid.org/0009-0007-8192-8044
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	Ciro Sergio Bedia Guillén
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	06130412
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0001-9990-2722
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Rosendo Olimpio Angeles Giron
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08490597
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Jorge Luis Capuñay Sosa
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08427959
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Iván Mesias Santos Paredes
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	25627100

Datos de investigación	
Línea de investigación	C.0.1.14. Geología Aplicada a la Ingeniería
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento
Ubicación geográfica de la investigación	Lugar: Unidad Minera Toquepala País: Perú Departamento: Tacna Provincia: Jorge Basadre Distrito: Ilabaya Latitud: -17.2520 Longitud: -70.6060
Año o rango de años en que se realizó la investigación	Febrero, 2025 - Diciembre 2025
URL de disciplinas OCDE	Geotecnia https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.02 Geociencias, Multidisciplinar https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.01 Geología https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.06



Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
Escuela Profesional de Ingeniería Geológica

**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERA GEÓLOGA**

En el salón de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, el viernes 12 de junio de 2026 siendo las 18:00 horas, en presencia de los señores docentes designados como miembros de Jurado Calificador:

Ing. Rosendo Olimpio Angeles Giron	(Presidente de Jurado)
Dr. Jorge Luis Capuñay Sosa	(Miembro de Jurado)
Ing. Iván Mesias Santos Paredes	(Miembro de Jurado)

Reunidos para el acto académico público de colación de la Tesis de la Bach. **ESTEFANY LOURDES HUAIRA PINEDA**, quien sustentará la Tesis titulada: «**EVALUACIÓN GEOTÉCNICA DEL MACIZO ROCOSO EN TALUDES DE DIORITA PROPILITICA Y SU COMPORTAMIENTO FRENTE A LOS PROCESOS DE VOLADURA DEL SECTOR SURESTE – FASE 6 DE LA UNIDAD MINERA TOQUEPALA, TACNA**», su asesor el docente **DR. CIRO SERGIO BEDIA GUILLÉN**, para la obtención del Título Profesional de Ingeniera Geóloga.

Los miembros del Jurado, escuchada la sustentación respectiva, plantearon a la graduanda las observaciones pertinentes, que fueron absueltas:

A SATISFACCIÓN DEL JURADO

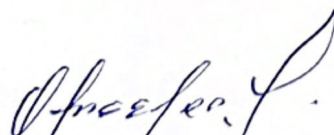
El Jurado procedió a la calificación, cuyo resultado fue:

DIIECISIETE (17)

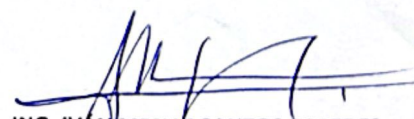
Habiendo sido aprobada la sustentación de Tesis por el Jurado Calificador, el presidente recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, proponga se le otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERA GEÓLOGA** al Bach. **ESTEFANY LOURDES HUAIRA PINEDA**

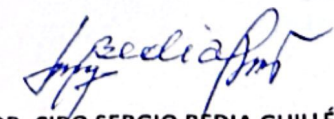
Siendo las 19.0 horas se dio por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (05) actas originales de la Sustentación de la Tesis.

Lima, 12 de mayo de 2026


ING. ROSENDO OLIMPIO ANGELES GIRON
PRESIDENTE DE JURADO


DR. JORGE LUIS CAPUÑAY SOSA
MIEMBRO DE JURADO


ING. IVÁN MESIAS SANTOS PAREDES
MIEMBRO DE JURADO


DR. CIRO SERGIO BEDIA GUILLÉN
MIEMBRO ASESOR

Anexo 1

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, **CIRO SERGIO BEDIA GUILLEN** en mi condición de asesor acreditado con el Dictamen de la EP N°-000003-2026-EPIGL-FIGMMG de la tesis, cuyo título es **«EVALUACIÓN GEOTÉCNICA DEL MACIZO ROCOSO EN TALUDES DE DIORITA PROPILITICA Y SU COMPORTAMIENTO FRENTE A LOS PROCESOS DE VOLADURA DEL SECTOR SURESTE – FASE 6 DE LA UNIDAD MINERA TOQUEPALA, TACNA»** presentado por la bachiller **ESTEFANY LOURDES HUAIRA PINEDA**, para optar el título profesional en Ingeniera Geóloga.

CERTIFICO que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de Investigación y Producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante la plataforma PIDS, el documento evaluado cuenta con **el 13%** de similitud, nivel PERMITIDO para continuar con los trámites correspondientes y para su **publicación en el repositorio institucional**.

Se emite el presente certificado en cumplimiento de lo establecido en las normas vigentes, como uno de los requisitos para la obtención del título profesional en Ingeniera Geóloga.

Lima, 03 de junio de 2026

Firma del Asesor



Nombres y Apellidos del asesor: **CIRO SERGIO BEDIA GUILLEN**

DNI: 06130412

* Según corresponda: bachiller, magíster, doctor; título profesional o título de segunda especialidad

La vigencia del presente certificado corresponde a un período de noventa (90) días desde la fecha de su emisión; siempre que no haya observaciones en el texto durante el proceso de revisión por el jurado informante o surja alguna contingencia.

A mi padre, mi razón de ser, de estar y de seguir.

Gracias por criarme desde el amor y la paciencia.

Gracias a ti, soy un ser humano feliz, resiliente y agradecido.

A mi madre, los faros verdes de mi camino.

A mis hermanos, siempre los llevo en mi mente y en mi corazón.

AGRADECIMIENTOS

La presente tesis titulada “Evaluación geotécnica del macizo rocoso en taludes de diorita propilitica y su comportamiento frente a los procesos de voladura del sector sureste – fase 6 de la Unidad Minera Toquepala, Tacna” es el resultado de un esfuerzo compartido, en el que participaron personas e instituciones que dejaron huella en mi formación personal y profesional.

A Dios, por iluminar mi camino en cada etapa, por regalarme serenidad en la adversidad, fortaleza en los desafíos y la resiliencia que hizo posible llegar hasta aquí.

A Southern Peru Copper Corporation (SPCC), por abrirme las puertas a mi primera experiencia profesional en la Unidad Minera Toquepala. Cada día en esta operación significó un espacio para descubrir mi vocación, superar retos, crecer como profesional y como persona. Mi sincero agradecimiento al Director de Operaciones Toquepala, Ing. Rogelio Martínez, por hacer posible el desarrollo de mi tesis, y al Gerente de Mina, Ing. Raúl Veramendi, cuya disposición y apertura hicieron que este camino fuera mucho más valioso. Haber desarrollado mi tesis en una mina de clase mundial, con el respaldo y los recursos de un equipo de excelencia, representa para mí la realización de un sueño largamente anhelado y un hito en mi formación como ingeniera geóloga. Esta experiencia me inspira a seguir aportando a la minería segura, responsable y a perseguir con entusiasmo cada nuevo desafío que el futuro me presente.

Mi especial reconocimiento al Ing. Enrique Sanca Mercado, Superintendente de Geotecnia, por la confianza depositada en mí y por brindarme la oportunidad de desarrollarme como becario en un equipo que me enseñó el valor del trabajo seguro, responsable y colaborativo. Extiendo también mi gratitud a todo el equipo de Geotecnia, siempre dispuesto a orientarme y compartir sus conocimientos con generosidad.

De manera muy sentida, agradezco al Ing. Luis Enrique Vargas, Geotecnista Mina, por enseñarme más allá de lo profesional: por demostrarme que la verdadera grandeza está en la calidad humana y en los valores que acompañan cada acción. Por ver en mí algo que quizá no alcanzaba a ver en un inicio. Por su guía y enseñanza diaria, cual mentor prepara a su aprendiz para los retos personales y profesionales de la vida. Gracias por transmitirme y ser ejemplo de lealtad, ética y responsabilidad, sembrar la curiosidad y, a la vez, por el equilibrio entre paciencia y exigencia que me motivó a dar siempre lo mejor de mí, haciendo de cada orientación una enseñanza que trasciende lo académico y que llevaré conmigo siempre.

Agradezco al Dr. Ciro Bedia por acompañarme a lo largo de este proceso académico. Su constante disposición para brindarme tiempo, orientación y valiosas sugerencias fue fundamental para dar forma a este trabajo y culminarlo con éxito. Su apoyo no solo enriqueció el contenido técnico del estudio, sino que también me motivó a mantener el enfoque y la perseverancia necesaria para superar los desafíos que surgieron en el camino.

A Sheyla Santos, mi más grande amiga, por ser mi compañera de risas, desvelos y sueños durante todos estos años de universidad. Gracias por tu apoyo incondicional, por comprender mis silencios, celebrar mis logros y hacer más ligeros los momentos difíciles.

Finalmente, a mi familia, que aun en la distancia ha sido mi mayor soporte. A mi padre, Esteban Huaira, mi más grande inspiración, fuerza silenciosa que me ha sostenido siempre, el amor personificado. A mi madre, Rosalia Pineda, símbolo de resiliencia e independencia. A mis hermanos, le agradezco a Dios por tenerlos en mi vida, gracias por hacerme sentir que nunca estaré sola. A mis adorables sobrinos, en especial a Hanna y Adrian, niños que me hacen recordar que la vida es maravillosa. Mi familia grande, gracias por su amor, por creer siempre en mí y por ser la razón más preciosa para mirar la vida con esperanza. Son el lugar al que por más lejos que la vida me lleve, siempre regresaré. Los llevo siempre en mis sueños, en mi mente, en mi corazón.

Hoy por hoy, me siento una persona realmente afortunada por encontrar en el inicio de su vida profesional a personas con un alto nivel de calidad humana y profesionalismo. Por tener a personas tan gratas presentes. Amigos que adoro y es mutuo. Mi familia que es mi punto de partida y mi final. Muchas gracias a todos.

RESUMEN

La conciliación geotécnica de taludes se constituye como una herramienta de verificación y seguimiento, asegurando que las condiciones reales de los taludes mantengan la correspondencia con los parámetros de diseño establecidos. Esta investigación se centra en la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala, con el objetivo de transformar las observaciones de campo y los datos geotécnicos en lineamientos prácticos que mejoren la calidad de los taludes y reduzcan los efectos no deseados de la voladura.

Mediante el cartografiado geotécnico, ensayos de laboratorio (PLT), análisis cinemáticos y modelado en MinePlan 3D – Wall Control, se pudo obtener indicadores de desempeño como el Factor de Diseño (Fd) —proporcionado por el software— y el Factor de Condición (Fc), evaluado en campo con la metodología de P. Stacey. Estos datos fueron analizados estadísticamente, aplicando pruebas de normalidad, intervalos de confianza y coeficientes de variación para caracterizar de manera objetiva el desempeño de cada celda de voladura.

Como aporte principal, se propone el Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes, que adapta el *Slope Design Process* de P. Stacey (2009) a la metodología DMAIC (Definir, Medir, Analizar, Mejorar, Controlar), estableciendo un sistema de retroalimentación continua en el que cada banco aporta datos para mejorar el diseño y ejecución de los siguientes.

Los resultados muestran que la reducción de hasta 45 % en el número de taladros por proyecto, la transición a secuencias en *echelon* y el ajuste de la densidad de carga de 1.15 g/cc a 1.05 g/cc contribuyeron a una mejora tangible en la condición de la cara de banco del nivel 3040, manteniendo el cumplimiento del criterio global (≥ 0.70) en la mayoría de las celdas.

Este estudio demuestra que la conciliación geotécnica y un enfoque cíclico de mejora continua, es una herramienta poderosa para alinear el diseño de voladura con los resultados reales, garantizando taludes de mayor calidad y aportando valor a la toma de decisiones en la operación minera.

Palabras clave: Conciliación geotécnica de taludes; voladura; DMAIC; factores geotécnicos (Fd y Fc); minería a cielo abierto, retroalimentación

ABSTRACT

Geotechnical slope reconciliation is implemented as a verification and monitoring tool, ensuring that the actual slope conditions remain consistent with the established design parameters. This research focuses on Phase 6 of the Southeast Sector of the Toquepala Mining Unit, with the goal of transforming field observations and geotechnical data into practical guidelines that improve slope quality and reduce undesired blasting effects.

Geological and structural cartography, laboratory tests (PLT), kinematic analyses, and modeling in MinePlan 3D – Wall Control were carried out, enabling the calculation of performance indicators such as the Design Factor (F_d)—provided by the software—and the Condition Factor (F_c), assessed in the field using P. Stacey's methodology. These data were statistically analyzed through normality tests, confidence intervals, and coefficients of variation to objectively characterize the performance of each blast cell.

As a key contribution, this study proposes the Cyclic Model of Geotechnical Slope Reconciliation, which adapts P. Stacey's *Slope Design Process* (2009) to the DMAIC methodology (Define, Measure, Analyze, Improve, Control), establishing a continuous feedback system in which each bench contributes data to improve the design and execution of the subsequent ones.

The results show that reducing the number of drill holes per project by up to 45%, transitioning to echelon blasting sequences, and adjusting the charge density from 1.15 g/cc to 1.05 g/cc contributed to a tangible improvement in the bench face condition at level 3040, while maintaining compliance with the global criterion (≥ 0.70) in most cells.

This study demonstrates that geotechnical reconciliation, combined with a cyclical continuous improvement approach, is a powerful tool for aligning blast design with actual outcomes, ensuring higher-quality slopes and providing valuable support for decision-making in mining operations.

Keywords: geotechnical reconciliation; blasting; DMAIC; geotechnical factors (F_d and F_c); open-pit mining; feedback.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTOS.....	3
RESUMEN.....	5
ABSTRACT	6
INDICE DE TABLAS.....	11
INDICE DE FIGURAS	13
INDICE DE ANEXOS	15
CAPITULO I: INTRODUCCIÓN	16
1.1 GENERALIDADES	16
1.2 DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA	17
1.2.1 Delimitación espacial	17
1.2.2 Delimitación temporal.....	17
1.3 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	17
1.4 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	18
1.4.1 Problema general.....	18
1.4.2 Problemas específicos	18
1.5 OBJETIVOS	19
1.5.1 Objetivo general.....	19
1.5.2 Objetivos específicos	19
1.6 IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN.....	19
1.7 LIMITACIONES.....	20
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO	21
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	21
2.1.1 Internacionales.....	21
2.1.2 Nacionales	21
2.2 BASES TEÓRICAS	23
2.2.1 Propiedades físicas y geotécnicas del macizo rocoso.....	23
2.2.2 Ondas de propagación.....	26
2.2.3 Mecanismos de rotura.....	29
2.2.4 Ensayos de laboratorio	32

2.2.5	Caracterización geotécnica del macizo rocoso.....	33
2.2.6	Talud	49
2.2.7	Evaluación geotécnica de voladura.....	56
2.2.8	Conciliación geotécnica	69
2.3	BASES LEGALES	71
2.4	DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	72
CAPITULO III: HIPÓTESIS Y VARIABLES		78
3.1	HIPÓTESIS	78
3.1.1	Hipótesis general	78
3.1.2	Hipótesis específicas.....	78
3.2	VARIABLES.....	78
3.3	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	78
CAPITULO IV: CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA Y METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN		80
4.1	ÁREA DE ESTUDIO	80
4.1.1	Ubicación	80
4.1.2	Accesibilidad	81
4.2	CLIMA	81
4.3	GEOLOGIA REGIONAL.....	82
4.3.1	Estratigrafía	82
4.3.2	Rocas Intrusivas	84
4.4	GEOLOGIA LOCAL	87
4.4.1	Diorita propilítica (Di-prop)	88
4.4.2	Dacita porfírica (Dp-qs)	88
4.4.3	Granodiorita filica (Gdi-qs)	88
4.4.4	Granodiorita propilitica (Gdi-prop)	89
4.4.5	Latita porfirídica (Lp)	89
4.4.6	Dacita porfírica silificada (Dp-sil)	89
4.4.7	Brecha hidrotermal (Bx-qs)	89
4.4.8	Brecha Pebble (Px).....	89
4.5	ALTERACIÓN Y MINERALIZACIÓN.....	89
4.6	GEOLOGIA ESTRUCTURAL.....	90
4.7	HIDROGEOLOGIA	92

4.7.1	Parámetros hidrogeológicos.....	92
4.7.2	Presión de poros.....	93
4.8	DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	93
4.9	POBLACIÓN Y MUESTRA	94
4.9.1	Población de estudio.....	94
4.9.2	Muestra.....	94
4.10	PROCEDIMIENTO, TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN.....	94
4.10.1	Procedimiento	94
4.10.2	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	95
4.11	ANÁLISIS ESTADÍSTICO	98
CAPITULO V: METODOLOGIA PARA LA EVALUACIÓN GEOTÉCNICA DE VOLADURA ..		98
5.1	DIAGRAMA DE FLUJO	98
5.1.1	Reconocimiento del terreno	98
5.1.2	Recopilación de características técnicas de voladura	99
5.1.3	Evaluación preliminar en gabinete	99
5.1.4	Evaluación geotécnica en campo.....	99
5.1.5	Procesamiento de datos para conciliación	99
5.1.6	Análisis integral.....	100
5.1.7	Lineamientos de conciliación	100
CAPITULO VI: EVALUACIÓN GEOTÉCNICA PARA DISEÑO DE VOLADURA SECTOR SE		
- F06.....		102
6.1	DISEÑO DE VOLADURA	102
6.2	CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA	105
6.2.1	Ensayos PLT.....	106
6.2.2	Caracterización geotécnica	108
6.3	ANÁLISIS CINEMÁTICO	110
6.4	CONCILIACIÓN GEOTÉCNICA DE TALUDES	113
6.4.1	Nivel 3055.....	113
6.4.2	Nivel 3040.....	119
6.5	LINEAMIENTOS DE CONCILIACIÓN.....	128
6.5.1	Caracterización geotécnica de taludes – DEFINIR (PASO 01).....	129
6.5.2	Diseño de voladura – MEDIR (PASO 02).....	130

6.5.3	Evaluación geotécnica – ANALIZAR (PASO 03)	130
6.5.4	Rediseño – MEJORAR (PASO 04).....	130
6.5.5	Optimización por retroalimentación – CONTROLAR (PASO 05)	130
CAPITULO VII: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS		133
7.1	ANÁLISIS INTEGRAL.....	133
7.1.1	Nivel 3055.....	135
7.1.2	Nivel 3040.....	135
CAPITULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		137
8.1	CONCLUSIONES	137
8.2	RECOMENDACIONES.....	138
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		139
ANEXOS		145

INDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Coordenadas locales de la mina Toquepala.....	17
Tabla 2.	Parámetros geomecánicos de la diorita según grado de meteorización.....	25
Tabla 3.	Estimación del RQD.....	34
Tabla 4.	Clasificación RMR (1976)	35
Tabla 5.	Calidad del macizo rocoso	36
Tabla 6.	Terminología de espaciado de las discontinuidades	37
Tabla 7.	Terminología de persistencia de las discontinuidades.....	38
Tabla 8.	Apertura de las discontinuidades	41
Tabla 9.	Clasificación de la dureza en el campo.....	42
Tabla 10.	JR (Q de Barton).....	42
Tabla 11.	JA (Q de Barton)	43
Tabla 12.	Agua subterránea	44
Tabla 13.	Módulo de Young	46
Tabla 14.	Peligros y medidas de control en el monitoreo de taludes.....	51
Tabla 15.	Factores que afectan a la generación de vibraciones	58
Tabla 16.	Factores geométricos que influyen en la voladura	59
Tabla 17.	Factores controlables del explosivo	61
Tabla 18.	Factores no controlables en la voladura.....	62
Tabla 19.	Factor de diseño en la evaluación geotécnica.....	68
Tabla 20.	Factor de Condición en la evaluación geotécnica	69
Tabla 21.	Operacionalización de variables	79
Tabla 22.	Geología estructural regional de la mina Toquepala.....	91
Tabla 23.	Fases de la elaboración de tesis.....	95
Tabla 24.	Instrumentos de tesis.....	96
Tabla 25.	Recursos para la elaboración de tesis	97
Tabla 26.	Proyectos del Nivel 3055	103

Tabla 27.	Proyectos del Nivel 3040	104
Tabla 28.	Resumen de ensayos PLT del nivel 3055 SE.....	107
Tabla 29.	Resumen de ensayos PLT del nivel 3040 SE.....	108
Tabla 30.	Medidas descriptivas del nivel 3055.....	118
Tabla 31.	Medidas descriptivas del nivel 3040.....	126
Tabla 32.	Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes bajo el enfoque 5W+1H	132
Tabla 33.	Resumen de resultados por nivel.....	134
Tabla 34.	Factor de Condición del 3055	135
Tabla 35.	Factor de Condición del 3040	136

INDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Tipos de ondas	27
Figura 2.	Rotura planar del macizo rocoso respecto a la orientación del talud	29
Figura 3.	Rotura en cuña respecto a la orientación del talud	30
Figura 4.	Rotura por vuelco en macizos rocosos	31
Figura 5.	Rotura circular en macizos rocosos altamente fracturados	32
Figura 6.	Equipo para ensayos PLT	33
Figura 7.	Perfiles de rugosidad	39
Figura 8.	Representación gráfica del Módulo de Young	45
Figura 9.	Radar IBIS ArcSAR.....	54
Figura 10.	Tendencias de deformación	55
Figura 11.	Tendencia de deformación en radar IBIS - ArcSAR.....	56
Figura 12.	Parámetros de voladura de banco	60
Figura 13.	Registro de vibración de voladura.....	63
Figura 14.	Sismógrafo	64
Figura 15.	Equipo de medida y registro de vibraciones.....	65
Figura 16.	Cuadro comparativo de evaluación geotécnica de voladura	67
Figura 17.	Ubicación de la unidad minera Toquepala.....	80
Figura 18.	Accesibilidad.....	81
Figura 19.	Tabla cronoestratigráfica de la mina Toquepala	86
Figura 20.	Geología regional	87
Figura 21.	Geología local del Sector E - Fase 06 de la UM Toquepala	88
Figura 22.	Flujo de metodología	98
Figura 23.	Superficie topográfica y de diseño	99
Figura 24.	Secciones de conciliación.....	100
Figura 25.	Límites de proyectos del nivel 3055 SE	102
Figura 26.	Límites de proyectos del nivel 3040 SE	105

Figura 27.	Sector SE F06 – Mina Toquepala.....	106
Figura 28.	Caracterización geotécnica del nivel 3055 y 3040	109
Figura 29.	Análisis cinemático del nivel 3055 - Wedge	110
Figura 30.	Análisis cinemático del nivel 3055 - Planar	111
Figura 31.	Diagrama de rosetas del nivel 3055.....	111
Figura 32.	Análisis cinemático del nivel 3040 - Wedge	112
Figura 33.	Análisis cinemático del nivel 3040 – Planar	112
Figura 34.	Diagrama de rosetas del nivel 3040.....	113
Figura 35.	Cara representativa de celda 01_3055	114
Figura 36.	Cara representativa de celda 02_3055	115
Figura 37.	Cara representativa de celda 03_3055	115
Figura 38.	Conciliación geotécnica del nivel 3055 SE.....	116
Figura 39.	Evaluación geotécnica del 3040_SE_F06.....	117
Figura 40.	Distribución del Factor de diseño en el Nivel 3055.....	118
Figura 41.	Distribución del Factor de Condición en el Nivel 3055	119
Figura 42.	Cara representativa de celda 01_3040	120
Figura 43.	Cara representativa de celda 02_3040	121
Figura 44.	Cara representativa de celda 03_3040	121
Figura 45.	Cara representativa de celda 04_3040	122
Figura 46.	Cara representativa de celda 05_3040	123
Figura 47.	Conciliación geotécnica del nivel 3040 SE.....	124
Figura 48.	Evaluación geotécnica del 3040_SE_F06.....	125
Figura 49.	Distribución del Factor de diseño en el Nivel 3040.....	127
Figura 50.	Distribución del Factor de Condición en el Nivel 3040	127
Figura 51.	Conciliación de taludes Wall Control del nivel 3040 y 3055.....	128
Figura 52.	Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes	129
Figura 53.	Secciones y cartografiado geotécnico.....	134

INDICE DE ANEXOS

ANEXO A: Matriz de consistencia	144
ANEXO B: Hoja de cartografeado geotécnico	145
ANEXO C: Cartografeado geotécnico del nivel 3055	146
ANEXO D: Cartografeado geotécnico del nivel 3040	151
ANEXO E: Cartilla de evaluación geotécnica para voladura.....	157
ANEXO F: Evaluaciòn Wall Control del nivel 3055 SE	158
ANEXO G: Evaluaciòn Wall Control del nivel 3040 SE.....	161
ANEXO H: Evaluaciòn geotécnica de voladura	165

CAPITULO I: INTRODUCCIÓN

1.1 GENERALIDADES

La estabilidad de los taludes en minería a cielo abierto es un aspecto fundamental para contribuir a la seguridad de los trabajadores y la continuidad de las operaciones. Una falla en los taludes puede generar consecuencias graves, desde interrupciones en la producción hasta accidentes con impactos humanos y económicos. En este sentido, la conciliación geotécnica de taludes es clave para comparar el diseño con la construcción real, permitiendo ajustes y reduciendo riesgos para una operación más segura y eficiente.

La Unidad Minera Toquepala, ubicada en el Distrito de Ilabaya, Jorge Basadre, Tacna, enfrenta retos geotécnicos propios de su geología, configuración estructural y el impacto de las voladuras. La interacción de estos factores puede comprometer la estabilidad de los taludes, por lo que es imprescindible un monitoreo constante y una gestión adecuada ante eventualidades. En este estudio se analizarán los taludes de los niveles 3040 y 3055 en la Fase 6 del Sector Sureste, en donde se propondrán lineamientos de conciliación geotécnica para identificar oportunidades de mejora.

El Decreto Supremo N.º 034-2023-EM en el artículo 33, se establece que para el inicio y ejecución de toda actividad minera se debe contar con estudios y sus respectivas actualizaciones sobre: geología, geomecánica, geotecnia, hidrología, hidrogeología, estabilidad de taludes, parámetros de diseño, técnicas de explosivos y voladuras, transporte, botaderos, sostenimiento, ventilación, relleno y de sismicidad inducida para minas o labores subterráneas con indicativos de eventos sísmicos, entre otros, según corresponda [...]. En cumplimiento con esta normativa, el presente estudio considera la importancia de un sistema de monitoreo geotécnico basado en instrumentos como radares y sismógrafos, los cuales permiten detectar signos tempranos de posibles riesgos de inestabilidad y tomar medidas preventivas. El monitoreo no solo es una herramienta técnica, sino también un elemento esencial para la seguridad minera, ya que reduce la probabilidad de incidentes y asegura la protección del personal y la infraestructura.

Con esta investigación, se busca evaluar los taludes finales en la Fase 6 del Sector Sureste de Toquepala, identificando los factores que influyen en sus resultados y proponiendo estrategias para optimizar los resultados de la voladura a partir de las características geotécnicas. El objetivo es no solo reducir la probabilidad de riesgos, sino

también contribuir a la mejora continua de la operación minera, asegurando que las mejores prácticas en geotecnia se apliquen de manera efectiva. Además, este estudio servirá como referencia para futuras evaluaciones en minas con condiciones similares, consolidando el conocimiento sobre estabilidad de taludes y seguridad en minería.

1.2 DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 *Delimitación espacial*

Este estudio se llevó a cabo en los niveles 3040 y 3055 del Sector Sureste – Fase 6 de la Unidad Minera Toquepala, distrito de Ilabaya, provincia de Jorge Basadre, Tacna - Perú. En un polígono delimitado por las siguientes coordenadas:

Tabla 1. Coordenadas locales de la mina Toquepala

Norte	Este
8092857.49	329012.42
8092879.30	329752.96
8091875.88	329814.14
8091829.18	329051.54

Nota. Coordenadas obtenidas mediante levantamiento topográfico por dron. SPCC, 2025.

1.2.2 *Delimitación temporal*

La investigación se realizó a lo largo del año 2025, período en el que se recopilaron y analizaron datos sobre el comportamiento del macizo rocoso y su respuesta a las voladuras.

1.3 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la Unidad Minera Toquepala, los taludes del Sector Sureste – Fase 6 presentan variaciones en la calidad geotécnica del macizo rocoso y en su respuesta frente a las voladuras, lo cual puede generar diferencias entre los parámetros de diseño y las condiciones reales observadas en los bancos. Esta diferencia entre el diseño y la condición real evidencia la necesidad de implementar un proceso de conciliación geotécnica que permita evaluar y ajustar de manera continua los diseños, garantizando la estabilidad y seguridad de los taludes durante la operación minera.

La importancia de establecer estos mecanismos de control se refleja en los antecedentes internacionales de inestabilidad de taludes, los cuales han demostrado ser un factor crítico capaz de comprometer tanto la seguridad del personal como la

continuidad operativa. En 2006, un deslizamiento en la mina de cobre Chuquicamata (Chile) paralizó temporalmente las operaciones, ocasionando pérdidas superiores a US\$ 135 millones para Codelco (Financiero, 2006). De manera similar, el colapso ocurrido en el 2013 en la mina Grasberg (Indonesia) provocó la trágica pérdida de 28 vidas, mientras que el desastre registrado en la mina de carbón Alxa League (Mongolia Interior, 2023) dejó 57 desaparecidos y evidenció fallas en los sistemas de supervisión geotécnica. Estos eventos subrayan la necesidad de fortalecer los procesos de conciliación y retroalimentación geotécnica en operaciones activas como Toquepala, a fin de anticipar posibles riesgos y optimizar los taludes finales.

Con el fin de contribuir a la gestión de estabilidad de taludes, deben analizarse diversos factores y medidas de acuerdo con las condiciones del terreno: Análisis geológico y geotécnico (caracterización del terreno y meteorización), el diseño del talud (ángulo de inclinación y altura), drenaje, monitoreo y seguimiento a través de la instrumentación geotécnica, esto ligado a las inspecciones periódicas y el plan de emergencia. Es deber propio y como principio humano darle la importancia necesaria a cada uno de estos aspectos, no solo para continuar la operación minera, sino como método de prevención para salvar vidas y brindar la confianza y tranquilidad necesaria al colaborador en su labor diaria.

La presente investigación busca proporcionar lineamientos de conciliación, información clave para optimizar los resultados de la voladura a partir de las características geotécnicas e implementar medidas preventivas. A través de este estudio, se pretende contribuir a la prevención de accidentes, contribuir a la continuidad operativa y cumplir con los estándares de seguridad y normatividad vigente en la industria minera.

1.4 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.4.1 *Problema general*

¿Cómo se relacionan las condiciones geotécnicas de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala con su comportamiento frente a los procesos de voladura y qué lineamientos de conciliación pueden proponerse para optimizar los resultados de este proceso?

1.4.2 *Problemas específicos*

- ¿Cuáles son los factores geotécnicos que condicionan la estabilidad de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala?

- ¿Qué lineamientos de conciliación geotécnica pueden proponerse para optimizar los resultados de la voladura de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala?

1.5 OBJETIVOS

1.5.1 *Objetivo general*

Evaluar las condiciones geotécnicas de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala y analizar su comportamiento frente a los procesos de voladura, para proponer lineamientos de conciliación que optimicen los resultados de la voladura a partir de las características geotécnicas.

1.5.2 *Objetivos específicos*

- Evaluar los factores geotécnicos que influyen en la estabilidad de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala.
- Proponer lineamientos de conciliación geotécnica orientados a optimizar los resultados de la voladura en los taludes de diorita propilítica de la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala.

1.6 IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

En minería a cielo abierto, la estabilidad de los taludes es un pilar fundamental para la seguridad de quienes trabajan en la operación. Una falla en los taludes constituye una amenaza directa para la seguridad integral, al poner en riesgo la vida de los trabajadores y generar consecuencias de difícil reversión. Además, estos eventos no solo comprometen la estabilidad física del entorno, sino que también repercuten en la continuidad de la producción minera, ocasionando retrasos y pérdidas operativas. La Unidad Minera Toquepala, ubicada en el distrito de Ilabaya, Jorge Basadre – Tacna, enfrenta desafíos geotécnicos debido a la diversidad de su litología, la presencia de discontinuidades estructurales y el impacto de las voladuras. Si estos factores no se manejan adecuadamente, pueden comprometer la estabilidad del macizo rocoso y generar situaciones peligrosas.

Este estudio nace con un enfoque preventivo, con el objetivo de anticiparse a posibles fallas antes de que se conviertan en un problema. Analizar el cumplimiento del diseño de los taludes en la Fase 6 del Sector Sureste permitirá proponer estrategias efectivas para prevenir cualquier eventualidad.

Más allá de un requisito normativo, estas evaluaciones son esenciales para minimizar los peligros potenciales, proteger la vida de los colaboradores, contribuir al

desarrollo sostenible de la operación y promover una cultura de seguridad basada en la prevención y la toma de decisiones informadas. En este sentido, la investigación se ajusta con los lineamientos establecidos en el Decreto Supremo N.º 034-2023-EM, contribuyendo activamente a un entorno minero más confiable y protegido.

Finalmente, los resultados de este estudio no solo beneficiarán a la Unidad Minera Toquepala, sino que también aportarán conocimientos valiosos para futuras evaluaciones en operaciones con condiciones geotécnicas similares, fortaleciendo la ingeniería geotécnica aplicada a la minería a cielo abierto.

1.7 LIMITACIONES

Durante el desarrollo de la presente investigación se identificaron algunas limitaciones inherentes al contexto operativo de la unidad minera. Una de ellas fue la dependencia directa del avance de las actividades de minado y voladura en la Fase 6 del Sector Sur, lo cual condicionó los tiempos y etapas en que fue posible realizar evaluaciones geotécnicas de campo. El estudio se vio adaptado al cronograma operativo, lo que implicó reorganizar visitas técnicas y ajustar la recolección de datos de acuerdo con la disponibilidad real de accesos a los frentes de trabajo.

Otra limitación importante estuvo relacionada con el tiempo disponible para la ejecución del estudio, el cual se desarrolla íntegramente durante el año 2025 ya que corresponde al tiempo de duración de la beca en la UM Toquepala. Esto restringe el análisis a la información obtenida en dicho periodo, sin considerar posibles variaciones que puedan producirse en campañas posteriores o bajo condiciones operativas distintas.

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1 Internacionales

Benavides Ángel, C. (2015) en su estudio *“Conciliación geotécnica para el apoyo de control de taludes y cumplimiento de líneas de diseño en Mina Los Colorados”*, concluye que el proceso de conciliación geotécnica es una herramienta fundamental para verificar que las condiciones reales de campo, como la resistencia de los materiales, geometría de taludes y condiciones hidrogeológicas, se alineen con los modelos de diseño planificados. Este proceso permite realizar ajustes oportunos en los parámetros geotécnicos de diseño, mejorando la estabilidad de los taludes y contribuyendo a una operación minera más segura y eficiente. Asimismo, destaca que la conciliación facilita la toma de decisiones con base en datos actualizados y fortalece el cumplimiento de los estándares técnicos y normativos en minería a cielo abierto.

Owusu-Bempah, G. (2020) en su estudio *“Streamlining Geotechnical Slope Reconciliation for Open Pits: a Slope Optimization and Recommendation Approach at Brockman 2 Operations in the Pilbara Region, Australia”*, concluye que el proceso de conciliación de taludes es un enfoque efectivo para evaluar de manera continua las condiciones de masa rocosa, estructuras geológicas y presencia de agua subterránea para facilitar la gestión de riesgos geotécnicos en minas a cielo abierto. Este enfoque cumple con la legislación de seguridad minera de Australia Occidental y se ha demostrado que los datos obtenidos se pueden utilizar de manera confiable para optimizar los diseños de taludes a través de pendientes más precisas y menos conservadoras y una interpretación más informada de la orientación estructural.

2.1.2 Nacionales

Soncco, J. (2020), en su informe titulado *“Conciliación Geotécnica de Taludes en Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A.”*, destaca que este proceso ha permitido identificar las zonas con mejores condiciones geotécnicas al comparar el diseño de los bancos con la topografía final. Como resultado, para optimizar la estabilidad de las paredes finales, se implementaron mejoras en la gestión de riesgos, lo que implicó la adopción de buenas prácticas en perforación y voladura, un mejor perfilado con palas, limpieza eficiente de los bancos y un monitoreo geotécnico más frecuente y detallado. Gracias a estas acciones, se logró un diseño más seguro y eficiente, permitiendo una mayor recuperación del mineral en condiciones óptimas para la operación.

Sanchez, A. (2021), en su tesis titulada *“Metodología para el cálculo de parámetros geométricos de diseño en el control de la estabilidad de taludes aplicando programación Visual Lisp y Visual Basic”*, enfatiza que la implementación de una nueva metodología basada en programación ha permitido calcular con precisión los valores de BFA, CBW e IRA, facilitando la evaluación de la estabilidad de los taludes y la confiabilidad del diseño. Gracias a esto, se optimiza la planificación y toma de decisiones en futuras fases de explotación. Los valores obtenidos reflejan un control geotécnico efectivo y la metodología ha demostrado ser una herramienta rápida y precisa para la conciliación de taludes a gran escala. Además, la coloración de perfiles ha resultado clave para identificar zonas de riesgo y monitorear deformaciones, permitiendo evaluar la eficiencia de prácticas operativas como el perfilado de palas, el uso de precortes y la limpieza de los pies de banco. Finalmente, este enfoque proporciona una visión clara del impacto de la voladura en la estabilidad de los taludes, mejorando la seguridad y eficiencia en la operación minera.

Gutiérrez, D. (2024), en su tesis titulada *“Evaluación geotécnica para la conciliación de ancho efectivo de banquetas en los taludes finales de la pared norte del tajo Quecher Mai”*, llegó a la conclusión de que en la Pared Norte del Tajo Quecher Main predominan dominios geotécnicos de baja resistencia, como Sílice Alunita 2, Sílice Clay 2 y Sílice Clay 3, lo que definió parámetros de diseño con bancos de 10 metros de altura, un ángulo de cara de banco de 55° y un ángulo interampa de 30° . Se estableció que el ancho de banqueta efectivo debe ser al menos el 80% del diseño, según el criterio de Read y Stacey (2009). El análisis de los niveles 3970 a 4050 mostró que más del 90% de las secciones cumplen con este estándar, evidenciando una mejora progresiva en la estabilidad de los taludes conforme avanza la profundidad de la excavación.

2.2 BASES TEÓRICAS

2.2.1 *Propiedades físicas y geotécnicas del macizo rocoso*

2.2.1.1 Peso específico

En función de cómo se encuentre la roca, se puede distinguir la densidad natural y la densidad seca. La denominada densidad natural (húmeda) es la relación entre la masa de una muestra de roca en su estado natural, con la humedad respectiva, y el volumen que ocupa:

$$\rho = \frac{m}{v}$$

Donde,

ρ = densidad

m = masa de la muestra

v = volumen de la muestra

Está claro que, si la muestra es secada en una estufa a temperatura suficiente (110°C), la muestra se denominaría densidad seca. (Ramírez, P. y Alejano, L., 2000.

2.2.1.2 Cohesión

La cohesión es un parámetro fundamental de la resistencia al corte en mecánica de rocas y representa la capacidad inherente del material para resistir esfuerzos cortantes en ausencia de esfuerzo normal. Este parámetro está asociado a la cementación mineralógica, enlaces intergranulares y fuerzas de atracción entre partículas o bloques rocosos, los cuales contribuyen a la resistencia del material antes de que intervengan los efectos de fricción.

En el marco del criterio de falla de Mohr–Coulomb, la cohesión corresponde al intercepto de la envolvente de resistencia en el eje del esfuerzo cortante cuando el esfuerzo normal es igual a cero. Matemáticamente, la resistencia al corte se expresa mediante la relación:

$$\tau = c + \sigma_n \tan(\phi)$$

τ = resistencia al corte

$c = \text{cohesión}$

$\sigma_n = \text{esfuerzo normal efectivo}$

$\phi = \text{ángulo de fricción interna}$

En macizos rocosos, la cohesión puede variar considerablemente dependiendo del grado de meteorización, fracturamiento, presencia de discontinuidades y alteración mineralógica, lo que influye directamente en la estabilidad de taludes.

2.2.1.3 Ángulo de fricción interna (ϕ)

El ángulo de fricción interna es un parámetro mecánico que describe la resistencia al deslizamiento entre superficies de roca cuando actúa un esfuerzo normal sobre el plano de falla. Este parámetro refleja principalmente el efecto del rozamiento entre partículas minerales o entre superficies de discontinuidades, así como la rugosidad y el interbloqueo entre los elementos del macizo rocoso.

En el criterio de Mohr–Coulomb, el ángulo de fricción interna determina la pendiente de la envolvente de resistencia al corte, y su valor está relacionado con el coeficiente de fricción del material:

$$\tau = c + \sigma_n \tan(\phi)$$

donde $\tan(\phi)$ representa el coeficiente de fricción interna.

En macizos rocosos, el ángulo de fricción puede verse afectado por factores como la rugosidad de las discontinuidades, la presencia de rellenos o alteración mineralógica, el contenido de agua, el grado de meteorización, entre otros.

2.2.1.4 Módulo de Elasticidad

El módulo de elasticidad, también denominado módulo de Young, es un parámetro que describe la rigidez del material rocoso, es decir, su capacidad para resistir deformaciones cuando se encuentra sometido a esfuerzos dentro del rango elástico.

Este parámetro se define como la relación entre el esfuerzo aplicado y la deformación unitaria resultante, y se expresa mediante la siguiente ecuación:

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon}$$

E = módulo de elasticidad

σ = esfuerzo aplicado

ε = deformación unitaria

En mecánica de rocas, el módulo de elasticidad se determina generalmente mediante ensayos de compresión uniaxial o triaxial, los cuales permiten obtener la curva esfuerzo - deformación del material. Este parámetro es particularmente importante en el análisis geotécnico, ya que permite evaluar la deformabilidad del macizo rocoso y su respuesta frente a excavaciones, cargas o procesos de voladura.

El módulo de elasticidad también está fuertemente influenciado por el grado de meteorización y fracturamiento del macizo rocoso. La siguiente tabla ilustra esta relación para diferentes estados de alteración de la diorita.

Tabla 2. Parámetros geomecánicos de la diorita según grado de meteorización

Estado de la diorita	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción (°)	Módulo de Elasticidad (GPa)
Completamente meteorizada	0.02	40	1.2
Débilmente meteorizada (moderadamente alterada)	0.9	55	10

Nota. Adaptado de *Applied Mechanics and Materials* (s.f.)

2.2.1.5 Humedad

La humedad se expresa como la relación en porcentaje entre la masa de agua contenida en la roca que se evapora a 110 °C y la masa de la muestra seca.

$$H = \frac{m_H}{m_s} \cdot 100$$

Donde,

H = % de humedad

m_H = masa de agua contenida en la muestra

m_s = masa de roca seca

2.2.1.6 Grado de saturación

Es el porcentaje de poros ocupado por el agua:

$$S_r = \frac{V_H}{V_P} \cdot 100$$

Donde,

S_r = grado de saturación

V_H = volumen ocupado por el agua

V_P = volumen total de poros

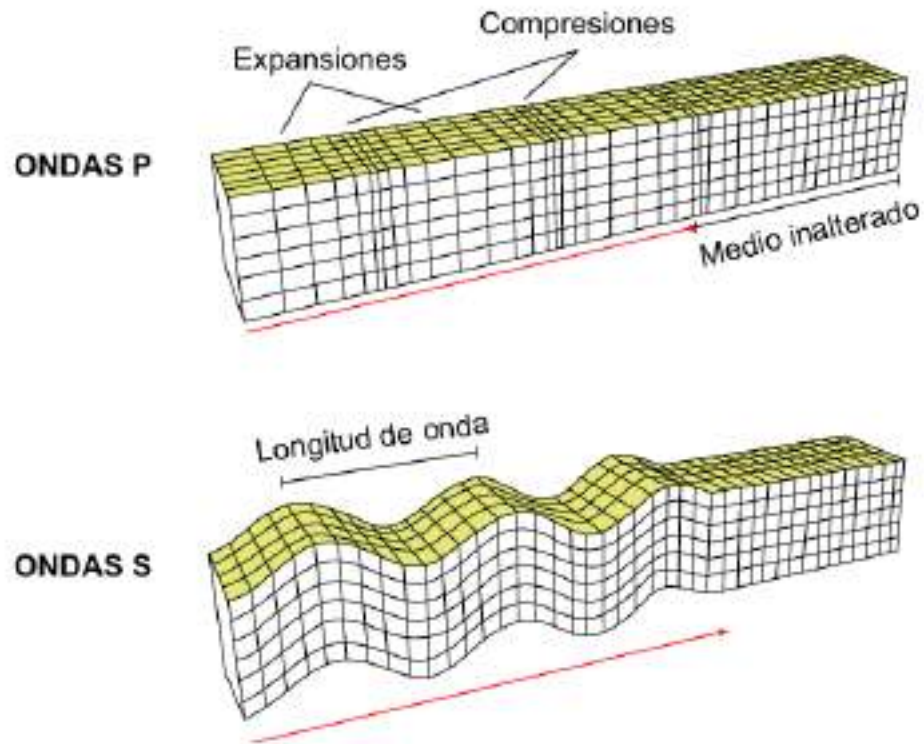
Tal que si la roca está seca $S_r = 0$, y si está saturada $S_r = 100$

2.2.2 Ondas de propagación

Las ondas sísmicas permiten comprender cómo reacciona el macizo rocoso frente a eventos como voladuras o vibraciones inducidas. Son la manifestación de la energía que se propaga a través del terreno cuyo análisis ofrece información clave sobre las propiedades dinámicas de los materiales. En el presente estudio se consideran únicamente las ondas sísmicas P (primarias) y S (secundarias), debido a que constituyen los modos principales de propagación de energía en el macizo rocoso y son las más relevantes para la evaluación geotécnica en voladura.

Las ondas P se caracterizan por generar un movimiento de compresión y expansión en la misma dirección en la que se propagan. Viajan a mayor velocidad y pueden atravesar tanto sólidos como líquidos y permiten estimar parámetros relacionados con la densidad y compresibilidad del medio. Por su parte, las ondas S producen un movimiento de corte perpendicular a la dirección de propagación, avanzan más lentamente y solo se desplazan a través de materiales sólidos, por lo que son más sensibles a la rigidez y a la presencia de discontinuidades en la roca. (Bernaloa, J. et al, 2013)

Figura 1. Tipos de ondas



Nota. Adaptado de Perforación y voladura de rocas en minería, J. Bernaloa et al. (2013)

El estudio conjunto de estas ondas permite inferir no solo la composición y el estado del macizo rocoso, sino también estimar parámetros geotécnicos como el módulo de elasticidad, el módulo de corte y la respuesta del terreno ante esfuerzos dinámicos.

2.2.2.1 Velocidad de propagación de las ondas ultrasónicas

P. Ramírez y L. Alejano (2004) mencionan que la medición de la velocidad de propagación de las ondas ultrasónicas de compresión (P) y cizalladura (S) en una roca permite inferir propiedades como la porosidad y el grado de microfracturación, así como posibles alteraciones en la matriz rocosa policristalina. Dado que la porosidad y las microfracturas suelen presentar orientaciones preferenciales, la velocidad de las ondas puede variar según la dirección de propagación.

En condiciones ideales, donde no existen huecos ni discontinuidades, la fase sólida de la roca puede considerarse un medio elástico. En ese caso, la propagación de las ondas P y S se comporta de forma puramente elástica, siendo su velocidad función

únicamente de las constantes elásticas (módulo de elasticidad y módulo de corte) y de la densidad de la roca. Esta velocidad (m/s) es independiente de la intensidad o duración de la perturbación que genera la onda:

$$V_p = \sqrt{\frac{E}{\rho} \cdot \frac{1 - \mu}{(1 + \mu)(1 - 2\mu)}}$$

Donde,

E = módulo elástico de la roca

μ = coeficiente de Poisson de la roca

ρ = densidad de la roca

El índice de continuidad de una roca se determina al comparar la velocidad teórica que deberían alcanzar las ondas P, según su composición mineralógica, con la velocidad real medida. Esta relación se obtiene dividiendo la velocidad teórica entre la velocidad observada experimentalmente:

$$IC = \frac{V_p}{V_{p.T.}} \cdot 100$$

Donde,

IC = índice de continuidad

V_p = velocidad real de ondas P

$V_{p.T.}$ = velocidad teórica de ondas P

Entonces, se puede interpretar que cuanto mayor sea la porosidad o fracturación de una roca menor en su índice de continuidad debido a que las ondas P se ven afectadas.

La velocidad teórica de propagación de la onda se calcula:

$$\frac{1}{V_{p.T.}} = \sum \frac{C_i}{V_{p_i}}$$

Donde,

C_i = concentración en tanto por 1 de los minerales de la roca

V_{p_i} = velocidad natural de las ondas P

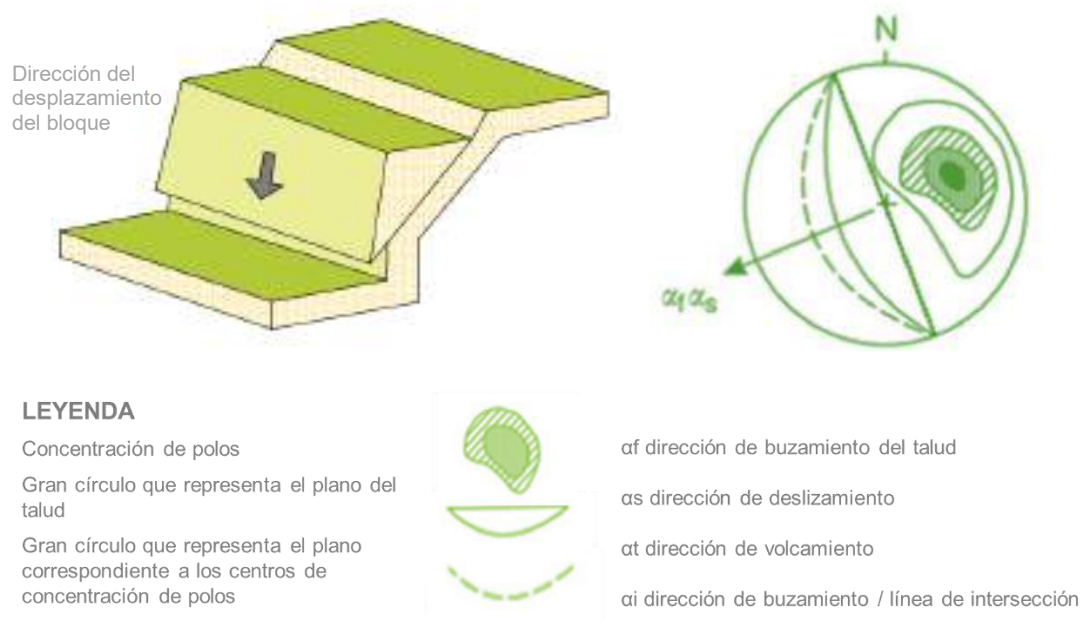
2.2.3 Mecanismos de rotura

2.2.3.1 Rotura planar

Se producen cuando los estratos se inclinan en sentido opuesto al talud y su orientación es paralela o casi paralela a la dirección de este, como se muestra en la Figura 2. Usualmente, estos estratos están segmentados en bloques debido a la presencia de sistemas de discontinuidades que se cruzan en ángulos rectos. La falla que se genera en estos casos implica que los bloques giran, y su estabilidad no depende únicamente de la capacidad de resistir el deslizamiento (González de Vallejo, F. et al., 2002).

Este tipo de inestabilidad es común cuando el rumbo del plano de discontinuidad coincide con el del talud y presenta una inclinación marcada hacia el interior del macizo rocoso. (Ramírez, P. y Alejano, L., 2004)

Figura 2. Rotura planar del macizo rocoso respecto a la orientación del talud



Nota. Adaptado de Ingeniería Geológica, González de Vallejo, F. et al. (2002)

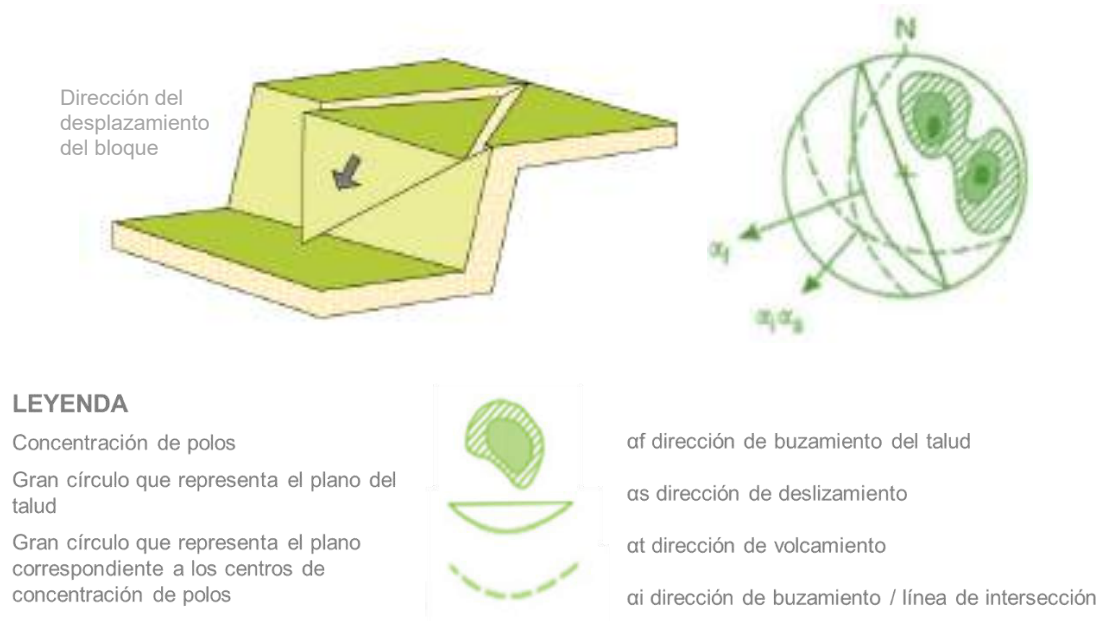
2.2.3.2 Rotura en cuña

Este tipo de deslizamiento ocurre cuando un bloque con forma de cuña se moviliza a lo largo de la línea de intersección entre dos planos de discontinuidad, como se ilustra en la Figura 3. Es característico de macizos rocosos que presentan múltiples

familias de discontinuidades, cuyas propiedades geométricas influyen directamente en la configuración y tamaño de la cuña (González de Vallejo et al., 2002).

Para que se genere este tipo de falla, es necesario que la línea de intersección entre los planos tenga una inclinación menor que la del talud, que dicha línea se manifieste en la superficie del talud, y que los planos que conforman la cuña también estén expuestos en el terreno. Alternativamente, puede existir un plano que separe claramente la cuña del resto del macizo rocoso. (Ramírez, P. y Alejano, L., 2004)

Figura 3. Rotura en cuña respecto a la orientación del talud

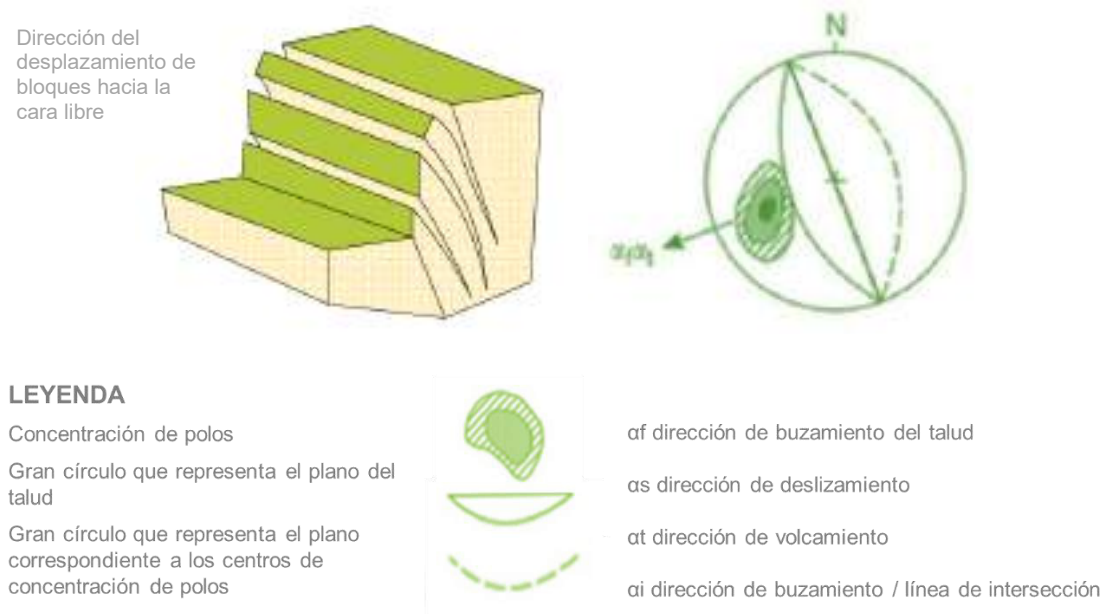


Nota. Adaptado de Ingeniería Geológica, González de Vallejo, F. et al. (2002)

2.2.3.3 Rotura por vuelco

Este tipo de falla ocurre en taludes compuestos por macizos rocosos, cuando los estratos se inclinan en sentido opuesto al talud y su orientación es paralela o casi paralela a la dirección de este, como se muestra en la Figura 4. Generalmente, estos estratos están fragmentados en bloques debido a la presencia de sistemas de discontinuidades que se cruzan en ángulos rectos. La inestabilidad que se genera implica un giro de los bloques, y su estabilidad no depende únicamente de la resistencia al deslizamiento (González de Vallejo et al., 2002).

Figura 4. Rotura por vuelco en macizos rocosos

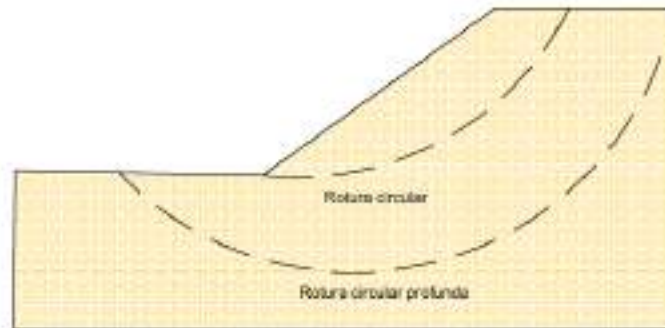


Nota. Adaptado de Ingeniería Geológica, González de Vallejo, F. et al. (2002)

2.2.3.4 Rotura circular

Este tipo de rotura ocurre a lo largo de una superficie interna de deslizamiento que suele tener una forma curva o semicircular, como se muestra en la Figura 5. Es común en suelos, macizos rocosos de baja competencia o muy alterados, así como en aquellos que presentan una fracturación intensa. En estos casos, el comportamiento del macizo rocoso es isotrópico, y los planos de discontinuidad no influyen significativamente en su respuesta mecánica, lo que hace que se comporte de manera similar a un suelo. Sin embargo, la presencia de zonas específicas de debilidad, como grandes fracturas o fallas, puede modificar el patrón de rotura y dar lugar a otros tipos de mecanismos (González de Vallejo, F. et al., 2002).

Figura 5. Rotura circular en macizos rocosos altamente fracturados



Nota. Elaboración propia.

2.2.4 Ensayos de laboratorio

2.2.2.1. Ensayo PLT

El ensayo de carga puntual (Point Load Test) es una técnica utilizada para determinar la resistencia de las rocas a la compresión. Consiste en aplicar una carga creciente en puntos opuestos de la roca hasta lograr su fractura, obteniéndose el Índice de carga puntual (I_s), que puede correlacionarse con la resistencia a la compresión simple de la roca. (Franklin, J., 1985)

El Índice de carga puntual está representado por la siguiente fórmula:

$$I_s = \frac{P}{D^2}$$

Donde,

P = carga máxima aplicada (N)

D = diámetro equivalente de la muestra (mm)

Este ensayo es importante porque evalúa la variabilidad de la resistencia de un mismo talud, banco o unidad geológica.

Figura 6. Equipo para ensayos PLT



Nota. Laboratorio de Mecánica de Rocas, SPCC. Elaboración propia, 2025.

2.2.5 Caracterización geotécnica del macizo rocoso

2.2.5.1 Macizo rocoso

El macizo rocoso se entiende como el conjunto de la roca con sus discontinuidades, esto quiere decir todo el complejo que incluye las fallas, familias de diaclasas, estratificaciones, pliegues, etc. El comportamiento que este tenga dependerá de su litología, características estructurales y el dinamismo natural y artificial al que sea sometido.

2.2.5.2 Caracterización estructural del macizo rocoso

Se denomina estructura del macizo rocoso al conjunto de fallas, diaclasas, pliegues y características geológicas propias del mismo. Estas discontinuidades, que se entiende como una superficie que está abierta o tiene tendencia a abrirse por tensiones inducidas, pueden aparecer durante la génesis del macizo rocoso o posteriormente por eventos tectónicos. Al primer tipo corresponden las laminaciones, estratificaciones y foliaciones primarias en las rocas. (Ramírez, P. y Alejano, L., 2004)

En la Unidad Minera Toquepala, la caracterización de estas condiciones geotécnicas se realiza utilizando el sistema de clasificación RMR propuesto por

Bieniawski (1976), el cual constituye la base para evaluar la calidad del macizo rocoso y orientar el diseño de taludes en producción. A continuación, se presenta 2 principales clasificaciones con la finalidad de analizar las propiedades del macizo rocoso para determinar la calidad del mismo.

2.2.5.2.1 Rock Quality Designation (RQD) – Método de Scanline y Jv

Es el índice de calidad de roca que se mide in situ, existen 2 principales formas para calcularlo:

- a. Primer caso: A partir del logueo de testigos de perforación, donde solo se consideran los tramos mayores a 10 cm, esto sigue la siguiente fórmula:

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos} > 10\text{cm}}{100\text{cm}}$$

- b. Segundo caso: El cálculo del RQD será en función del número de juntas por metro cúbico en las paredes del talud, en concordancia con la siguiente fórmula:

$$RQD = 115 - (3.3)Jv$$

Donde,

$$Jv = \text{número de juntas por metro cúbico}$$

Los valores obtenidos del RQD se pueden clasificar en la Tabla 3.

Tabla 3. Estimación del RQD

RQD	Jv	Valor
0	35	3
10	32	4
20	29	5
30	26	6
40	23	8
50	20	10
60	17	12
70	14	14
80	11	16
90	8	18
100	5	20

Nota. Bieniawski (1989).

2.2.5.2.2 Rock Mass Rating (RMR)

Desarrollada por Bieniawski en 1976 y posteriores actualizaciones en 1979 y 1989, es una clasificación de macizos rocosos que permite relacionar parámetros geotécnicos del macizo rocoso con índices de calidad. Este comportamiento geotécnico del macizo rocoso se expresa en la Clasificación RMR (Rock Mass Rating) que varía de 0 a 100. (Gonzales, L. et al., 2002)

Tabla 4. Clasificación RMR (1976)

PARÁMETROS		ESCALA DE VALORES						
Resistencia de la roca intacta	Ensayo carga puntual	>8 MPa	4-8 Mpa	2-4 Mpa	1-2 Mpa	Para estos rangos bajos es preferible usar prueba UCS.		
	Compresión simple (MPa)	>250 (15)	250-100 (12)	100-50 (7)	50-25 (4)	10-25 Mpa	3-10 Mpa	1-3 Mpa
Valor asignado		15	12	7	4	2	1	0
Calidad de testigo perforado (RQD)		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
Valor asignado		20	17	13	8	3		
Espaciamiento entre fracturas		>3m	1-3m	0.3-1m	50-300mm	<50mm		
Valor asignado		30	25	20	10	5		
Condición de fractura		Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separaciones, paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas, separación <1mm, paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas, separación <1mm, paredes de roca blanca.	Superficies pulidas o relleno <5mm o fisuras abiertas 1-5mm.	Relleno blanco >5mm o fisuras abiertas >5mm y continuas.		
Valor asignado		25	20	12	6	0		
Agua subterránea		Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min	
		Presión agua/tensión principal mayor	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5	
		Condiciones generales	Totalmente seco	Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
		Valor asignado	10	7	4	0		
Clasificación		Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)	
		Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V	
		Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala	

Nota. Clasificación RMR. Adaptado de Bieniawski (1976).

La aplicación del RMR consiste en dividir el macizo rocoso en celdas representativas que presenten características geológicas similares por medio de observaciones técnicas, donde se hace la toma de datos, medidas referentes a las propiedades y características de las discontinuidades.

Para calcular la Clasificación RMR correspondiente a cada celda se hace uso de la Tabla 3. Una vez obtenidas las puntuaciones de todos los parámetros se clasifica finalmente el macizo rocoso (Tabla 5), teniendo cada una un significado geotécnico. (Gonzales, L et al., 2002)

Tabla 5. Calidad del macizo rocoso

CLASE	CALIDAD	VALORACIÓN RMR	COHESIÓN	ÁNGULO DE ROZAMIENTO
I	Muy buena	100 - 81	$> 4\text{kg/cm}^2$	$< 45^\circ$
II	Buena	80 - 61	$3 - 4\text{ kg/cm}^2$	$35^\circ - 45^\circ$
III	Media	60 - 41	$2 - 3\text{ kg/cm}^2$	$25^\circ - 35^\circ$
IV	Mala	40 - 21	$1 - 2\text{ kg/cm}^2$	$15^\circ - 25^\circ$
V	Muy mala	< 20	$< 1\text{ kg/cm}^2$	$< 15^\circ$

Nota. Calidad de macizos rocosos con relación a la Clasificación RMR. (Gonzales, L. et al., 2002)

Los caracteres de las discontinuidades que más influyen en su comportamiento y que son considerados en la clasificación del RMR comprenden: orientación, espaciado, dimensiones, rugosidad, resistencia de los labios de la discontinuidad, apertura y relleno.

2.2.5.2.2.1 Tipo de estructura

Algunas de las estructuras/discontinuidades comunes a encontrarse en campo son las siguientes:

- Falla (FL): Fractura en un macizo rocoso a lo largo de la cual ha habido desplazamiento. Normalmente se tiene relleno de panizo de falla o brecha.
- Cizalla (SR): Si la estructura tiene evidencia de movimiento, usar falla si el espesor es más de 5 cm y usar cizalla si la estructura tiene menos de 5 cm de espesor.
- Diaclasa (JN): Fractura en una masa rocosa a lo largo de la cual no ha habido desplazamiento identificable.

- Grupo de Diaclasas (JS): Familia de diaclasas las cuáles tienen aptitud y longitud común; el espaciamiento y la frecuencia de estas juntas se registrará.
- Vena (VN): Una fractura en una masa rocosa con un relleno aparentemente inyectado al mismo tiempo en que se formó la fractura.
- Foliación (FN): Superficie paralela al bandeamiento de rocas metamórficas.
- Estratificación (BD): Bandeamiento regular en rocas sedimentarias, paralelo a la superficie de depositación.
- Contacto (CN): Superficie entre dos tipos de roca.
- Dique (DK): Cuerpo de roca ígnea que corta a través de la estructura a una roca adyacente más antigua.
- Inconformidad (UC): Superficie erosionada cubierta por rocas sedimentarias o volcánicas.

2.2.5.2.2.2 Espaciado

Es la distancia media entre discontinuidades paralelas o subparalelas. Es este el factor que determina el tamaño de bloques y junto con otros factores como lo son la resistencia y permeabilidad, determinan el grado de deformabilidad que tendrá el macizo rocoso.

Para describir el espaciado se puede utilizar la recomendación de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (SIMR).

Tabla 6. Terminología de espaciado de las discontinuidades

DESCRIPCIÓN	ESPACIADO EN mm
Extremadamente cerrado	<20
Muy cerrado	20-60
Cerrado	60-200
Moderado	200-600
Abierto	600-2000
Muy abierto	2000-6000
Extremadamente abierto	>6000

Nota. Terminología de espaciados recomendada por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (SIMR)(Brown E., 1981)

2.2.5.2.2.3 Persistencia

Es entiende como la extensión que tienen las discontinuidades en el afloramiento, que pueden extenderse fuera del mismo o ser cortadas por otras discontinuidades. Para poder clasificar su extensión se puede utilizar la Tabla 7 recomendada por Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (SIMR).

Tabla 7. Terminología de persistencia de las discontinuidades

DESCRIPCIÓN	CONTINUIDAD EN m
Muy pequeña	<1
Pequeña	1-3
Media	3-10
Grande	10-20
Muy grande	>20

Nota. Terminología de continuidad o persistencia recomendada por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (SIMR) (Brown, 1981).

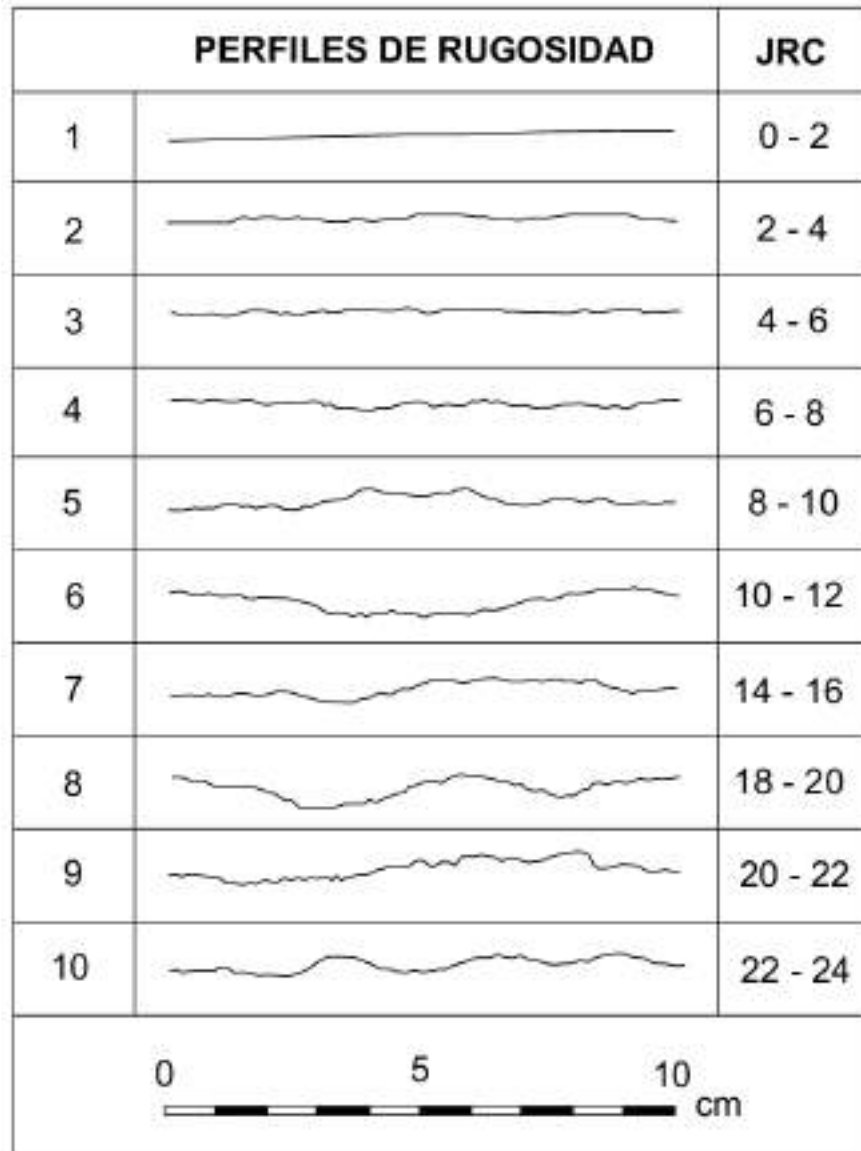
2.2.5.2.2.4 Joint Roughness Coefficient (JRC)

La rugosidad es la característica de las juntas que otorga resistencia al corte. Se puede caracterizar de acuerdo con su grado de ondulación y aspereza. Las ondulaciones son rugosidades a gran escala que ofrecen una gran resistencia al corte. Por otro lado, las asperezas son rugosidades de menor grado que puede desaparecer en el mismo desplazamiento.

El valor de la resistencia al corte por la rugosidad de puede obtener en el laboratorio con una muestra de discontinuidad, de igual manera en un ensayo de corte directo in situ.

En la clasificación propuesta por Barton y Choubey (1977), el coeficiente de rugosidad (JRC) se obtiene de una medida de perfiles de 10 cm de longitud cada uno. (Figura 7)

Figura 7. Perfiles de rugosidad



Nota. Escala de rugosidad definida por perfiles de 10 cm de longitud. Barton y Choubey. (1977)

2.2.5.2.5 Criterio de Barton – Bandis

El criterio de Barton–Bandis es un modelo empírico ampliamente utilizado en mecánica de rocas para estimar la resistencia al corte de discontinuidades. Este criterio fue desarrollado a partir de ensayos de corte directo realizados sobre superficies de juntas naturales, permitiendo representar de manera más realista el comportamiento no lineal de estas estructuras frente a diferentes niveles de esfuerzo normal . (Lianheng, Z. at al., 2020)

A diferencia de los modelos lineales, como Mohr-Coulomb, el criterio de Barton–Bandis considera explícitamente la influencia de la rugosidad de la discontinuidad (JRC) y la resistencia de las paredes de la junta (JCS), parámetros que condicionan la respuesta mecánica de las superficies en contacto. Asimismo, incorpora el efecto del esfuerzo normal, el cual condiciona la movilización de la resistencia al corte.

La expresión general del criterio está dada por:

$$\tau = \sigma_n \tan \left(\varphi_b + JRC \cdot \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right)$$

τ = resistencia al corte (MPa)

σ_n = esfuerzo normal efectivo (MPa)

JRC = coeficiente de rugosidad de la junta

JCS = resistencia a compresión de las paredes de la junta (MPa)

φ_b = ángulo de fricción básica de la roca (°)

El criterio de Barton–Bandis es particularmente relevante en el análisis de macizos rocosos discontinuos, siendo aplicado en las siguientes situaciones:

- Estabilidad de taludes en minería a cielo abierto: Permite evaluar fallas controladas por discontinuidades (planar, cuña o vuelco), donde la resistencia al corte depende fuertemente de la rugosidad y del confinamiento normal. Es especialmente útil en taludes afectados por voladura, donde puede producirse degradación del JRC.
- Diseño de excavaciones subterráneas: Se emplea para analizar la estabilidad de techos y paredes en túneles, galerías y cámaras, donde las juntas condicionan la respuesta del macizo.
- Modelamiento numérico avanzado: Es utilizado en softwares geotécnicos (como RS2, UDEC, FLAC) para simular el comportamiento no lineal de juntas bajo diferentes condiciones de carga.

2.2.5.2.2.6 Apertura

Se define como la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad. Su origen puede ser debido a grandes desplazamiento, disolución

o tracción en las discontinuidades. Para su descripción, se puede emplear la terminología recomendada por la SIMR (Brown, 1981). (Tabla 8)

Tabla 8. Apertura de las discontinuidades

APERTURA	DESCRIPCIÓN	ASPECTO
<0.1 mm	Muy cerrada	Aspecto cerrado
0.1 - 0.25 mm	Cerrada	
0.25 – 0.5 mm	Parcialmente abierta	
0.5 – 2.5 mm	Abierta	Aspecto de hendidura
2.5 – 10 mm	Moderadamente ancha	
>10 mm	Ancha	
1 – 10 cm	Muy ancha	Aspecto abierto
10 – 100 cm	Extremadamente ancha	
>1 m	Cavernosa	

Nota. Terminología de apertura recomendada por la SIMR (Brown, E., 1981)

2.2.5.2.2.7 Relleno

Se entiende por relleno al material que ocupa el espacio entre las paredes de una discontinuidad. El comportamiento mecánico de la discontinuidad va a depender en gran medida del tipo de material es el relleno, la granulometría, mineralogía, relación con la consolidación, humedad y permeabilidad y de si tuvo desplazamientos previos. Algunos materiales comunes son la calcita (Ca), panizo (Pz), brecha de roca (Br), arcillas (Arc), óxidos (Ox), turmalina (Turm), cuarzo (Qz), yeso (Ys), anhidrita (An) y sulfuros(S).

2.2.5.2.2.8 Joint Wall Compressive Strength (JCS)

Para obtener la dureza de una roca, se debe tomar una muestra de mano/ testigo y rasgarlo/golpearlo para clasificarlo según la Tabla 9.

Tabla 9. Clasificación de la dureza en el campo

Grado	Descripción	UCS (Mpa.)		Valor	Martillo
R0	Roca extremadamente débil	0.25 - 1			
R0.5					Mezcla de Panizo y Brecha
R1	Roca muy débil	1-5	3	1	Se desmorona con un golpe
R1.5			5	1	
R2	Roca débil	5 -25	15	2	Se indenta superficialmente la punta del martillo
R2.5			25	3	Se fractura en muchos pedazos con un golpe
R3	Roca medianamente fuerte	25 - 50	37.5	4	1 golpe se fractura
R3.5			50	6	2 golpes se fracturan
R4	Roca fuerte	50 -	75	7	3 golpes se fracturan
R4.5			100	9	4 golpes se fracturan
R5	Roca muy fuerte	100 -	175	13	Muchos golpes para fracturar
R6	Roca	> 250	>250	15	Solo se astilla

Nota. Adaptado de Monitoreo y pruebas de la caracterización de las rocas. SIMR, Brown, E., 1981.

2.2.5.2.2.9 Joint Roughness (JR - Q de Barton)

Representa el grado de rugosidad de las juntas, el cual influye en la resistencia del corte en las discontinuidades. Los valores altos corresponden a superficies muy rugosas e irregulares, las cuales ofrecen mayor resistencia al deslizamiento.

Tabla 10. JR (Q de Barton)

Jr (Q de Barton)	
Si hay contacto entre las dos superficies (con menos de 10 cm de movimiento)	Grado
Estructura sin continuidad	4
Rugoso e irregular u ordenado	3
Liso y ondulado	2
Estriada y ondulado	1.5
Rugoso y planar	1.5
Liso y planar	1
Estriada y planar	0.5
Si no hay contacto entre las dos superficies con movimiento	Grado
Zonas que tienen arcilla, arenas, gravas y/o rocas molidas tan ancho para prevenir contacto de las dos superficies	1

Nota. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Barton, N., 1974.

2.2.5.2.2.10 Joint Alteration Number (JA - Q de Barton)

Refleja el grado de alteración o relleno de las juntas. Los valores bajos indican juntas limpias y sin material de alteración.

Tabla 11. JA (Q de Barton)

Ja (Q de Barton)		
Tipo	Descripción	Grado
Planos	Contacto entre los planos	
	Sellado	0.75
	Planos inalterados o con patinas locales	1
	Planos ligeramente alterados sin arcilla	2
	Planos con pequeñas fracciones de arcillas (no blandas)	3
	Planos recubiertos de arcillas blandas o pequeñas cantidades de arcillas expansivas (hasta 2mm)	4
Rellenos	Contacto entre los planos antes de un desplazamiento por corte de 10 cm	
	Relleno no arcilloso (hasta 5 mm)	4 - 6
	Relleno arcilloso duro a blando (inferior a 5mm)	6-8
	Rellenos de arcillas expansivas (hasta 5 mm)	8-12
Fallas	Sin contacto entre los planos	
	Fallas con relleno de roca desintegrada y pocas arcillas	6-8
	Fallas con rellenos arcillosos duro a blando (dependiendo de la cantidad de arcillas expansivas y de la exposición al agua)	8 - 12
	Fallas gruesas mayormente con relleno arcilloso expansivo	12 - 20

Nota. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Barton, N., 1974.

2.2.5.2.2.11 Agua en las discontinuidades

En los macizos de rocas ígneas y metamórficas, la circulación del agua se suele dar en las discontinuidades como en las fallas y fracturas, ya que son de origen secundario. La clasificación engloba términos como impermeable, seco, húmedo, goteo y fluencia. (Ramírez, P. y Alejano, L., 2004)

Tabla 12. Agua subterránea

Cantidad de infiltración, por 10m de longitud de túnel	Ninguna	< 25 Lt/min	25 - 125 Lt/min	> 125 Lt/min
Ratio: Presión del agua en las fisuras/ esfuerzo principal	0	0.0- 0.2	0.2-0.5	> 0.5
Condiciones generales	Totalmente seco	Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua
Valor asignado	10	7	4	0

Nota. Engineering Rock Mass Classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. Wiley-Interscience. Table "Rock Mass Rating System". Bieniawski, 1989.

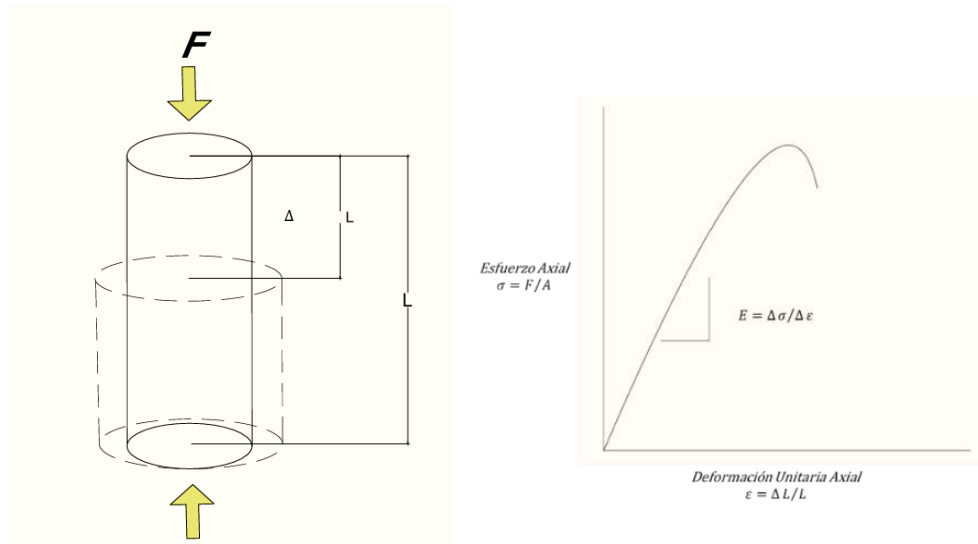
Todos estos parámetros anteriores son base para llegar a una clasificación de calidad de macizo. (Tabla 5)

2.2.5.3 Propiedades de deformabilidad del macizo rocoso

2.2.5.3.1 Módulo de Young (E)

El módulo de Young es una propiedad mecánica que describe la rigidez de un material. Esta propiedad es la relación entre el esfuerzo aplicado y la deformación unitaria que este genera dentro del rango elástico. En otras palabras, mide qué tan rígido o flexible es un material cuando se le aplica una fuerza. En el caso de las rocas ígneas, como la diorita, granodiorita y riolita, este módulo suele tener valores elevados debido a su alta densidad, bajo grado de fracturamiento y cohesión interna. Un módulo alto indica que las rocas ofrecen una gran resistencia a la deformación cuando son sometidas a esfuerzos.

Figura 8. Representación gráfica del Módulo de Young (E)



Nota. Adaptado de The Complete Isrm Suggested Methods For Rock Characterization, Testing And Monitoring: 1974-200. R. Ulusay y J. Hudson, 2007.

El módulo de Young también puede ser determinado a partir de las propiedades sísmicas de las rocas, utilizando las velocidades de la propagación de onda. Este enfoque es utilizado cuando estudios geofísicos donde se desea obtener el parámetro elástico sin la necesidad de extraer muestras. La expresión utilizada es la siguiente:

$$E = \rho V_S^2 \cdot \frac{3V_P^2 - 4V_S^2}{V_P^2 - V_S^2}$$

ρ = densidad de la roca (kg/m^3)

V_P = velocidad de la onda P (m/s)

V_S = velocidad de la onda S (m/s)

En la siguiente tabla se indican algunos ejemplos.

Tabla 13. Módulo de Young – E (k_g / cm^2)

Roca	Módulo de Young (k_g / cm^2)
Granito	$2 - 6 \times 10^5$
Diorita	$7 - 10 \times 10^5$
Gabro	$7 - 11 \times 10^5$
Basalto	$6 - 10 \times 10^5$
Sienita	$6 - 8 \times 10^5$

Nota. Módulo de Young presentes en algunas rocas. Propiedades elásticas de las rocas, C. Canoba y H. Fraga (2004).

Los valores tomados en la presente tesis para el módulo de Young corresponden al Reporte final actualización y determinación de la velocidad pico partícula, mediante el uso de refracción sísmica y MASW. (Superintendencia de Geotecnia, 2023)

2.2.5.3.2 Coeficiente de Poisson (ν)

El coeficiente de Poisson es una propiedad elástica que indica cómo se deforma un material en dirección perpendicular cuando se le aplica una carga en una dirección principal. Específicamente, cuánto se encoge a lo ancho cuando se alarga. La expresión matemática es la siguiente:

$$\nu = \frac{\varepsilon_{lateral}}{\varepsilon_{longitudinal}}$$

ν = coeficiente de Poisson (adimensional)

$\varepsilon_{lateral}$ = deformación en dirección perpendicular al esfuerzo

$\varepsilon_{longitudinal}$ = deformación en la dirección del esfuerzo

Estos análisis resultan relevantes para los análisis de esfuerzos y deformaciones en el macizo rocoso.

2.2.5.4 Propiedades de resistencia del macizo rocoso

2.2.5.4.1 Ley de Hooke

La Ley de Hooke, enunciada por Robert Hooke (1678), establece que la deformación de un cuerpo elástico es directamente proporcional a la fuerza aplicada sobre él, dentro de su límite elástico. En términos de esfuerzo (σ) y deformación (ε), se expresa como:

$$\sigma = E \cdot \varepsilon$$

Donde E representa el módulo de Young, constante de proporcionalidad que varía según el material. Esta ley es fundamental en el estudio del comportamiento elástico de las rocas, ya que permite modelar cómo responden ante esfuerzos compresivos o tensionales antes de alcanzar su punto de falla. En geotecnia, se aplica para describir el comportamiento lineal elástico de los macizos rocosos bajo condiciones de carga, especialmente en el diseño de taludes, túneles y estructuras mineras. Su uso es clave para la interpretación de ensayos de laboratorio como la compresión uniaxial y triaxial, así como para la modelación numérica de esfuerzos en el macizo rocoso.

De acuerdo con C. Figueroa y S. Giraldo (2019), la constante que relaciona el esfuerzo con la deformación depende de factores como la forma, la composición y el tipo de material del objeto. Señalan además que todos los materiales presentan cierto grado de elasticidad, y que la Ley de Hooke es aplicable siempre que, al retirar la carga, el cuerpo sea capaz de volver a su forma original.

En el comportamiento de los macizos rocosos, la falla rara vez ocurre de forma inmediata y generalizada. Por el contrario, suele desarrollarse de manera progresiva, iniciando en zonas localizadas donde se concentran los esfuerzos o existe una discontinuidad estructural. Este proceso, conocido como principio de deformación progresiva, implica que el daño en el material se propaga poco a poco, a medida que las condiciones de carga superan la resistencia interna del macizo rocoso. Tal como señalan Hoek y Bray (1981), este mecanismo es característico de materiales con comportamiento frágil o parcialmente fracturado, y es clave para interpretar movimientos lentos en taludes y frentes de excavación. Su identificación en campo, mediante sistemas de monitoreo geotécnico, puede ofrecer señales tempranas de inestabilidad y ser crucial para la toma de decisiones preventivas.

2.2.5.4.2 *Criterio de Hoek-Brown*

El criterio de Hoek-Brown es ampliamente utilizado en geotecnia para estimar la resistencia de macizos rocosos, especialmente cuando estos presentan fracturas, discontinuidades o alteración. A diferencia del modelo clásico de Mohr-Coulomb, que asume un comportamiento lineal, este criterio es no lineal y se adapta mejor a las condiciones reales de las rocas en el campo. Fue desarrollado por Evert Hoek y

Edward T. Brown (1980) a partir de ensayos triaxiales, y considera tanto la resistencia de la roca intacta como el estado estructural del macizo rocoso a través del índice GSI (Geological Strength Index).

La forma generalizada del criterio para macizos rocosos es la siguiente:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \cdot \left(m_b \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + S \right)^a$$

σ_1 : *esfuerzo principal mayor al momento de la falla.*

σ_3 : *esfuerzo principal menor o confinante.*

σ_{ci} : *resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta*

m_b, s, a : *parámetros del macizo que depende del GSI y del tipo de roca.*

Este modelo es muy útil cuando se trabaja en taludes de mina a cielo abierto, ya que muchos de los bancos o frentes de excavación presentan rocas fracturadas que no responden como materiales homogéneos. Gracias a su flexibilidad, el criterio Hoek-Brown se ha convertido en una herramienta clave en la evaluación de estabilidad.

2.2.5.4.3 Resistencia a la Tracción

La resistencia a la tracción de una roca se define como el máximo esfuerzo de tensión que el material puede soportar antes de producirse la fractura. En ingeniería de rocas, este parámetro es importante porque controla procesos de propagación de fracturas, estabilidad del macizo rocoso y comportamiento frente a voladuras, siendo generalmente mucho menor que la resistencia a compresión. La resistencia a la tracción suele determinarse mediante ensayos de tracción indirecta, siendo el ensayo brasileño uno de los métodos más utilizados (International Society for Rock Mechanics, 1978)

En el ensayo brasileño, la resistencia a la tracción se calcula mediante la siguiente expresión:

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi DL}$$

Donde,

σ_t = *resistencia a la tracción (MPa)*

$P = \text{carga aplicada en el momento de la rotura (N)}$

$D = \text{diámetro de la muestra (m)}$

$L = \text{longitud o espesor de la muestra (m)}$

La resistencia a la tracción es un parámetro importante en mecánica de rocas, ya que muchas fracturas en el macizo rocoso se producen cuando la roca es sometida a esfuerzos de tensión. Debido a que las rocas presentan una resistencia a la tracción mucho menor que su resistencia a compresión, es común que la falla ocurra primero por tracción. Por esta razón, conocer este parámetro permite entender mejor cómo se generan y se propagan las fracturas en la roca, así como evaluar el comportamiento del macizo rocoso en excavaciones, taludes y procesos de voladura.

2.2.6 Talud

Una “ladera” o “talud” es una acumulación de tierra que no se presenta de manera horizontal, sino que tiene inclinaciones o variaciones notables en su altura. En el ámbito técnico se refiere a “ladera” cuando su forma actual resulta de un proceso natural, mientras que “talud” indica que se ha creado de manera artificial. Los taludes se clasifican en tres tipos principales: terraplenes, cortes en laderas naturales y muros de contención. Es posible encontrar mezclas de distintos tipos de taludes y laderas. (Suárez, J., 2012)

El perfil de una mina está conformado por tres categorías de taludes: de banco, de operación y final. El talud de banco es en parte influenciado por las condiciones operativas; aunque sus fallas no suelen ser desastrosas, es deseable minimizarlas. En la mayoría de las minas, el ángulo del talud de operación oscila entre 20° y 30°; Aumentar este ángulo puede optimizar el flujo de caja, ya que reduce la cantidad de material que se debe extraer en un tiempo determinado, aunque puede afectar negativamente la eficiencia en la operación. Por lo tanto, un análisis de costos operativos ayudará a identificar el talud más apropiado, y en este caso no se presentan riesgos significativos de inestabilidad. El talud final es clave, ya que define la forma total de excavación que se llevará a cabo, siendo así un elemento crucial en el diseño de la mina. (Córdova, D. y Laos, A., 1976)

2.2.6.1 Monitoreo de taludes

La estabilidad de los taludes en minas a cielo abierto es un desafío constante, ya que cualquier falla puede poner en riesgo la seguridad de los trabajadores y afectar la rentabilidad de la operación. Para evitar accidentes y contribuir a una extracción segura y eficiente, es fundamental evaluar y gestionar los riesgos geotécnicos de manera continua.

Uno de los mayores retos en esta evaluación es la complejidad y el costo de medir los parámetros geotécnicos necesarios. Sin embargo, gracias a la tecnología moderna, se han desarrollado sistemas automatizados de monitoreo que permiten una evaluación más precisa, mejorando así la eficiencia y reduciendo costos operativos. En mina Toquepala, se cuenta con una variedad de instrumentos de monitoreo para la estabilidad de taludes, tanto *in situ* como a distancia, distribuidos estratégicamente en todo el tajo. Este sistema de monitoreo permite detectar signos tempranos de movimiento lo que posibilita tomar acciones oportunas en vela de la seguridad de los trabajadores.

El monitoreo no se detiene cuando finaliza el minado en una zona, ya que los trabajos de limpieza, perforación y voladura pueden seguir generando riesgos. Mantener un control constante minimiza el potencial de accidentes y asegura que las operaciones cercanas sean seguras.

Si bien un adecuado sistema de monitoreo conlleva beneficios económicos al optimizar la operación, su valor real radica en la prevención de incidentes y en la validación del diseño de la mina. En la Tabla 14, se indican algunas medidas de control para ciertos peligros y/o riesgos que se pueden presentar al realizar el monitoreo geotécnico.

Tabla 14. Peligros y medidas de control en el monitoreo de taludes

Peligro - Riesgo	Medidas de control
Detección del movimiento en los taludes.	Monitoreo del talud con radares, extensómetros, prismas, piezómetros, etc.
Minimizar la probabilidad de ocurrencia de caída de rocas.	Incrementar el ancho de berma y mantener los ángulos de cara de banco seguros. Mantener la limpieza de los bancos.
Control del movimiento en los taludes	Buenas prácticas de voladura, bancos de contención y despresurización de taludes.

Nota. Adaptado de J. Soncco (2020).

2.2.6.1.1 Dispositivos de monitoreo bajo superficie

2.2.6.1.1.1 Inclínómetros

Los sistemas de monitoreo con inclinómetros se emplean para detectar y cuantificar desplazamientos subterráneos dentro del macizo rocoso, lo que permite evaluar la estabilidad interna de taludes y taladros. Estos instrumentos son particularmente útiles para identificar la profundidad, dirección y magnitud de deformaciones asociadas a planos de falla, contactos geológicos o zonas debilitadas, así como para distinguir entre movimientos progresivos o acelerados.

El sistema se compone de una carcasa guía (tubo inclinométrico) instalada en un taladro previamente ejecutado, y de una sonda biaxial portátil, conectada a un cable graduado que transmite los datos a una unidad de adquisición. La sonda se desliza verticalmente dentro de la carcasa y registra desviaciones angulares a intervalos definidos, lo cual permite construir un perfil de desplazamiento en dos ejes ortogonales (normalmente X y Y) con precisión milimétrica. (Mikkelsen, P. y Green, G., 2003)

El análisis de las variaciones relativas entre lecturas sucesivas permite ubicar con exactitud la zona activa de desplazamiento y diferenciar si el movimiento es superficial o profundo. Esta información es de gran valor cuando se combina con

cortes geológicos, ya que puede confirmar la presencia de fallas o contactos litológicos desfavorables.

2.2.6.1.2 Dispositivos de monitoreo en la superficie

2.2.6.1.2.1 Prismas

Los prismas monitorean las direcciones de desplazamiento en las 3 dimensiones (X, Y, Z) y estiman los rangos de velocidad de deformación en las zonas inestables. Funciona en conjunto con una estación total robótica, que emite un haz láser que se refleja en el prisma, permitiendo calcular con alta precisión la posición del punto monitoreado, con exactitudes milimétricas. Son especialmente útiles para hacer seguimiento continuo a zonas críticas.

A diferencia de los radares, los prismas proporcionan información puntual, excelentes para realizar un seguimiento detallado en una zona específica y proporcionan los desplazamientos en los 3 vectores.

2.2.6.1.2.2 Extensómetros

Los extensómetros se emplean para medir desplazamientos internos en el macizo rocoso, permitiendo detectar deformaciones diferenciales a lo largo de discontinuidades o dentro del talud antes de que notables movimientos superficiales sean visibles. Entre los tipos más comunes están los extensómetros multipunto de varilla, que utilizan anclajes fijados a distintas profundidades y se conectan a un cabezal de lectura en superficie, ya sea mecánico, óptico o electrónico. La instalación de este sistema permite detectar desplazamientos tanto verticales como inclinados, ofreciendo información valiosa sobre la ubicación y velocidad del movimiento. Son especialmente útiles en minería a cielo abierto donde se requiere vigilancia continua y detallada de la integridad estructural del talud, ya que brindan un control anticipado del comportamiento del terreno (Dunnicliff, J., 1993). El extensómetro mide desplazamientos lineales generalmente en una dimensión, es decir, a lo largo de su eje de instalación (longitudinal). Sin embargo, el número de dimensiones que puedes monitorear dependerá del tipo de extensómetro. En mina Toquepala, el registro de movimiento se realiza en la vertical.

2.2.6.1.3 Monitoreo de taludes con Radar IBIS

Los radares de monitoreo terrestre con tecnología interferométrica (GB-InSAR) se han consolidado como una solución avanzada en minería a cielo abierto para evaluar

la estabilidad de taludes de forma remota y continua. Estos sistemas permiten detectar desplazamientos milimétricos en grandes superficies sin requerir reflectores en el terreno, lo que incrementa la seguridad del personal y facilita una cobertura amplia del área monitoreada. (Atzeni, C. et al., 2015)

Una de las ventajas más destacadas de esta tecnología es su capacidad para operar en casi cualquier condición climática (incluso en presencia de lluvia, niebla o polvo), ofreciendo datos en tiempo real o casi real que permiten identificar movimientos anómalos en una sección completa de una pared. Esto proporciona una herramienta de alerta temprana, ideal para gestionar la seguridad y optimizar las operaciones.

Los sistemas de monitoreo por radar son considerados semipermanentes, ya que permanecen instalados en ubicaciones fijas y estratégicas durante largos periodos de tiempo, permitiendo una vigilancia continua de los taludes. El tamaño de los píxeles escaneados depende de la resolución requerida y de la distancia entre el radar y la pared objetivo. En la mina Toquepala, por ejemplo, se utiliza una resolución de 5x5 metros, lo que permite detectar deformaciones y fallas a escala de banco.

Los datos registrados (amplitud, longitud de onda y velocidades acumuladas) son transmitidos tanto al sistema local del radar como al servidor central de la Superintendencia de Geotecnia, donde se procesan y grafican para su revisión inmediata. Cada píxel escaneado registra el movimiento en la línea de vista (LOS), y los desplazamientos se visualizan mediante gráficos que reflejan variaciones relativas. Asimismo, es posible generar representaciones gráficas de desplazamiento a lo largo del tiempo, lo que permite identificar el comportamiento del talud (por ejemplo, movimientos progresivos, acelerados o transitorios), y así facilitar una toma de decisiones más informada.

En Toquepala se emplea el radar IBIS-ArcSAR (Image by Interferometric Survey), un radar de onda continua con frecuencia modulada, capacidad de monitoreo remoto y terrestre, cobertura de 360°, alta velocidad de adquisición y largo alcance. Este sistema mide los desplazamientos en la dirección de la línea de vista, es decir, hacia el radar. En la actualidad, la mina cuenta con dos radares IBIS estratégicamente ubicados, cuya disposición permite cubrir la totalidad del perímetro del tajo. Gracias al diseño geométrico en forma de “embudo”, las líneas de visión de ambos equipos se complementan, garantizando un monitoreo continuo y sin áreas ciegas en los taludes.

Este esquema de cobertura integral asegura la detección temprana de movimientos a lo largo de toda la pared, fortaleciendo tanto la seguridad como la confiabilidad de la operación.

Es importante señalar que, aunque el radar proporciona un monitoreo eficaz de la deformación superficial, los resultados deben ser complementados con estaciones totales y prismas topográficos, que permiten obtener la dirección del movimiento en tres dimensiones (X, Y, Z), aportando un análisis más completo de la estabilidad del talud.

Figura 9. Radar IBIS ArcSAR



Nota. Equipo ubicado en la zona oeste de la mina Toquepala. SPCC, 2025.

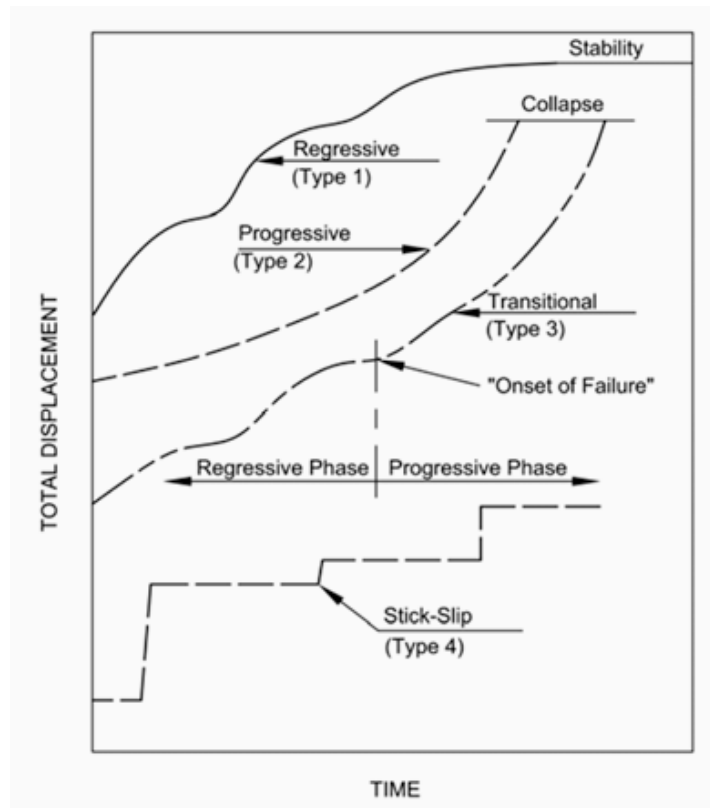
El monitoreo por radar puede clasificarse en táctico y estratégico según su objetivo operativo y alcance temporal. El monitoreo táctico está orientado a la detección inmediata de movimientos en zonas críticas o activas, como frentes de minado, taludes con historial de inestabilidad o áreas con presencia de personal. Su función principal es generar alertas en tiempo real para la toma de decisiones rápidas que garantizan la seguridad operativa. En cambio, el monitoreo estratégico (específico o de largo plazo) se enfoca en el seguimiento continuo de zonas previamente identificadas como

sensibles, permitiendo analizar tendencias de deformación y optimizar la planificación minera desde una perspectiva preventiva.

2.2.6.1.3.1 Tendencias de deformación

C. Broadbent y Z. Zavodni (1982) y T. Sullivan (1993) presentaron unas graficas de curvas de desplazamiento basados en observaciones y documentaciones de varios eventos de fallas en minas a cielo abierto, estas deformaciones son dependientes de la calidad del macizo rocoso. (Figura 10)

Figura 10. Tendencias de deformación

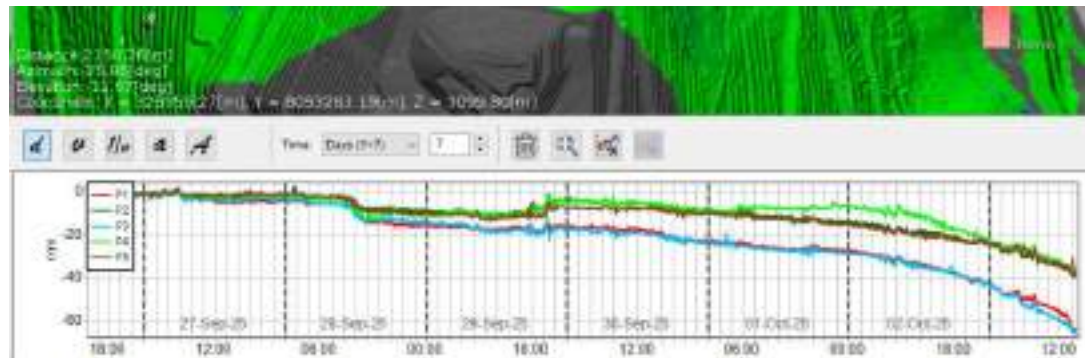


Nota. Curvas de desplazamiento temporal típicas para fallas en las pendientes de las excavaciones, por C. Broadbent y Z. Zavodni (1982) y T. Sullivan (1993), en *Hydromechanical Coupling and Pit Slope Movements* (2007).

- Progressive failure: Tasa de desplazamiento en incremento, colapso.
- Regressive failure: Tasa de desplazamiento a baja velocidad.
- Linear failure: Tasa de desplazamiento constante.

En la Figura 11, muestra un desplazamiento acumulado con distintas tendencias, en un intervalo de 7 días que se relaciona con una tendencia de tipo transgresiva y progresiva.

Figura 11. Tendencia de deformación en radar IBIS - ArcSAR



Nota. Movimiento lineal y progresivo adquiridos por el radar IBIS. Elaboración propia.

2.2.7 Evaluación geotécnica de voladura

2.2.7.1 Carga dinámica por voladura

Se define como la presión ejercida de forma transitoria y radial sobre las paredes del taladro al momento de la detonación. Esta carga representa una onda de choque la cual se propaga en el macizo rocoso y provoca las grietas, desplazamiento y daños en el entorno. (Valdés, M. y Jara, M., 2023)

2.2.7.2 Frecuencia de fracturamiento

La frecuencia de fracturamiento corresponde a la cantidad de fracturas (discontinuidades) en una unidad de medida determinada, comúnmente en un metro. (Jaeger, J. y Cook, N., 1969)

2.2.7.3 Tiempo de retardo

Se refiere al intervalo de tiempo programado entre la detonación de un barreno y el siguiente dentro de la misma fila de perforaciones o la siguiente. Este tiene el objetivo de controlar la dirección del avance de la voladura (cara libre), reducir la vibración en el terreno lo que a la vez reduce el daño inducido y mejorar la fragmentación del material. En pocas palabras, optimizar la eficiencia de la voladura al reducir los explosivos y mejorar la carga del material. (Bernaola, A. et al., 2013)

2.2.7.3.1 Tiempo de retardo entre barrenos de la misma fila (TRB)

En relación con la densidad de la roca y el consumo específico de la roca se utiliza la siguiente fórmula:

$$TRB = 2 \cdot \sqrt{\frac{d_r}{CE}}$$

TRB = tiempo de retardo entre barrenos (ms * piedra)

d_r = densidad de la roca (t/m³)

CE = consumo específico de explosivo (Kg/m³)

Piedra (burden): El burden de un barreno se refiere a la dimensión lineal entre el barreno y la cara libre y se mide perpendicular a la dirección de la línea de barrenos que constituyen una cara libre. (Rijalba, F., 2017)

2.2.7.3.2 Tiempo de retardo entre filas (TRF)

Respecto al tiempo de retardo entre filas, se utiliza la siguiente expresión:

$$TRF = k \cdot TRB$$

El valor de k está sujeto al destino de la roca volada, pudiendo ser 2 y 3 si la carga lo realizará una excavadora o una pala, respectivamente. (Bernaola, A. et al., 2013)

2.2.7.4 Monitoreo de vibración

2.2.7.4.1 Vibraciones

Las vibraciones que provienen de las voladuras son oscilaciones transitorias y no periódicas que se propagan por el terreno de acuerdo con sus características mismas (densidad, grado de fracturamiento, etc.). (Bernaola, A. et al., 2013)

Cuando las vibraciones alcanzan niveles elevados, pueden ocasionar daños en el macizo rocoso, ya sea generando nuevas fracturas o ampliando las ya existentes. En este sentido, las vibraciones actúan como una forma de esfuerzo o deformación que se transmite a la roca. Si la vibración es de baja intensidad y se encuentra a una distancia considerable, la deformación que provoca será mínima. Sin embargo, a menor distancia de la fuente, el esfuerzo generado puede ser suficiente para propagar discontinuidades ya presentes. Especialmente en las zonas más cercanas a las perforaciones, los niveles

de vibración suelen ser lo bastante intensos como para inducir fracturamiento en las rocas circundantes.

2.2.7.4.2 Factores que influyen en las vibraciones

Al igual que ocurre con los resultados de una voladura, la magnitud de las vibraciones generadas está influenciada por diversos factores, los cuales pueden clasificarse en dos categorías: aquellos que pueden ser controlados y aquellos que escapan al control. Los factores controlables están vinculados a las propiedades de los explosivos, los sistemas de iniciación empleados y al diseño mismo de la voladura. En cambio, los factores incontrolables se asocian a las características geológicas y estructurales propias del macizo rocoso (Singh, T. y Singh, V., 2005). A su vez, los factores controlables se pueden clasificar en geométricos y del explosivo. (Siskind, D., 1980)

Tabla 15. Factores que afectan a la generación de vibraciones

Factores controlables		Factores no controlables
Geométricos	Del explosivo	
Diámetro del barreno	Tipo de explosivo	Características geológicas y mecánicas de las rocas
Longitud de la	Acoplamiento	Características estructurales
Altura del banco	Secuencia de retardos	Presencia de agua
Burden	Tipo de detonador	
Espaciamiento	Distancia al punto de monitoreo	
Pasadura	Dirección de propagación	
Taco		
Inclinación		
Presencia de caras libres		

Nota. Una revisión de los factores que afectan a la generación de vibraciones y modelos predictivos empíricos, M. Cánovas et al. (2021). Journal of Mining Engineering and Research.

2.2.7.4.2.1 Factores controlables geométricos

Estos factores se relacionan con las dimensiones y la forma en que se organiza espacialmente la voladura, así como con la distancia entre el punto de

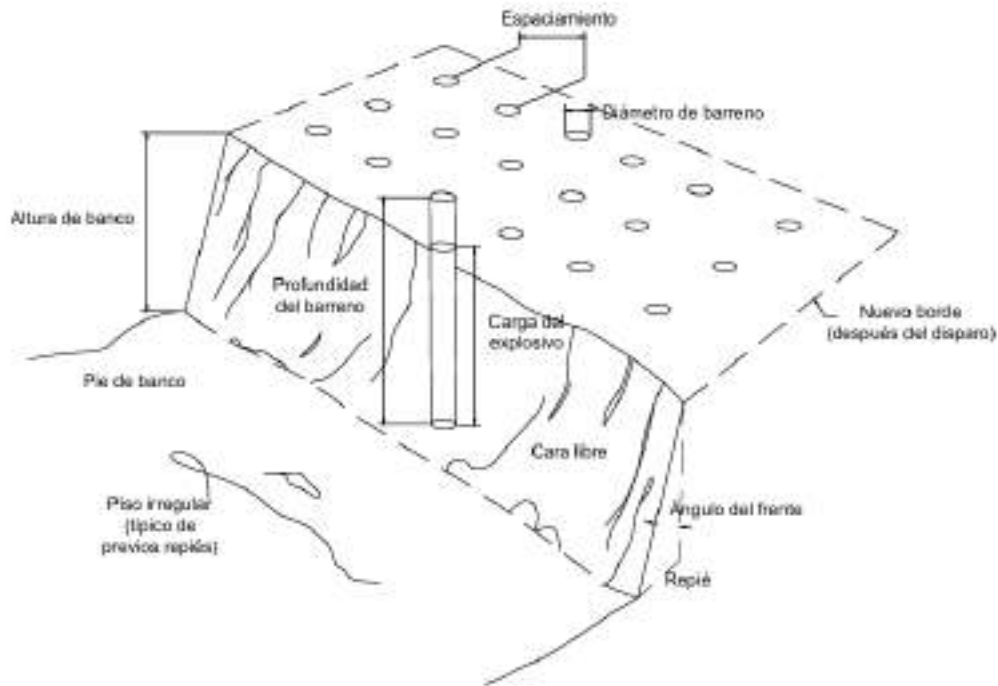
detonación y los receptores de la vibración. Variables como la separación entre la voladura y el receptor, la profundidad de los barrenos, la altura del banco y la inclinación del barreno (Tabla 16) del frente influyen de manera significativa en la amplitud, duración y atenuación de las ondas sísmicas generadas. Comprender estos aspectos geométricos permite ajustar de forma más precisa el diseño de la voladura, reduciendo así el impacto vibracional en estructuras sensibles o zonas operativas cercanas.

Tabla 16. Factores geométricos que influyen en la voladura

Factor Geométrico	Influencia en las vibraciones
Diámetro del barreno	Afecta la cantidad de explosivo que puede introducirse. Un mayor diámetro permite una carga más alta por metro, lo que puede aumentar la energía liberada y, en consecuencia, la intensidad de las vibraciones si no se ajusta adecuadamente.
Longitud de la carga explosiva	Determina el volumen de explosivo contenido en el barreno. A mayor longitud, mayor será la energía de detonación y, por tanto, el potencial vibratorio.
Altura del banco	Influye en el volumen de roca a fragmentar. Bancos más altos requieren más carga, lo que puede incrementar las vibraciones si no se dosifica correctamente.
Burden (distancia al frente libre)	Es la distancia desde el eje del barreno hasta la cara libre. Si el burden es muy pequeño, la energía no se disipa eficientemente, generando sobrepresión y mayor vibración. Si es muy grande, la fragmentación será deficiente y aumentará la vibración por confinamiento excesivo.
Espaciamiento entre barrenos	Afecta la distribución de la energía en el frente de voladura. Espaciamientos reducidos pueden generar superposición de ondas; demasiado amplios pueden producir mala fragmentación y mayor carga por barreno.
Pasadura (subdrilling)	Es la longitud adicional que se perfora por debajo de la base del banco. Si es excesiva, puede generar vibraciones innecesarias; si es insuficiente, puede dejar roca sin fragmentar.
Taco (stemming)	Material inerte que sella el barreno. Un taco adecuado controla la expulsión de gases y dirige la energía hacia la roca, reduciendo vibraciones. Un taco deficiente permite fuga de energía y aumenta el impacto sísmico.
Inclinación del barreno	Se emplea para controlar la dirección de la energía y mejorar la fragmentación. Una inclinación mal diseñada puede provocar concentraciones locales de energía que elevan la vibración.
Presencia de caras libres	Las caras libres permiten disipar parte de la energía generada. A mayor número de caras libres, menor confinamiento y, por tanto, menor propagación de vibraciones hacia el macizo rocoso.

Nota. Adaptado de Una revisión de los factores que afectan a la generación de vibraciones y modelos predictivos empíricos, Journal of Mining Engineering and Research, M. Cánovas et al. (2021)

Figura 12. Parámetros de voladura de banco



Nota. Adaptado de Perforación y voladura de rocas en minería, J. Bernaloa et al. (2013).

Una configuración mal equilibrada puede dar lugar a sobrecargas puntuales, confinamiento excesivo o liberación ineficiente de energía, aumentando significativamente el impacto vibracional que podría comprometer la estabilidad de taludes y la seguridad operacional.

2.2.7.4.2.2 Factores controlables del explosivo

Los parámetros asociados al tipo de explosivo, su acoplamiento en el barrenos, el sistema de iniciación y la secuencia de retardos constituyen variables críticas dentro del diseño de voladura. Estos factores controlables inciden directamente en la liberación, propagación y disipación de la energía detonante, y por tanto, en la generación de vibraciones sísmicas.

Tabla 17. Factores controlables del explosivo

Factor Controlable	Influencia en las vibraciones
Tipo de explosivo	Cada tipo de explosivo (ANFO, emulsiones, dinamitas, etc.) tiene una energía específica y velocidad de detonación. Explosivos más energéticos o con VOD (velocidad de detonación) alta pueden generar mayores niveles de vibración si no se ajustan correctamente al macizo rocoso.
Acoplamiento	Se refiere a qué tan bien el explosivo llena el barreno. Un buen acoplamiento asegura transferencia eficiente de energía hacia la roca; si hay espacios de aire, se pierde energía y se generan vibraciones irregulares.
Secuencia de retardos	La separación temporal entre detonaciones sucesivas permite controlar la liberación de energía. Una secuencia bien diseñada minimiza la superposición de ondas y reduce la vibración global; una secuencia inadecuada puede amplificarla.
Tipo de detonador	Puede ser eléctrico, no eléctrico o electrónico. Los detonadores electrónicos ofrecen mayor precisión en los tiempos de retardo, permitiendo un mejor control sobre la propagación de las vibraciones.
Distancia al punto de monitoreo	Aunque no altera la vibración generada, sí influye en la percepción y registro del evento. Una distancia mayor implica una señal más atenuada; monitorear cerca de la fuente permite validar el impacto real del diseño de voladura.
Dirección de propagación	Se refiere a la orientación de la energía detonante respecto al receptor o estructura sensible. Si la energía se dirige hacia el punto de monitoreo o hacia una estructura crítica, las vibraciones serán mayores; en sentido opuesto, se atenúan naturalmente.

Nota. Adaptado de Una revisión de los factores que afectan a la generación de vibraciones y modelos predictivos empíricos, Journal of Mining Engineering and Research, M. Cánovas et al. (2021)

Un explosivo mal acoplado o una secuencia de retardos imprecisa puede generar liberaciones de energía incontroladas y amplificar los efectos sísmicos. Asimismo, la precisión del detonador y la dirección en que se propaga la energía deben ser consideradas cuidadosamente en el diseño, especialmente cuando se trabaja cerca de zonas inestables o con alta recurrencia de equipos de acarreo o auxiliares. Estos factores, al ser controlables, representan una oportunidad directa para optimizar el diseño técnico, minimizar los impactos vibracionales no deseados y obtener la fragmentación requerida para el plan de minado.

2.2.7.4.2.3 Factores no controlables

Los factores no controlables están relacionados con las condiciones naturales del macizo rocoso, como su litología, alteraciones, configuración estructural y grado de saturación (Tabla 18). Aunque no pueden modificarse, influyen directamente en la propagación de las vibraciones.

Tabla 18. Factores no controlables en la voladura

Factor	Influencia en las vibraciones
Propiedades geotécnicas	Están relacionadas con el tipo de roca, su densidad, resistencia y comportamiento elástico frente a la onda detonante. Rocas más rígidas o compactas tienden a transmitir vibraciones con menor pérdida de energía, lo que puede aumentar la amplitud de las ondas a mayores distancias.
Condiciones estructurales del macizo rocoso	Se refieren a la existencia de fracturas, planos de debilidad, diaclasas y otras discontinuidades dentro del macizo rocoso. Estas estructuras naturales afectan la dirección, dispersión y concentración de las ondas sísmicas, generando patrones de vibración difíciles de predecir y, en algunos casos, intensificados localmente.
Presencia de agua subterránea	La saturación del macizo rocoso puede modificar su respuesta dinámica frente a la detonación. En ciertos casos, el agua actúa como medio transmisor que facilita la propagación de ondas; en otros, puede amortiguarlas dependiendo de la porosidad y confinamiento del entorno rocoso. Además, su presencia puede desensibilizar el explosivo por medio del lavado del componente y así disminuir el VOD.

Nota. Elaboración propia.

Estos factores no controlables representan variables inherentes al entorno natural que influyen directamente en la propagación de vibraciones generadas por voladura. Si bien no pueden modificarse, su caracterización detallada, como el cartografiado geotécnico y la evaluación geotécnica para voladura de niveles superiores, permite ajustar los parámetros del diseño técnico (como carga, burden y diseño de malla) de forma preventiva, minimizando riesgos y garantizando un control más preciso sobre los efectos dinámicos inducidos.

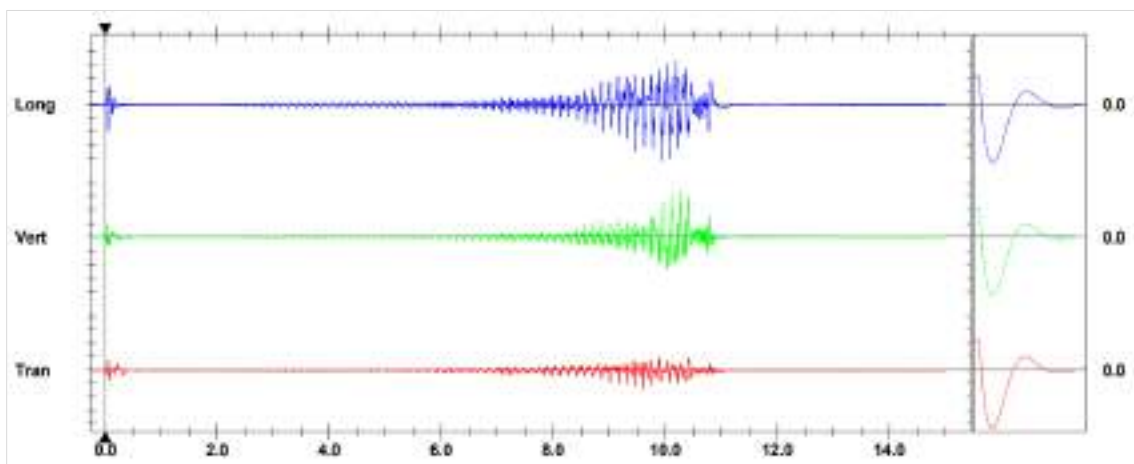
2.2.7.4.3 Control de vibración

El control de vibración por voladuras se realiza en cumplimiento con la normativa peruana en función del criterio de prevención de daño. En el Art. N° 268 del DS 034-

2023, se indica que el titular de la actividad minera está obligado a monitorear las vibraciones de acuerdo con el estándar resultante de la voladura para que así se tomen las medidas correctivas de ser necesario.

Como parámetros característicos de vibración se tiene al valor pico de la velocidad de vibración y la frecuencia principal. El primer parámetro corresponde a la máxima desviación en su componente tanto positiva como negativa sobre el origen. Este registro debe realizarse en al menos una de las componentes de este movimiento espacial: vertical, longitudinal y transversal.

Figura 13. Registro de vibración de voladura



Nota. Evento de vibración de voladura en sus tres componentes, el *peak vector sum* se encuentra en la componente longitudinal. Elaboración propia.

Al analizar los tres registros se seleccionará la que tenga el mayor valor pico. Además, se debe identificar una frecuencia principal al evento, la cual está en función de las características del terreno y distancia, siendo la frecuencia más baja entre más blando y distante sea el terreno del punto de monitoreo. Esta frecuencia se puede identificar por el análisis de Fourier, pseudoespectro de velocidad o el método de semiperiodo. (Bernaola, A. et al., 2013).

2.2.7.4.4 Instrumentación geotécnica para el registro de vibraciones

En los trabajos de voladura dentro de operaciones mineras es común que se generen vibraciones que se propagan a través del terreno. Estas vibraciones además de afectar el macizo rocoso también pueden impactar la estabilidad de taludes o estructuras cercanas. Para ello se emplean sismógrafos, equipos especializados que

registran las ondas generadas por las explosiones. Gracias a estos dispositivos, es posible medir variables como la velocidad máxima de partícula (PPV), la aceleración y la frecuencia de las vibraciones (Dowding, C., 1985). Estos parámetros permiten entender cómo responde el terreno ante la detonación y ayudan a prever posibles problemas de estabilidad.

Uno de los estudios más relevantes en este campo fue desarrollado por D. Siskind et al. (1980), quienes demostraron que existe una relación directa entre la intensidad de la vibración (expresada en PPV) y el daño que puede producirse en estructuras o formaciones rocosas. En base a sus investigaciones, se establecieron límites aceptables de vibración que aún hoy sirven como referencia en proyectos mineros.

Más allá de su función de control, el uso de sismógrafos también aporta valor en la planificación de las voladuras. Al analizar los registros, se pueden ajustar los diseños para hacerlos más eficientes, logrando una buena fragmentación con un menor impacto en el entorno (Jimeno, C. et al., 1995).

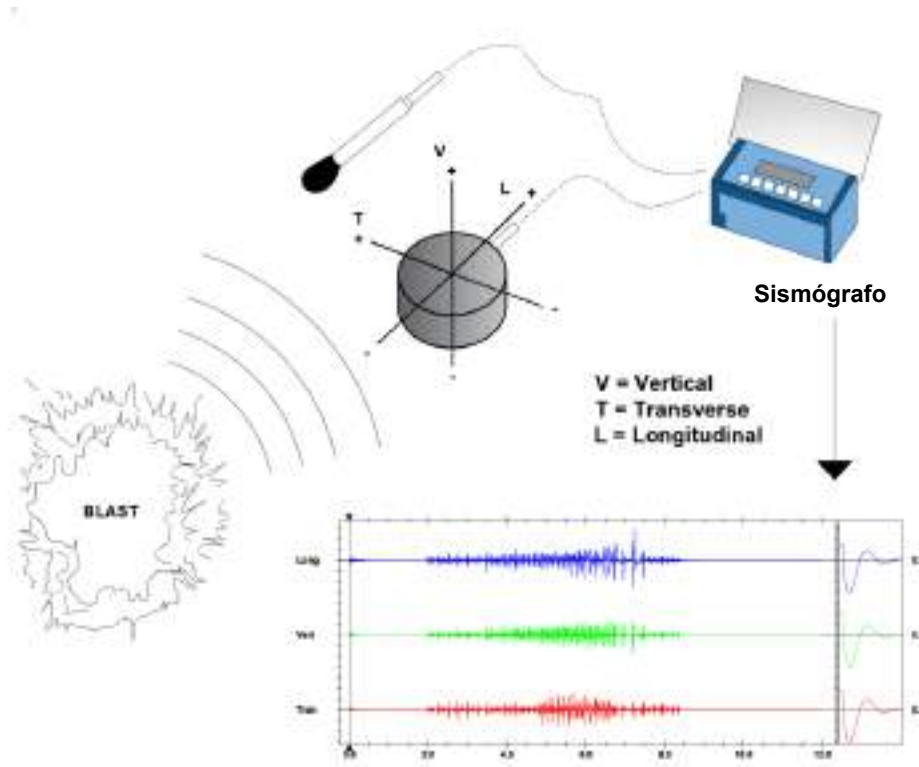
Figura 14. Sismógrafo



Nota. Sismógrafos de campo lejano con geófono. Instrumentación de la Superintendencia de Geotecnia de SPCC 2025. Elaboración propia.

Los sismógrafos modernos incorporan tres geófonos dispuestos de forma perpendicular entre sí, lo que les permite registrar las vibraciones en las tres direcciones espaciales: longitudinal, vertical y transversal (Figura 15). Además, mediante un micrófono, también es posible captar la onda aérea asociada. (Bernaloa, J. et al., 2013)

Figura 15. Equipo de medida y registro de vibraciones



Nota. Adaptado de Perforación y voladura de rocas en minería, J. Bernaloa et al. (2013).

2.2.7.5 Evaluación post voladura – minado

La metodología de evaluación geotécnica utilizada en esta investigación se fundamenta en la obra *Guidelines for Open Pit Slope Design* de J. Read y P. Stacey (2009), desarrollada en el marco del proyecto internacional Large Open Pit (LOP). Esta propuesta surgió como respuesta a la necesidad de optimizar la estabilidad de los taludes a cielo abierto frente a los efectos de la voladura, reduciendo problemas como sobre-roturas, fracturamientos no deseados y pérdida de integridad en la cara de banco.

Con el tiempo, este modelo se consolidó como un referente internacional, llegando a convertirse en la base conceptual de softwares especializados en conciliación

geotécnica, como GConciliation (Geoblast) y Wall Control – MinePlan (Hexagon), ampliamente aplicados en operaciones de gran escala. Ambos sistemas incorporan los principios planteados por P. Stacey para evaluar la calidad de los taludes mediante indicadores clave como la condición de cara de banco (F_c) y el factor de diseño (F_d), lo que permite una gestión más precisa del control de voladura y la estabilidad global.

En América Latina, uno de los casos más relevantes corresponde a Codelco (Chile), que adoptó esta metodología en su Guía de Conciliación Geotécnica de Taludes e implementó su aplicación en minas de gran envergadura como Chuquicamata, Radomiro Tomic, Salvador y ministro Hales (Codelco, 2013). Estas operaciones validaron la efectividad del modelo en condiciones geotécnicas complejas, demostrando su utilidad para vincular el diseño de voladura con la estabilidad real del talud.

Particularmente, la mina Chuquicamata tuvo un papel fundamental en el desarrollo y ajuste de los lineamientos que P. Stacey consolidó en su guía. La gran altura de sus taludes, la complejidad estructural del macizo rocoso y la necesidad de controlar daños asociados a la voladura impulsaron la integración de criterios geotécnicos, diseño de malla y monitoreo, sentando así las bases del enfoque moderno de conciliación geotécnica (Read, J. y Stacey, P., 2009).

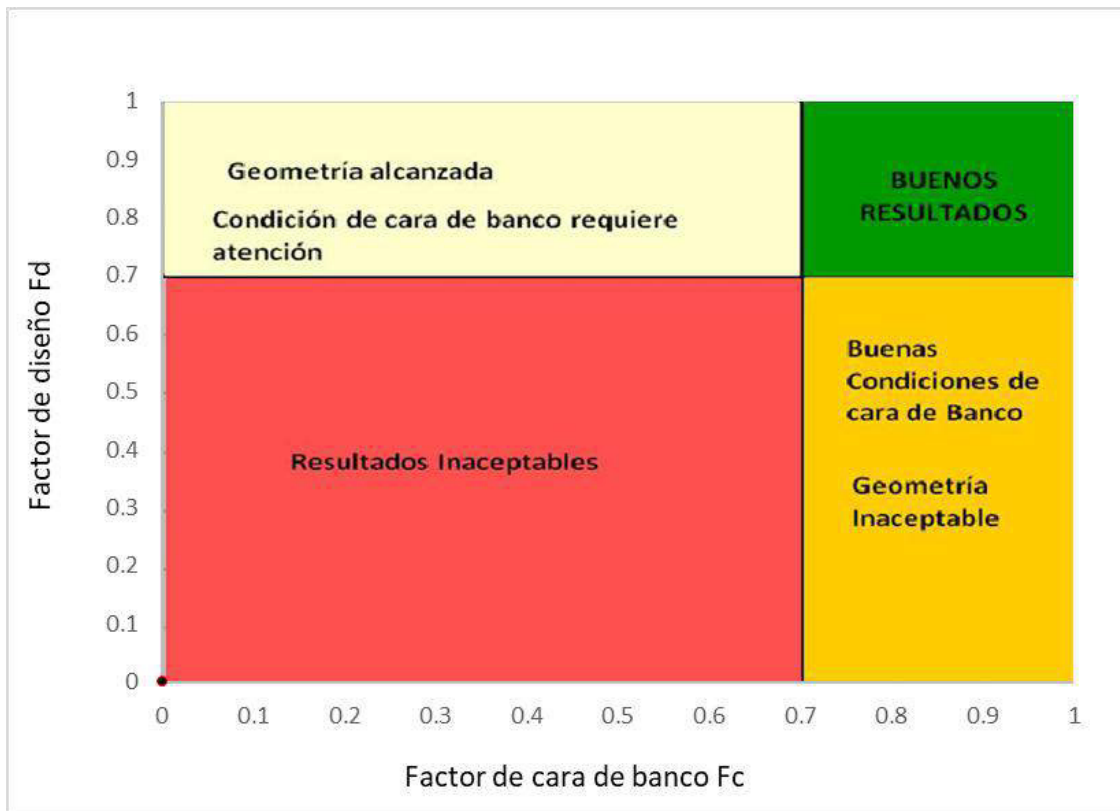
Es importante señalar que P. Stacey menciona que los parámetros y ponderaciones empleados para determinar los factores F_c y F_d son de carácter general y deben adaptarse a las condiciones específicas de cada mina. No obstante, en el caso de Toquepala, se optó por conservar los criterios originales propuestos en la guía, manteniendo un umbral de 0.70 para la interpretación del índice global, lo que garantiza la comparabilidad con estándares internacionales.

Esta metodología constituye una herramienta validada por la experiencia internacional y aplicada en minas de clase mundial, integrando criterios técnicos y operativos que permiten optimizar la calidad de los taludes y contribuir a su desempeño frente a la voladura. Su solidez conceptual y su efectividad práctica justifican plenamente su elección como modelo base para la presente tesis.

Finalmente, el resultado de la conciliación se presenta mediante una gráfica de evaluación que clasifica los taludes en cuatro cuadrantes según la combinación de resultados: verde (cumple ambos factores), amarillo (cumple condición de cara, pero no diseño), naranja (cumple diseño, pero no condición) y rojo (no cumple ninguno). Esta

representación permite visualizar de forma clara en qué medida los taludes evaluados alcanzan los estándares definidos. En la Figura 16 se presenta la comparación entre el Factor de Diseño (F_d) y el Factor de Condición (F_c) para cada celda evaluada. Ambos valores son determinados a partir de la aplicación de las Tablas 19 y 20, propuestas por P. Stacey (2009), las cuales establecen rangos de correspondencia entre los parámetros de diseño proyectados y las condiciones reales observadas en el macizo rocoso.

Figura 16. Cuadro comparativo de evaluación geotécnica de voladura



Nota. Guidelines for open pit slope design, J. Read y P. Stacey (2009).

2.2.7.5.1 Factor de diseño

En el factor de diseño se consideran el ángulo de la cara de banco, ancho de catch bench y la posición de toe, estas observaciones se realizan en perfil y en planta teniendo en cuenta el diseño esperado del talud. La sumatoria de estos tres parámetros otorga el factor de diseño que será insertado en la Figura 16.

Tabla 19. Factor de diseño en la evaluación geotécnica

COMPONENTES	VALORES ASIGNADOS		COMENTARIOS
Medias cañas (20%)	≥ 80%	20	Solo si las medias cañas son visibles en la parte inferior de la cara de banco reducir de 5 a 10 puntos.
	70-80%	15	
	60-70%	12	
	50-60%	8	
	30-50%	5	
	10-30%	2	
	< 10%	0	
Rotura de roca intacta (15%)	<1/m ³	15	Evaluación subjetiva interpolación de 0 a 15.
	>5/m ³	0	
Abertura de discontinuidades (10%)	Todas cerradas	10	Evaluación subjetiva interpolación de 0 a 10.
	Muchas abiertas	0	
Formación de bloques (20%)	Sin bloques	20	Evaluación en términos de riesgo de caída de rocas.
	Pequeños bloques	15	
	Grandes bloques	10	
	Muchos bloques	0	
Perfil de cara de banco (20%)	Straight	20	Forma de cara de banco y base para variaciones.
	Toe duro	10	
	Overhang crest	5	
	Cara irregular	0	
Condiciones de cresta (15%)	Cumplimiento del diseño	15	Por pérdida de roca en cresta reducir de 0 a 5 puntos más.
	<1 m perdido	12	
	1-2 m perdidos	10	
	2-3 m perdidos	5	
	> 3 m perdidos	0	

Nota. Traducción propia de la Tabla 11.10 de Guidelines for open pit slope design (p. 314), por J. Read y P. Stacey (2009), CSIRO.

2.2.7.5.2 Condiciones de cara de banco

La evaluación de las condiciones de cara de banco consiste en un análisis visual tanto de la cara de banco como del toe y de la cresta, donde se puntúan la presencia de medias cañas, aberturas, bloques colgados y rotura de la roca intacta. La sumatoria de estos parámetros otorga el factor final de la cara de banco que será insertado en la Figura 16.

Tabla 20. Factor de Condición en la evaluación geotécnica

COMPONENTES	VALORES ASIGNADOS		COMENTARIOS
Medias cañas (20%)	≥ 80%	20	Solo si las medias cañas son visibles en la parte inferior de la cara de banco reducir de 5 a 10 puntos.
	70-80%	15	
	60-70%	12	
	50-60%	8	
	30-50%	5	
	10-30%	2	
	< 10%	0	
Rotura de roca intacta (15%)	<1/m ³	15	Evaluación subjetiva interpolación de 0 a 15.
	>5/m ³	0	
Abertura de discontinuidades (10%)	Todas cerradas	10	Evaluación subjetiva interpolación de 0 a 10.
	Muchas abiertas	0	
Formación de bloques (20%)	Sin bloques	20	Evaluación en términos de riesgo de caída de rocas.
	Pequeños bloques	15	
	Grandes bloques	10	
	Muchos bloques	0	
Perfil de cara de banco (20%)	Straight	20	Forma de cara de banco y base para variaciones.
	Toe duro	10	
	Overhang crest	5	
	Cara irregular	0	
Condiciones de cresta (15%)	Cumplimiento del diseño	15	Por pérdida de roca en cresta reducir de 0 a 5 puntos más.
	<1 m perdido	12	
	1-2 m perdidos	10	
	2-3 m perdidos	5	
	> 3 m perdidos	0	

Nota. Traducción propia de la Tabla 11.10, de Guidelines for open pit slope design (p. 314), por J. Read y P. Stacey (2009), CSIRO.

2.2.8 Conciliación geotécnica

La conciliación geotécnica de taludes es un proceso necesario en minería a cielo abierto, ya que permite comparar los parámetros de diseño con los resultados reales obtenidos en el terreno. Esta evaluación continua garantiza que la estabilidad de los taludes se mantenga dentro de los estándares de seguridad y operatividad, reduciendo

riesgos en la mina. Para ello, se realiza un seguimiento sistemático de la geometría de los bancos y del impacto de las voladuras en el macizo rocoso. El análisis estadístico de estos datos permite entender sus causas y ajustar el diseño en función del comportamiento real del terreno. (Soncco, J., 2020)

Cuando se detectan discrepancias entre lo planificado y lo ejecutado, se deben tomar medidas preventivas para minimizar riesgos y optimizar el diseño de los taludes. Los casos de activación de sectores inestables requieren un análisis detallado para determinar si es necesario modificar las estrategias de voladura, rediseñar los taludes o implementar medidas de protección contra desprendimientos. Este proceso no solo contribuye a la seguridad minera, sino que también ayuda a mejorar la eficiencia operativa al reducir costos asociados a fallas estructurales inesperadas.

Para llevar a cabo la conciliación geotécnica, se emplean herramientas avanzadas como el escaneo láser (I-Site de Maptek), que permite obtener mediciones precisas de la geometría de los taludes en tiempo real. Al comparar estas mediciones con los diseños originales, se genera una retroalimentación valiosa para optimizar futuros diseños. Este proceso, descrito por P. De Graaf y S. Wessels (2016), cierra el ciclo de diseño, implementación y verificación dentro del Sistema de Gestión Geotécnica (GMS). Además, como sugieren J. Read y P. Stacey (2009), mantener una base de datos detallada de las inspecciones geotécnicas permite una toma de decisiones más informada, asegurando que la estabilidad de los taludes se mantenga a lo largo de toda la vida útil de la mina.

2.2.8.1 Criterios de conciliación

En el contexto de la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala, los ángulos de diseño se encuentran previamente definidos conforme a los criterios de ingeniería. La conciliación geotécnica de taludes se implementa como una herramienta de verificación y seguimiento, asegurando que las condiciones reales de los taludes mantengan la correspondencia con los parámetros de diseño establecidos.

Este proceso de conciliación se enfoca en:

- La caracterización geotécnica del macizo rocoso, mediante cartografiado estructural en campo, clasificación del terreno con base en la Clasificación RMR

(Rock Mass Rating) y reconocimiento de estructuras que puedan generar mecanismos de rotura.

- La identificación de zonas del talud con potencial de oportunidades de mejora.
- El monitoreo de vibraciones inducidas por voladuras utilizando sismógrafos, con el objetivo de registrar variables como la velocidad pico de partícula (PPV), y verificar que se mantengan dentro de los límites seguros.
- La recomendación de buenas prácticas de prevención en caso de que se identifiquen condiciones que lo ameriten.

Así, la conciliación geotécnica de taludes no implica la modificación del diseño de taludes, sino su validación a partir de las condiciones reales del terreno, promoviendo un control técnico que contribuya a la calidad de las voladuras y a la prevención de mecanismos de rotura locales.

2.3 BASES LEGALES

La seguridad en las operaciones mineras es un pilar fundamental dentro del marco normativo peruano. En este contexto, el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. N.º 034-2023-EM establece lineamientos esenciales para contribuir a condiciones óptimas de trabajo y minimizar riesgos asociados a las actividades extractivas.

El Artículo N.º 33 de este reglamento se destaca la importancia de contar con estudios técnicos actualizados en diversas áreas como la geología, geomecánica, geotecnia, estabilidad de taludes y voladuras. Estos estudios no solo permiten una ejecución segura de las operaciones mineras, sino que también aseguran un adecuado diseño de los procesos involucrados. Específicamente, en el caso de voladuras, es fundamental contar con parámetros de diseño bien definidos y con técnicas apropiadas que minimicen impactos no deseados. Además, la normativa exige que dichos estudios sean elaborados y firmados por ingenieros colegiados y habilitados, garantizando así la responsabilidad técnica y profesional en su aplicación.

Por otro lado, en el Artículo N.º 268 se establece la obligación de monitorear las vibraciones generadas por las voladuras, con el objetivo de evaluar su impacto y tomar medidas correctivas en caso de ser necesario. Este punto es significativo, ya que un

control adecuado de las vibraciones previene daños estructurales en las instalaciones mineras y protege la integridad de los trabajadores.

En este sentido, el cumplimiento de estas disposiciones normativas no solo es un requisito legal, sino también una responsabilidad ética que busca preservar la seguridad y la eficiencia operativa en la minería. La evaluación geotécnica en voladuras, como la desarrollada en este estudio, responde precisamente a estas exigencias, proporcionando información técnica detallada para adaptar el diseño y control de los procesos mineros, alineándose así con las mejores prácticas de seguridad y sostenibilidad.

2.4 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

- Agua subterránea: Corresponde al agua que ocupa los poros y discontinuidades de una masa rocosa o del suelo en condición de saturación, localizada por debajo del nivel freático. Su presencia influye directamente en la presión intersticial y, por tanto, en la estabilidad geotécnica del macizo. (Stacey, P. y Read, J., 2009)
- ANFO: Siglas de *Ammonium Nitrate and Fuel Oil*. Es una mezcla compuesta por nitrato de amonio y un porcentaje cercano al 5,7 % de combustible. Se prepara generalmente en el lugar de trabajo, posee baja densidad, escasa resistencia al agua, baja potencia por volumen y velocidad de detonación moderada. Además, requiere un sistema de iniciación adecuado, pero ofrece una buena adaptación a la roca. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Banco: Escalón o nivel horizontal en una mina a cielo abierto, que constituye la unidad básica de explotación. Está formado por una superficie vertical (frente) y una plataforma horizontal de trabajo, permitiendo el avance progresivo hacia niveles más profundos. (Rijalba, F., 2017).
- Barreno: Orificio perforado en la roca que se llena con material explosivo o pólvora con el fin de fragmentarla mediante una voladura. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- BFA (Bench Face Angle): Ángulo que define la inclinación de la cara del banco o talud en una mina.
- Berma: Plataforma horizontal que queda entre bancos y que funciona como superficie de seguridad y trabajo en la excavación. (Rijalba, F., 2017).

- Brújula: Instrumento de orientación geológica que utiliza una aguja imantada libre para determinar direcciones y ubicar el norte magnético. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Carga de fondo: Columna de explosivo, generalmente de alta potencia, ubicada en la parte inferior del barreno para asegurar la fragmentación de la base. (Rijalba, F., 2017).
- Carga espaciada (desacoplada): Tipo de carga en la que el explosivo se coloca con espacios de aire o material inerte, con el fin de reducir la energía concentrada y controlar la rotura. (Rijalba, F., 2017).
- Caracterización: Proceso de identificación, descripción y definición de las unidades geotécnicas de un macizo rocoso o suelo, a fin de obtener parámetros necesarios para análisis y cálculos de estabilidad. (Chapilliquen, 2017).
- CBW (Catch Bench Width): Distancia horizontal entre la base de un talud superior y la cresta del talud inferior, diseñada para retener material desprendido.
- Cresta: Punto más alto de un talud o banco.
- Cronoestratigrafía: Rama de la estratigrafía que se ocupa del estudio de las edades y relaciones temporales relativas entre las diferentes unidades de roca. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Detonación: Proceso explosivo en el cual una onda de choque se propaga por el explosivo, desencadenando una reacción química rápida que genera gases a alta presión y temperatura. (Rijalba, F., 2017).
- Detonador: Dispositivo que contiene una pequeña carga explosiva utilizada para iniciar o activar otro explosivo principal; existen variantes como detonadores eléctricos, instantáneos y de microrretardo. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Detritos: Fragmentos o partículas de roca resultantes de la perforación de un barreno. (Rijalba, F., 2017)
- Disparo: Acción de hacer detonar una carga explosiva en un barreno o conjunto de barrenos. (Rijalba, F., 2017)
- Distribución normal: Modelo estadístico de probabilidad continua, caracterizado por su forma de campana y simetría alrededor de la media. La mayoría de los valores se concentran cerca del promedio y disminuyen hacia los extremos. (Montgomery & Runger, 2014).

- Esfuerzo: Se define como la fuerza aplicada por unidad de área, utilizada para describir el estado interno de tensiones que desarrolla un material frente a cargas externas. A diferencia de la presión, que actúa de forma uniforme, el esfuerzo caracteriza la respuesta interna del macizo ante dichas solicitaciones. (Stacey, P. y Read, J., 2009)
- Emulsión: Explosivo en el que el nitrato amónico disuelto en agua se dispersa en gotas, recubiertas por un combustible. Su sensitización se logra mediante microesferas de vidrio o agentes gasificantes. (Rijalba, F., 2017)
- Espaciamiento: Distancia entre barrenos de una misma fila, fundamental para lograr una fragmentación adecuada. (Rijalba, F., 2017)
- Explosivo: Sustancia o mezcla que, al liberar su energía, genera una onda de choque acompañada de gases, llama y ruido. (Rijalba, F., 2017)
- Factor de carga: Relación entre la cantidad de explosivo utilizado y el volumen o masa de roca fragmentada, expresada en kg/m^3 o kg/t . (Rijalba, F., 2017)
- Fragmentación: Tamaño y distribución de los bloques de roca obtenidos tras la voladura. (Rijalba, F., 2017)
- Frecuencia: Parámetro que describe la repetición de vibraciones en un intervalo de tiempo. (Rijalba, F., 2017)
- Frente: Superficie expuesta y libre en una operación de voladura. (Rijalba, F., 2017)
- Geotecnia: Rama de la ingeniería que estudia el comportamiento de los suelos y rocas, con el objetivo de diseñar soluciones seguras y estables para proyectos civiles y mineros. (Rijalba, F., 2017)
- Gravilla: Material proveniente de la trituración de roca o explotación de cantera, de tamaño menor al agregado triturado. Se clasifica según el diámetro en gruesa (1,0–2,5 cm), mediana (0,7–1,0 cm) y fina (0,5–0,7 cm), usándose en mezclas asfálticas, concretos o fines ornamentales. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- IRA (Inter Ramp Angle): Ángulo que se forma entre las bases de bancos sucesivos, sin considerar rampas intermedias.
- Hidrogeología: Disciplina de la geología que estudia el origen, movimiento, distribución y comportamiento de las aguas subterráneas. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Meteorización: Es la reducción de la resistencia de la roca debido a la meteorización donde disminuye la resistencia al corte de las discontinuidades. La meteorización también reducirá la resistencia al corte del macizo rocoso en general debido a la

pérdida de resistencia de la roca intacta. Las categorías de meteorización abarcan desde roca fresca hasta suelo residual. La meteorización de las rocas puede manifestarse en forma de desintegración y descomposición. La desintegración es causada por condiciones ambientales, como ciclos de humedecimiento y secado, congelamiento y descongelamiento, que provocan la ruptura de la capa superficial expuesta. Este tipo de meteorización es más frecuente en rocas sedimentarias, como areniscas y lutitas, especialmente si contienen arcillas expansivas, así como en rocas metamórficas con alto contenido de mica. La meteorización por descomposición, en cambio, se debe a cambios químicos producidos por agentes como la oxidación (por ejemplo, la coloración amarilla en rocas con hierro), la hidratación (como la transformación de feldespato a caolinita en granitos) y la carbonatación (como la disolución de calizas). (Hoek, E. y Bray, J., 1974)

- Minería a cielo abierto: Método de explotación minera desarrollado en superficie, donde se extraen los materiales mediante cortes descendentes o banqueros. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Mineral: Sustancia sólida y homogénea de origen natural, con una composición química definida dentro de ciertos límites, estructura cristalina ordenada y propiedades físicas constantes. Su formación ocurre bajo condiciones termodinámicas específicas. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Mineralización: Rocas que contienen minerales de interés, cuya viabilidad económica de explotación aún no está determinada. (Rijalba, F., 2017)
- Modelo de bloques: Un modelo de bloques constituye una representación tridimensional del yacimiento y su entorno, conformada por pequeñas celdas de forma cúbica o prismática denominadas “bloques”. A cada bloque se le asignan atributos específicos (ley, densidad, litología, tipo de roca y propiedades geotécnicas) obtenidos a partir de la interpretación de datos de perforación y muestreo. Este modelo constituye una herramienta fundamental para la estimación de recursos, la planificación minera y el seguimiento espacial de los parámetros operativos. (Datamine Software, 2025)
- Onda de detonación: Onda de choque que avanza dentro de un explosivo a velocidades superiores al sonido en el medio. (Rijalba, F., 2017)
- Orientación de la discontinuidad: La orientación de una discontinuidad se expresa mediante su buzamiento y dirección de buzamiento (o rumbo) de la superficie. El buzamiento del plano es el ángulo máximo del plano respecto a la horizontal (ángulo

ψ), mientras que la dirección de buzamiento es la dirección de la traza horizontal de la línea de buzamiento, medida en el sentido de las agujas del reloj desde el norte (ángulo α). Por ejemplo, para un plano que buza hacia el noreste, su orientación puede definirse completamente como 30/045, donde el buzamiento es de 30° y la dirección de buzamiento es 45°. Este método de definir la orientación de discontinuidades facilita el cartografiado estructural, ya que tanto el buzamiento como su dirección se pueden obtener con una sola lectura de brújula. Además, los resultados pueden representarse directamente en un estereograma para analizar la geología estructural. En el uso de la brújula, el buzamiento se lee en una escala graduada en la bisagra de la tapa, mientras que la dirección de buzamiento se lee en una escala graduada de 0° a 360°. (Hoek, E. y Bray, J., 1974)

- Open pit: Sistema de minería a cielo abierto que consiste en la extracción de materiales mediante el banqueo descendente, formando un gran tajo o cráter con forma aproximadamente circular y paredes en pendiente. Se aplica principalmente en yacimientos masivos o inclinados. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Precorte: Técnica de voladura que consiste en detonar una línea de barrenos antes de la voladura principal, para crear un plano de fractura controlado. (Rijalba, F., 2017)
- Presión de barreno: Esfuerzo ejercido por los gases generados en la detonación sobre las paredes del barreno. (Rijalba, F., 2017)
- Pórfido: Roca ígnea con textura bimodal que presenta grandes cristales (fenocristales) embebidos en una matriz de grano fino o microcristalino. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Talud final: Taludes que corresponden al diseño definitivo de la excavación minera. (Hustrulid et al., 2013).
- Tipo de discontinuidad: Los tipos de discontinuidades varían desde juntas limpias de tensión con longitud limitada hasta fallas que contienen varios metros de material arcilloso (gouge) y que pueden extenderse por muchos kilómetros. Es evidente que la resistencia al corte de tales discontinuidades será muy diferente. (Hoek, E. y Bray, J., 1974)
- Toe: Base o punto más bajo de un talud.
- Velocidad de la onda P (V_p): Velocidad con que las ondas de compresión se propagan en la roca, determinada por las propiedades del medio. (Rijalba, F., 2017)

- Voladura: Proceso de fragmentación de roca mediante la detonación de explosivos introducidos en perforaciones. La reacción libera gases a alta presión y temperatura, generando ondas de choque que rompen el macizo rocoso según los parámetros de diseño establecidos. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Voladura controlada: Tipo de voladura planificada con secuencias y patrones específicos para reducir vibraciones, controlar la proyección del material y optimizar la estabilidad del talud. (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2003)
- Wall Control: Conjunto de técnicas de voladura, como el presplit o buffer blasting, destinadas a reducir el daño en la roca remanente y preservar la estabilidad de los taludes finales. (Chiappetta, 2004; Konya & Walter, 1990).

CAPITULO III: HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1 HIPÓTESIS

3.1.1 *Hipótesis general*

Las condiciones geotécnicas de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala se relacionan significativamente con su comportamiento frente a los procesos de voladura y la aplicación de lineamientos de conciliación geotécnica permite optimizar los resultados de este proceso.

3.1.2 *Hipótesis específicas*

- La interacción de los factores geotécnicos como la configuración de la geología estructural, litología y los efectos de la carga explosiva por voladura influyen significativamente en la estabilidad de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala.
- La implementación de lineamientos de conciliación geotécnica mejora los resultados de la voladura de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala.

3.2 VARIABLES

Las variables que intervienen son las siguientes:

- **Variables independientes:** Litología, presión de poros, frecuencia de fracturamiento, discontinuidades.
- **Variables dependientes:** Carga dinámica por voladura, tiempo de retardo, clasificación RMR.

3.3 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Tabla 21. Operacionalización de variables

	Variable	Definición	Dimensiones	Indicadores	Técnica / Instrumento	Unidad de medida
INDEPENDIENTES	Litología	Es la rama de la geología que aporta información sobre la composición mineralógica, la textura y la fábrica de las rocas, así como sobre la isotropía o anisotropía estructural en rocas de determinado origen, como es el caso de las rocas masivas frente a rocas laminadas o foliadas. (Gonzales, L et al., 2002)	Tipo de roca	Clasificación litológica	Descripción de testigos, mapeo geológico	Nombre de roca
	Presión de poros	La presión de poros se define como la presión que ejerce un fluido en los espacios porosos de la roca, se le denomina también presión de formación o presión poral, estando en función de los fluidos de formación y de las cargas que están soportando. (Meza, J., 2017)	Nivel de presión	Presión estática o dinámica del agua en poros.	Piezómetros, registros geotécnicos.	kPa, MPa
	Frecuencia de fracturamiento	La frecuencia de fracturamiento corresponde a la cantidad de fracturas (discontinuidades) en una unidad de medida determinada, comúnmente en un metro. (Jaeger, J. y Cook, N., 1969)	Número de fracturas	Conteo de nuevas fracturas post-voladura.	Inspección visual, fotografías.	Número de fracturas
	Discontinuidades	Una discontinuidad es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso. Generalmente la resistencia a la tracción de los planos de discontinuidad es muy baja o nula. Su comportamiento mecánico queda caracterizado por su resistencia al corte o, en su caso, por el material de relleno. (Gonzales, L et al., 2002)	Tipo de estructura	Diaclasas, foliaciones, relleno.	Mapeo geomecánico.	Grados (dirección, buzamiento)
			Orientación de estructura	Dip / dip direction	Software DIPS	Grados (dirección, buzamiento)
DEPENDIENTES	Carga dinámica por voladura	Se define como la presión ejercida de forma transitoria y radial sobre las paredes del taladro al momento de la detonación. Esta carga representa una onda de choque la cual se propaga en el macizo rocoso y provoca las grietas, desplazamiento y daños en el entorno. (Valdés, M. y Jara, M., 2023)	Energía transmitida	Magnitud de ondas generadas en la voladura.	Sismógrafos, sensores de vibración.	kPa, mm/s
	Tiempo de retardo	Se refiere al intervalo de tiempo programado entre la detonación de un barreno y el siguiente dentro de la misma fila de perforaciones o la siguiente. Este tiene el objetivo de controlar la dirección del avance de la voladura (cara libre), reducir la vibración en el terreno lo que a la vez reduce el daño inducido y mejorar la fragmentación del material. En pocas palabras, optimizar la eficiencia de la voladura al reducir los explosivos y mejorar la carga del material. (Bernaola, A. et al., 2013)	Secuencia temporal	Intervalos de tiempo entre detonaciones.	Plan de voladura	Segundos
	Clasificación RMR	Desarrollada por Bieniawski en 1973 y posteriores actualizaciones en 1979 y 1989, es una clasificación de macizos rocosos que permite relacionar parámetros geotécnicos del macizo con índices de calidad. Este comportamiento geomecánico del macizo se expresa en Índice de calidad RMR (Rock Mass Rating) que varía de 0 a 100. (Gonzales, L et al., 2002)	Resistencia de a roca intacta	Resistencia a la compresión uniaxial (UCS).	Ensayo de laboratorio. Martillo de Schmidt.	Cuantitativa, Mpa.
			RQD	Porcentaje de testigos sanos (>10cm).	Logeo de testigos.	Porcentual, cm.
			Espaciamiento de la discontinuidad	Distancia promedio entre discontinuidades.	Observación directa, logueo.	Cuantitativa, cm.
			Condicion de discontinuidad	Rugosidad, relleno, continuidad, alteración.	Descripción geomecánica, plantilla RMR.	Cualitativa, peine de Barton.
			Orientación de la discontinuidad	Dip / dip direction.	Software DIPS	Grados (dirección, buzamiento)

Nota. Elaboración propia.

CAPITULO IV: CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA Y METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

4.1 ÁREA DE ESTUDIO

4.1.1 Ubicación

La mina Toquepala está ubicada en el sur del Perú, en el distrito de Ilabaya, provincia de Jorge Basadre, departamento de Tacna (Figura 17). Se encuentra en el flanco suroeste de la Cordillera de los Andes a una altitud entre los 3000 - 3,600 msnm. Este yacimiento se trabaja a cielo abierto con un diámetro promedio de 3.5 km. Es una de las principales minas de cobre del país y es operada por Southern Peru Copper Corporation.

Desde el punto de vista geológico, Toquepala corresponde a un yacimiento tipo pórfido de cobre–molibdeno con mineralización diseminada. Su génesis está estrechamente vinculada a una chimenea de brecha y a un intrusivo dacítico, ambos asociados a procesos hidrotermales de carácter calcoalcalino ocurridos entre el Cretácico superior y el Terciario inferior. Este depósito forma parte, junto con Quellaveco y Cuajone, de la denominada Subprovincia Cuprífera del Pacífico, un extenso metalotecto con orientación predominante NW–SE en el territorio peruano y prolongación hacia el norte–sur en Chile. (Mattos, R. y Valle, J., 2000)

Figura 17. Ubicación de la unidad minera Toquepala

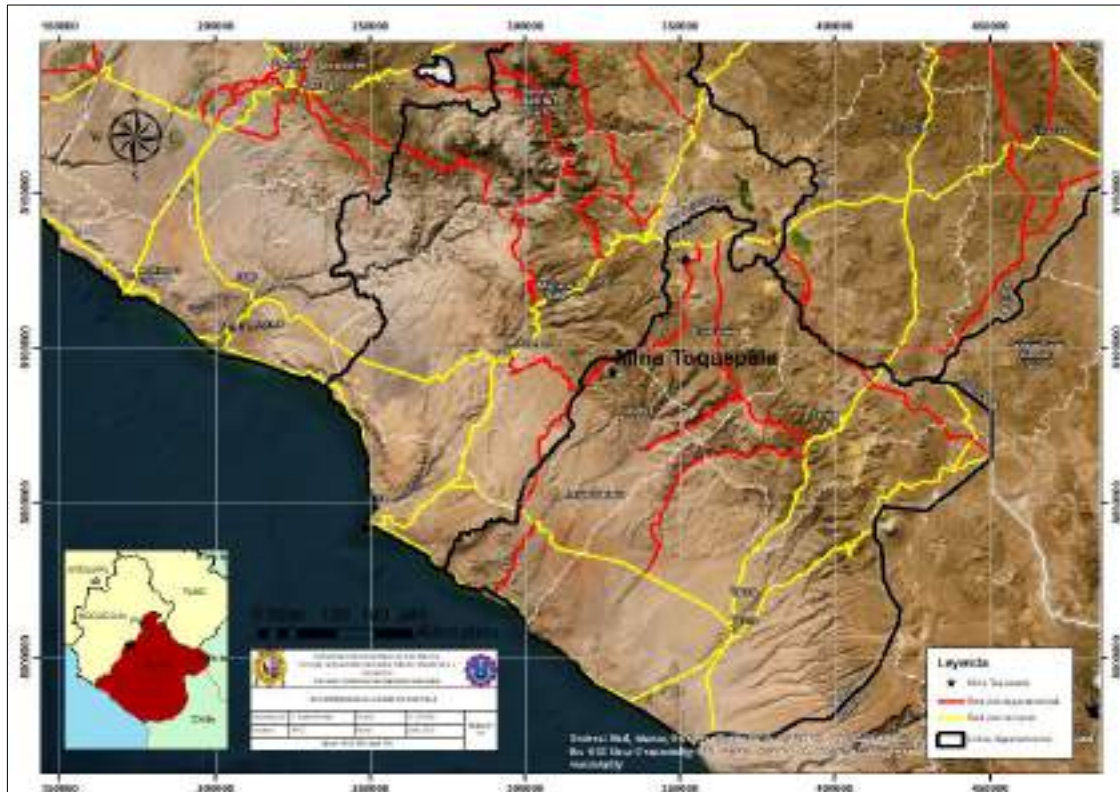


Nota. Ubicación de la Unidad Minera Toquepala. Elaboración propia.

4.1.2 Accesibilidad

La mina Toquepala es accesible por carretera desde la ciudad de Tacna, ubicada a 165 km al suroeste. El acceso principal es a través de la Carretera Panamericana Sur hasta llegar a Camiara, dirigiéndose luego al noreste hacia Ilabaya, desde donde se toma una vía asfaltada que conduce directamente al complejo minero.

Figura 18. Accesibilidad



Nota. Accesibilidad a la mina Toquepala desde el Google Earth. Elaboración propia.

4.2 CLIMA

La zona de estudio se caracteriza por un clima desértico y seco, típico de las regiones altoandinas. La temperatura media anual es de 12.8 °C, con sus valores más altos en enero, cuando alcanza aproximadamente 14.6 °C, y los más bajos en julio, con un promedio de 10.3 °C. Durante la mayor parte del año, el clima es árido, con pocas precipitaciones entre enero y marzo, con presencia de neblina frecuente. La radiación solar es intensa, entre media mañana y la mitad de la tarde.

4.3 GEOLOGIA REGIONAL

4.3.1 Estratigrafía

4.3.1.1 Grupo Toquepala

De manera general, la constituyen rocas volcánicas con intercalaciones de rocas detríticas que afloran a lo largo del flanco andino.

4.3.1.1.1 Volcánico Paralaque (Ks-p)

Esta unidad presenta tobas altamente soldadas porfídicas de textura eutaxítica y están compuestas principalmente por plagioclasas y cuarzo, de tonalidades que varían entre el rojo y el gris. Esta unidad geológica se encuentra discordante sobre la Formación Inogoya e infrayace a la Formación Quellaveco del Cretáceo Superior (Bellido, E., 1979). En la zona de estudio, su espesor alcanza aproximadamente 800 metros mientras que a nivel regional puede llegar hasta 2,000 metros. Aflora al noroeste del pueblo de Torata y presenta un alto grado de fracturación, especialmente en la zona este de la quebrada Yarito. (Bellido, E., 1979)

4.3.1.1.2 Volcánico Quellaveco

Comprende un conjunto de cinco unidades volcánicas las cuales abarcan más del 80% de toda la secuencia y son representativas en el área de estudio. Estos derrames lávicos son de composición riolítica gris blanquecinas, las cuales se intercalan con derrames lávicos riolíticos gris rosácea parte brechoide, piroclásticos de color gris rosados con disyunción columnar. (Bellido, E., 1979)

Las cinco unidades son las siguientes:

4.3.1.1.2.1 Pórfido Quellaveco

El pórfido Quellaveco se encuentra en la base del volcánico Quellaveco y forma la parte superior del Grupo Toquepala. Su afloramiento más notable es en la Quebrada Asana y, más al norte, en la Quebrada Chuntacala, cerca de la mina Cuajone. Su composición principal incluye derrames riolíticos de tonos blanquecinos, con cristales de sanidina y cuarzo incrustados en una matriz silícea. Su mejor exposición es en la mina Quellaveco: Roca densa y resistente, con una textura porfirítica y colores que van desde el blanco hasta el gris lechoso en superficie fresca. Destacan en ella fenocristales de cuarzo de bordes suaves y pequeñas venas de pirita, incrustadas en una matriz silícea y de grano fino. (Bellido, E., 1979)

4.3.1.1.2.2 Serie Toquepala

Sobreyace al pórfido Quellaveco y su afloramiento más importante es al oeste de la mina Toquepala. Son derrames lávicos con andesitas de grano fino, fenocristales de feldespatos y venillas silificadas a la base, con una potencia aproximada de 100 m. En estos derramos, continua una secuencia riolitica de tonalidades claras, textura porfirítica “atigrada” por la forma de los cristales de cuarzo y feldespatos en una matriz afanítica, predominando alteración silícica. En la parte intermedia se encuentran las andesitas porfirítica de tonalidad gris a gris claro de una potencia máxima de 50 m. En la parte superior, afloran derrames riolíticos de tonalidades rosáceas gris clara donde los feldespatos y cuarzos se presentan en una textura fluidal, con alteración sericitica predominante. Como nivel superior se presenta la turmalina. (Bellido, E., 1979)

4.3.1.1.2.3 Serie Alta

Representa ampliamente la zona de estudio, especialmente en los cerros, Larampahuane, Pajonal, quebrada Capillune y Micalaco. Son intercalaciones de derrames volcánicos de riolitas, andesitas y aglomerados. Las riolitas son de tonalidad gris rosácea y porfirítica se intercaladan con piroclastos de tonalidad gris clara, cuarzo y feldespatos, derrames brechoides andesíticos gris oscuros donde los finos cristales de cuarzo están sobre una matriz tufácea. La intercalación continua con aglomerados claros con contenidos de inclusiones, derrames andesíticos gris oscuros intercalados con piroclastos, aglomerados y brechas los cuales forman farallones.

En la parte superior, afloran derrames riolíticos rosáceos cuyos fenocristales de feldespatos y cuarzo engloban una matriz afanítica. La secuencia tiene su fin con piroclásticos grisáceos claros y derrames andesíticos de tonalidad café.

4.3.1.1.2.4 Riolita Yarito

Esta formación se encuentra en la parte superior del volcánico Quellaveco, por encima de la Serie Alta, y representa uno de los afloramientos más extensos en el suroeste de la mina Toquepala. Aflora principalmente en la Quebrada Yarito y el Cerro Cruz. Su composición está dominada por derrames riolíticos de coloración gris claro a rosado en superficie. Se distingue por su forma de domo alargado, lo que indica que su emplazamiento ocurrió a partir de una zona de fractura. (Bellido, E., 1979)

4.3.1.2 Grupo Moquegua

Constituida por capas continentales de arcillas, areniscas, areniscas tufáceas, conglomerados y tufos de color rojizo a blanco amarillento y que afloran típicamente en el valle de Moquegua. En la mina Toquepala, esta aflora en el extremo Sureste y Suroeste.

Se caracteriza por presentar dos formaciones bien definidas: Moquegua Inferior y Moquegua Superior. La formación Moquegua Inferior se caracteriza por presentar una sedimentación detrítica fina de tonalidades marrón rojizas y con intercalaciones de yeso de color blanco, mientras que la formación Moquegua Superior presenta areniscas de grano grueso a conglomeráticas que se intercalan con tufos, tufos redepositados y arcillas. En la zona de estudio solo aflora Moquegua Superior. (Bellido, E., 1979)

4.3.1.3 Volcánico Huaylillas

Sobreyace disconforme a la Formación Moquegua e infrayace a la Formación Millo. Esta unidad posee una composición química riolítica a dacítica de color gris blanquecina a rosácea, compuesta por feldespatos, biotitas con escasas hornblendas, fragmentos de pómez y líticos, caracterizada por tobas blancas friables hasta tobas altamente soldadas. En su mayoría se presentan estructuras en *fiamme* de pómez aplastadas y alteradas. (Bellido, E., 1979)

4.3.1.4 Depósitos fluvioglaciares y aluviales

Los depósitos fluvioglaciares han sido transportados por derretimiento de glaciares, compuesto por arenas, gravas de matriz limosa, cantos subangulosos de roca volcánica de matriz fina proveniente de los conos.

Los depósitos aluviales son producto reciente del paso de los ríos, compuesta principalmente de cantos rodados volcánicos, arenas y arcillas depositadas de forma irregular en los valles. (Bellido, E., 1979)

4.3.2 Rocas Intrusivas

Apófisis de stock del batolito de la Cordilla Sureste Occidental de los Andes. Las litologías principales son la diorita, aglomerado de dacita, latita, granodiorita, dacita, andesita cuarcífera, brechas angulares y diques tubulares de latita monzonita. Dentro de ello, la diorita y granodiorita son los cuerpos más extensos en la mina Toquepala.

La granodiorita intruye al Grupo Toquepala, esta tiene una composición de plagioclasa en mayor proporción, poca ortosa, cuarzo y ferromagnesianos de textura holocristalina granular.

Por otro lado, las dacitas tienen un afloramiento mayor al Noroeste del cerro Cimarron, elongada en una orientación NO – SE. Esta roca ígnea posee un elevado contenido de hierro con plagioclasa en su mayor proporción, además de ferromagnesianos como la biotita, hornblenda y piroxenos tipo enstatita y augita.

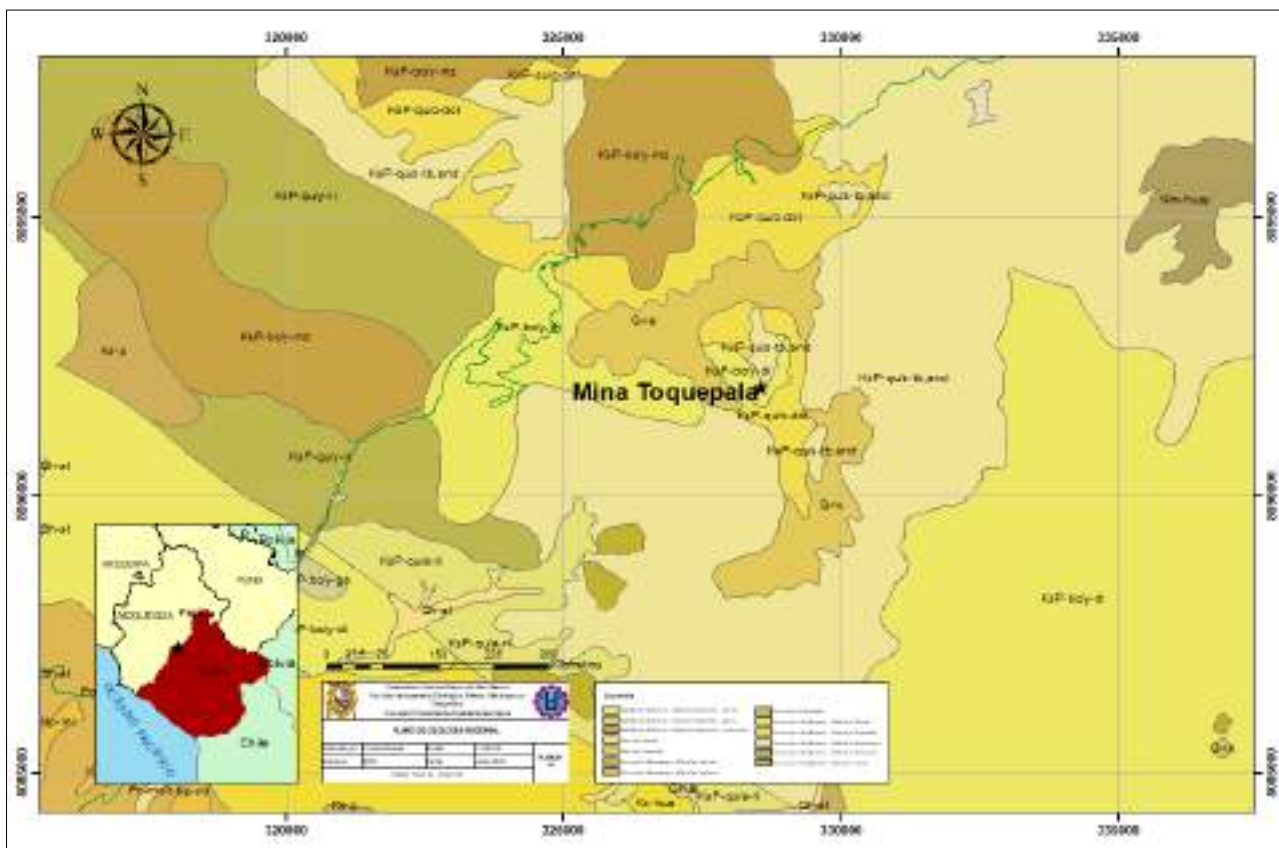
Al noreste del tajo Toquepala se encuentra una chimenea volcánica, que se manifiesta como un pequeño stock con una estructura cilíndrica, orientada de manera vertical o con una ligera inclinación. Su composición principal son brechas dacíticas, caracterizadas por fragmentos de roca con bordes angulosos o redondeados, los cuales están incrustados en una matriz pulverulenta. (Bellido, E., 1979)

Figura 19. Tabla cronoestratigráfica de la mina Toquepala

EDAD	UNIDADES ESTRATIGRÁFICAS		Potencia (m)	COLUMNA ESTRATIGRÁFICA	DESCRIPCIÓN LITOLÓGICA
CUATERNARIO	Depósitos aluviales.				
	Depósitos morrénicos				Conglomerado con intercalaciones de areniscas, arcillas y material tufáceo.
PLIOCENO MEDIO	Volc. Huayillas		150		Tufos dacíticos y riolíticos.
PLIOCENO Y MIOCENO	Fm. Moquegua	Superior	420		Conglomerados y areniscas con algunas intercalaciones de tufos y areniscas tufáceas.
	Volc. Quellaveco	Riolita Yanto	100		Areniscas y arcillas grises o rojizas.
		Serie Alta	950		Derrames y proclastos riolíticos, dacíticos y andesíticos con intercalaciones de diásticos gruesos.
		Serie Toquepala	420		Andesita, riolita y pórfido cuarífero.
Pórfido Quellaveco		300		Dolerita. Riolita color claro.	
TERCIARIO INFERIOR Y CRETACEO SUPERIOR	Volcánico Parataque		2000		Derrames de dacitas, riolitas y andesitas, de color marrón rosado claro intercaladas con proclásticos y lentes de conglomerados.

Nota. Columna estratigráfica de la mina Toquepala. (SPCC, 2000)

Figura 20. Geología regional

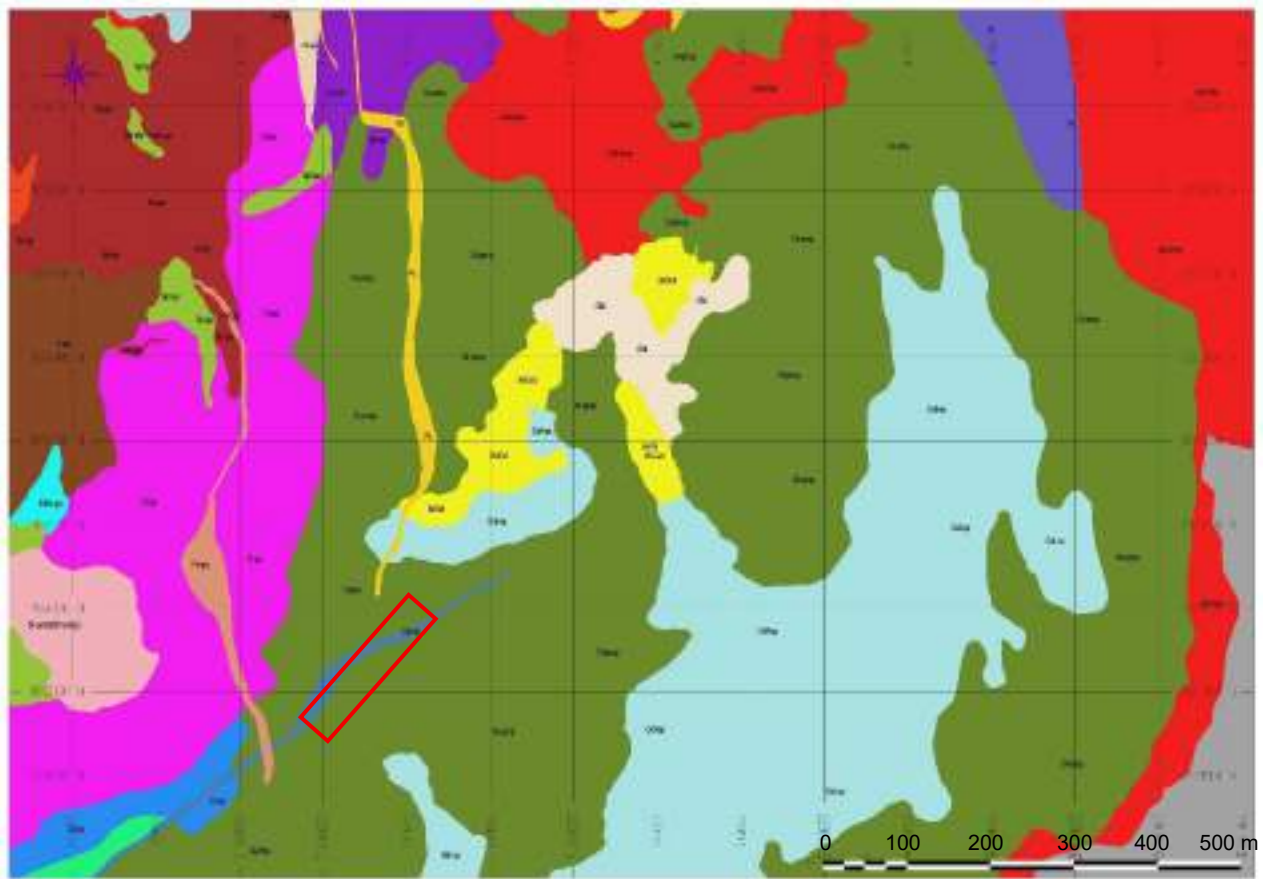


Nota. Geología regional del Cuadrángulo de Moquegua 35-u. INGEMMET. Elaboración propia.

4.4 GEOLOGIA LOCAL

La geología del área está vinculada a una intensa actividad ígnea que tuvo lugar entre el Cretácico superior y el Terciario inferior. El basamento está conformado por sucesivos derrames de riolitas y andesitas dispuestas de manera casi horizontal, alcanzando un espesor acumulado mayor a 1,500 metros, conocidos en su conjunto como el Grupo Toquepala. Asimismo, el emplazamiento intrusivo está representado por apófisis y cuerpos de gran tamaño de granodiorita y diorita, asociados al batolito andino y diferenciados en facies de dacita porfírica. (Mattos, R. y Valle, J., 2000)

Figura 21. Geología local del Sector E - Fase 06 de la UM Toquepala



Nota. Cartografiado actualizado de la geología de Toquepala. SPCC, 2025.

4.4.1 Diorita propilítica (Di-prop)

Roca intrusiva de textura granular fina con alteración propilítica, matriz cristalina con presencia de plagioclasas y ferromagnesianos alteradas a cloritas y cristales de turmalina. (SPCC, 2025)

4.4.2 Dacita porfírica (Dp-qs)

Roca ígnea intrusiva de grano medio, textura porfírica mecánicamente competente, moldes de plagioclasa y feldespatos, matriz afanítica con alteración filica. Turmalina en fracturas con mineralización de py- cpy. (SPCC, 2025)

4.4.3 Granodiorita filica (Gdi-qs)

Roca intrusiva de textura granular con alteración filica, presenta cristales de plagioclasas, feldespatos y cuarzo. (SPCC, 2025)

4.4.4 *Granodiorita propilitica (Gdi-prop)*

Roca intrusiva de textura granular con alteración propilitica, presenta cristales de plagioclasa, fenocristales y cuarzo. (SPCC, 2025)

4.4.5 *Latita porfiridica (Lp)*

Masa de roca compacta, con matriz afanítica oscura a gris verdosa constituida por cristales de plagioclasas alteradas a arcillas. (SPCC, 2025)

4.4.6 *Dacita porfirítica silificada (Dp-sil)*

Roca intrusiva de grano medio, textura porfirítica, compuesta por cristales de plagioclasas y cuarzo. Presencia de anhidrita en venillas y silicificación. (SPCC, 2025)

4.4.7 *Brecha hidrotermal (Bx-qs)*

Brecha monomítica con clastos de roca intrusiva porfirítica, matriz compuesta por sílice y sericita. Posee yeso anhidrita en fracturas. (SPCC, 2025)

4.4.8 *Brecha Pebble (Px)*

Brecha monomítica con clastos de roca, alteración propilitica, matriz de polvo de roca color blanco con incrustaciones de cristales de pirita, turmalina y cuarzo. (SPCC, 2025)

4.5 ALTERACIÓN Y MINERALIZACIÓN

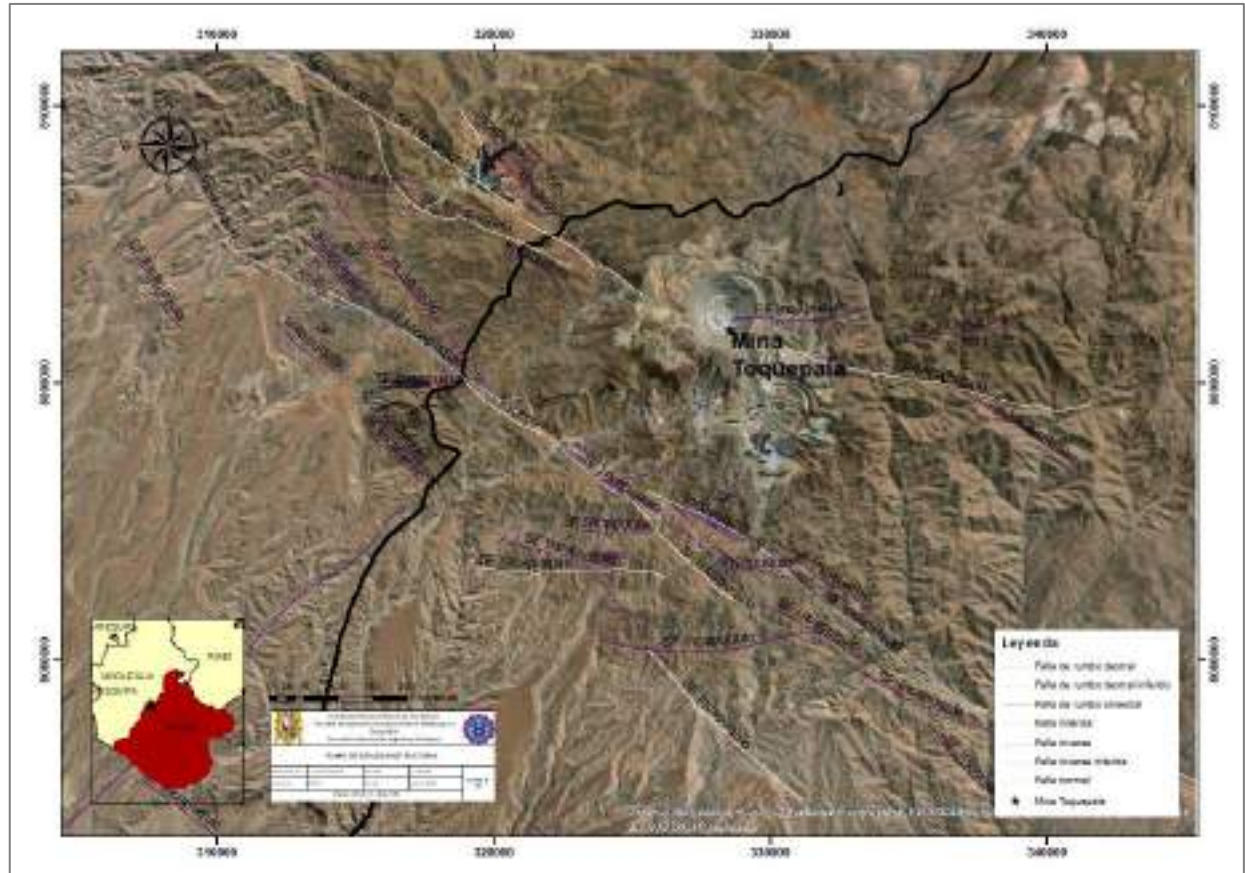
Según R. Mattos y J. Valle (2000) el yacimiento presenta un patrón de alteración complejo en el que se distinguen procesos propilíticos, argílicos, fílicos y fílico-potásicos. La alteración propilítica se manifiesta principalmente en las dioritas a través de asociaciones minerales como epidota, clorita, calcita y pirita. De manera similar, la alteración argílica supérgena, caracterizada por la presencia de caolín y arcillas, se reconoce tanto en dioritas como en rocas volcánicas. En contraste, los intrusivos dacíticos y las brechas evidencian alteración fílica, con desarrollo de cuarzo, sericita y pirita, así como procesos fílico-potásicos, donde predominan biotita, clorita y sericita. En conjunto, prácticamente todas las litologías del basamento y los intrusivos muestran algún grado de alteración, a excepción de la dacita aglomerádica y la dacita porfirítica, las cuales se mantienen relativamente frescas. Adicionalmente, se ha documentado una alteración silícea más intensa en el pórfido cuarcífero Quellaveco, lo que refuerza la variabilidad de los procesos hidrotermales en la región.

En cuanto a la mineralización, esta se distribuye de manera relativamente uniforme tanto en sentido lateral como en profundidad, con predominio de sulfuros diseminados en la roca, pequeños agregados y venillas de relleno. Los minerales de mena más relevantes son la calcopirita (CuFeS_2) y la calcosita (Cu_2S), acompañados por molibdenita (MoS_2) como fuente de molibdeno y pirita (FeS_2) como mineral accesorio sin valor económico. La zona de enriquecimiento secundario se dispone de forma subhorizontal y presenta espesores variables que alcanzan hasta 150 metros. Además, en el nivel 3100 se ha identificado un horizonte de yeso–anhidrita que marca un límite mineralógico significativo. En términos genéticos, la mineralización corresponde al tipo mesotermal, con temperaturas de formación estimadas entre 225 °C y 475 °C, de acuerdo con la clasificación de Lindgren.

4.6 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

La geología estructural de la mina Toquepala está constituida por el Sistema de fallas Cincha – Lluta – Incapuquio, con una tendencia NO-SE, principalmente por las fallas Incapuquio, Capillune, Quellaveco, Asana, Viña Blanca, Botiflaca y Micalaco. De este Sistema de fallas, es la falla Micalaco la que aflora en las inmediaciones del tajo Toquepala, entre la quebrada Cortadera y el pueblo Micalaco. Respecto a sus características, la falla tiene una longitud de 21 km y potencias de hasta 500 m en zonas de cizallamiento, buzamiento subvertical mayormente rellenada por sulfuros, brechas, cuarzo y ligera alteración hidrotermal. (INGEMMET, 2018)

Tabla 22. Geología estructural regional de la mina Toquepala



Nota. Geología estructural del Cuadrángulo de Moquegua 35-u. INGEMMET. Elaboración propia

En el tajo Toquepala, la falla Micalaco presenta un espesor aproximado de 60 metros y está compuesta por múltiples paneles de brechas, intercalados con zonas de roca brechizada y altamente fracturada. Los fragmentos alojados en su interior muestran formas angulares y redondeadas, dentro de una matriz compuesta por roca caja intensamente conminuida en sectores locales, cementada por carbonatos, cuarzo y pirita. Esta estructura presenta un desplazamiento de tipo oblicuo con componente de rumbo. Adicionalmente, afloran las fallas Sargento y Yarito, de características similares a la Micalaco, aunque con espesores menores, que varían entre 1 y 3 metros. En el caso de la falla Yarito, se han reportado grosores de hasta 19 metros en niveles superiores. (SPCC, 2012)

4.7 HIDROGEOLOGIA

Los acuíferos son formaciones subterráneas porosas o fracturadas que contienen agua en sus huecos, conocida como agua subterránea. Estos acuíferos pueden ser locales, con una extensión pequeña, o regionales, abarcando grandes áreas.

En la mina Toquepala, la permeabilidad es baja, con valores entre 1×10^{-8} y 1×10^{-13} m/s, debido a que el medio rocoso tiene pocas fracturas y la permeabilidad secundaria se desarrolla por las estructuras geológicas. La instrumentación utilizada incluye piezómetros de tubo abierto, neumáticos, piezo-resistivos, de cuerda vibrante y de fibra óptica. (Mamani, M., 2021)

4.7.1 *Parámetros hidrogeológicos*

Los parámetros hidrogeológicos son propiedades físicas que caracterizan el comportamiento del agua subterránea dentro del medio fracturado o poroso. Estos parámetros permiten cuantificar procesos como la circulación, almacenamiento y el nivel de transmisibilidad en los materiales.

4.7.1.1 Porosidad

La porosidad total es la proporción del volumen de poros entre el volumen del acuífero mismo. Se expresa en % y determina la capacidad de almacenamiento de agua. Es primaria si es sinsedimentaria y secundaria si es ocasionada post-génesis de la roca por procesos de disolución, meteorización o fracturamiento. (Meza, J., 2017)

4.7.1.2 Permeabilidad

La permeabilidad en un macizo rocoso se refiere a su capacidad para permitir el paso del agua a través de discontinuidades, como fracturas, diaclasas o planos de estratificación. En el contexto de voladuras, esta propiedad es crucial porque influye en el comportamiento del macizo rocoso frente a la carga explosiva, afectando la eficiencia de la fragmentación, la estabilidad de taludes y el control de vibraciones y gases. Se expresa como el caudal de agua que atraviesa una unidad de área del macizo rocoso por unidad de tiempo, bajo un gradiente hidráulico determinado.

Esta propiedad está relacionada tanto con las características texturales del medio poroso como con las del fluido que lo atraviesa. En este contexto, se hace referencia a la permeabilidad efectiva o conductividad hidráulica, la cual se expresa

mediante el coeficiente de permeabilidad "k", siendo este un parámetro que depende exclusivamente de las propiedades internas del medio transmisor. (Meza, J., 2017)

4.7.1.3 Transmisividad

La transmisividad es una propiedad hidráulica que expresa la capacidad de un acuífero para transmitir agua a través de toda la sección saturada de su espesor. Se define como el volumen de agua que fluye, por unidad de tiempo, a través de una franja vertical de terreno de ancho unitario y espesor equivalente al del manto saturado, bajo un gradiente hidráulico unitario y condiciones de temperatura constantes. (Meza, J., 2017)

Matemáticamente, se expresa como el producto entre la conductividad hidráulica K y el espesor saturado del acuífero b , es decir:

$$T = K \cdot b$$

4.7.2 Presión de poros

La presión de poros es la fuerza ejercida por el agua subterránea contenida en los poros o vacíos del macizo rocoso. También conocida como presión de formación o presión poral, esta presión adquiere especial relevancia en contextos geotécnicos, ya que influye directamente en los esfuerzos efectivos del terreno. Cuando la roca se encuentra completamente saturada (presión intersticial) la presión del agua reduce los esfuerzos efectivos internos, disminuyendo así la resistencia al corte del macizo rocoso y afectando su estabilidad.

Esto resulta particularmente importante en zonas de voladura, donde una alta presión de poros puede alterar la respuesta del macizo rocoso frente a la energía explosiva, provocando una fragmentación no controlada, desplazamientos no deseados o incluso fallas estructurales post-voladura.

La presión de poros puede tener un origen primario, desarrollándose junto con la formación de la roca o suelo, o secundario, formándose con posterioridad a través de procesos geológicos que modifican el estado de saturación del terreno.

4.8 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio es de tipo aplicada, adoptará un diseño no experimental, de método descriptivo-correlacional, con un enfoque cuantitativo y de campo, orientado a la evaluación geotécnica de los taludes de diorita propilítica ubicados en la Fase 6 del Sector

Sureste de la Unidad Minera Toquepala. La investigación se desarrollará sin manipular intencionalmente las variables, observando los fenómenos en su contexto natural, por lo que también se enmarca en un diseño transversal (periodo de tiempo determinado).

La investigación buscará describir las condiciones geotécnicas del macizo rocoso mediante evaluación geotécnica, ensayos de laboratorio y trabajo de gabinete, con la finalidad de explicar su influencia en la estabilidad de taludes y, a partir de ello, proponer lineamientos de conciliación geotécnica que optimicen los resultados de la voladura.

Para ello, se emplearán herramientas técnicas como la clasificación geotécnica de la Clasificación RMR, análisis cinemático, métodos empíricos y softwares especializados, los cuales permitirán integrar la información recolectada y generar propuestas concretas y adaptadas a las condiciones geológicas y geotécnicas del área de estudio.

4.9 POBLACIÓN Y MUESTRA

4.9.1 *Población de estudio*

La población de la presente investigación son los taludes finales de los niveles 3040 y 3055 del sector sureste de la Fase 6 del Tajo Toquepala.

4.9.2 *Muestra*

La muestra del estudio estuvo conformada por los niveles 3040 y 3055 del Sector Sureste – Fase 6 de la Unidad Minera Toquepala. La selección se basó en criterios técnicos y operativos vinculados a la tasa de minado, la accesibilidad y las condiciones de seguridad, con una extensión de 440 m por nivel. Estos niveles se encontraban en plena operación durante el periodo de investigación, lo que permitió realizar observaciones directas y recopilar información geotécnica representativa bajo condiciones reales. Además, su accesibilidad controlada facilitó el trabajo de campo sin interferir con la producción, garantizando la calidad y seguridad de los registros.

4.10 PROCEDIMIENTO, TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN

4.10.1 *Procedimiento*

Las actividades de la investigación se organizaron en cuatro fases: Preliminar, campo, procesamiento y análisis, resultados. A continuación, se detalla cada procedimiento en orden cronológico:

Tabla 23. Fases de la elaboración de tesis

Fase 1: Preliminar	Recopilación bibliográfica.	Estudio de documentos técnicos y tesis sobre clasificación geomecánica y voladura.
	Selección de instrumentos	Elección de la cartilla de evaluación geotécnica (J. Read y P. Stacey, 2009) y la cartilla de Evaluación del Índice de RMR (Z. Bieniawski, 1976).
	Coordinación con la unidad minera	Solicitud de permisos y validación de áreas de evaluación geotécnica.
Fase 2: Campo	Mapeo geotécnico.	Observación de características geotécnicas y registro en cartillas técnicas.
	Conciliación campo	Observación del estado de los taludes respecto al diseño de fase.
Fase 3: Procesamiento y análisis	Organización de datos en gabinete.	Tabulación de la información en matrices de Excel, gráficos, etc.
	Conciliación de datos	Verificación de coherencia entre datos de campo, base de datos y condiciones reales observadas.
	Ensayos de carga puntual (PLT)	Realización de ensayos de laboratorio para estimar la resistencia de la roca intacta.
	Zonificación geomecánica	Asignación de zonas según rangos de calidad RMR y condiciones del macizo rocoso.
	Análisis de resultados	Interpretación técnica de los resultados y su relación con la voladura.
	Representación gráfica	Elaboración de planos y secciones geotécnicas en AutoCAD, Dips y Mineplan3D.
Fase 4: Resultados	Elaboración del informe final	Redacción del documento de tesis con resultados, conclusiones y recomendaciones.
	Validación de resultados con asesor técnico	Revisión de consistencia y retroalimentación sobre la clasificación geotécnica realizada.
	Revisión general y corrección	Ajustes de redacción, formato y referencias según el reglamento de tesis.

Nota. Procedimiento para la elaboración de tesis. Elaboración propia.

4.10.2 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

4.10.2.1 Técnicas

Para alcanzar los objetivos de la presente investigación, se utilizarán técnicas propias de la geotecnia en minería a cielo abierto, orientada al estudio del comportamiento del macizo rocoso frente a los eventos de voladura. Las técnicas empleadas son las siguientes:

- Descripción y caracterización geotécnica.
- Clasificación geotécnica del macizo rocoso.

4.10.2.2 Instrumentos

En el presente estudio se emplearán instrumentos técnicos destinados a la recolección y análisis de datos geotécnicos del macizo rocoso de los niveles 3040 y 3055 del Sector Sur-Fase 6 de La Unidad Minera Toquepala. (Tabla 24)

Para la recopilación de información geotécnica se emplearán cartillas basadas en instrumentos ampliamente reconocidos y validados por la comunidad científica y técnica. La cartilla de Evaluación geotécnica (Anexo E) fue adaptada de J. Read y P. Stacey (2009), mientras que la cartilla de Clasificación del macizo rocoso (Anexo B) se basa en la Clasificación RMR propuesto por Bieniawski (1976). Ambos instrumentos han sido aplicados en numerosos estudios e investigaciones en minería a nivel internacional, demostrando su eficacia en la caracterización geotécnica del macizo rocoso. Por tratarse de herramientas estandarizadas, no fue necesario someterlas a un proceso de validación adicional. Las adaptaciones realizadas fueron mínimas y responden únicamente a fines de organización y claridad en el registro de datos, sin alterar la estructura metodológica original.

Tabla 24. Instrumentos de tesis

Instrumento	Finalidad
Cartilla de evaluación geotécnica (J. Read y P. Stacey, 2009).	Para el levantamiento de datos en campo se utilizó una cartilla de evaluación geotécnica adaptada (SPCC) de las directrices propuestas por J. Read y P. Stacey (2009), diseñada específicamente para registrar los parámetros estructurales y geotécnicos observados en la evaluación post voladura. Esta cartilla incluye el factor de diseño y condiciones de cara de banco.
Cartilla de Evaluación de la Metodología RMR (Z. Bieniawski, 1976).	Como complemento a la evaluación estructural, se utilizó una cartilla basada en la metodología RMR propuesto por Bieniawski (1976). Este sistema considera 5 parámetros de clasificación: Resistencia de la roca intacta, RQD, espaciamiento de discontinuidades, condición de las discontinuidades y presencia de agua subterránea.

Nota. Instrumentos para el desarrollo de la investigación. Elaboración propia.

Además, se emplearon herramientas que permitieron el registro, análisis e interpretación de datos geotécnicos tanto en campo como en gabinete. Estas herramientas fueron seleccionadas en función de la naturaleza del estudio, el entorno operativo de la Unidad Minera Toquepala y los estándares metodológicos aplicables a la evaluación geotécnica orientada a la voladura. Cabe resaltar que todos los recursos

utilizados, desde los instrumentos de campo (brújulas geológicas, picotas, cintas métricas) hasta los softwares especializados y aplicaciones de apoyo, tales como Microsoft Office, MinePlan, AutoCAD y Dips, fueron proporcionados por Southern Peru Copper Corporation (SPCC), asegurando así la disponibilidad de medios adecuados para la correcta ejecución del estudio.

A continuación, se detallan las herramientas empleadas:

Tabla 25. Recursos para la elaboración de tesis

	Herramienta	Finalidad
Recursos	Brújula geológica (Brunton)	Medición del rumbo y buzamiento de las discontinuidades estructurales presentes en el macizo rocoso.
	Cinta métrica	Medición del espaciamiento entre discontinuidades, distancia entre las celdas.
	Martillo geológico	Evaluación táctil-sonora de la resistencia superficial de la roca y verificación de fracturamiento.
	Cámara fotográfica	Registro visual de las condiciones geomecánicas del talud, presencia de zonas críticas y evidencias estructurales.
	Cuaderno de campo	Registro sistemático de observaciones cualitativas, condiciones del terreno y clasificaciones geomecánicas.
Softwares de procesamiento y modelamiento	Software Excel	Procesamiento y cálculo de parámetros geotécnicos como el RMR, de acuerdo a los datos recolectados.
	Software Rock Science (DIPS)	Análisis estructural mediante proyecciones estereográficas.
	AutoCAD / Mineplan3D / GIS	Representación gráfica de cortes geológicos, ubicación de zonas evaluadas y visualización tridimensional del terreno. Conciliación.
Equipos de recopilación de datos	GPS de alta precisión	Determinar con exactitud la ubicación geográfica de los puntos mapeados, frentes de avance, taludes y zonas de muestreo, permitiendo una georreferenciación precisa de los datos geotécnicos. Levantamientos topográficos.
	Sismógrafos	Registrar las vibraciones generadas durante las voladuras, permitiendo evaluar si los niveles de vibración están dentro de los rangos permitidos para la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad operativa.

Nota. Herramientas para el desarrollo de la investigación brindadas por SPCC.

Elaboración propia.

4.11 ANÁLISIS ESTADÍSTICO

El análisis estadístico que se aplica en este estudio es de tipo descriptivo, con el objetivo de caracterizar las condiciones geotécnicas de los taludes en los niveles 3040 y 3055 de la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala.

Para ello, se utilizaron medidas de tendencia central y dispersión, como el promedio, mediana, desviación estándar y rangos, así como tablas de frecuencia y gráficos (barras, histogramas y boxplot).

Este análisis contribuyó a identificar las características predominantes del macizo rocoso, facilitando la formulación de lineamientos técnicos adecuados para la conciliación geotécnica de taludes y la mejora de los resultados de la voladura.

CAPITULO V: METODOLOGIA PARA LA EVALUACIÓN GEOTÉCNICA DE VOLADURA

5.1 DIAGRAMA DE FLUJO

Para realizar la conciliación geotécnica de taludes se tomó en consideración la siguiente secuencia (Figura 22).

Figura 22. Flujo de metodología



Nota. Elaboración propia.

5.1.1 Reconocimiento del terreno

En esta primera etapa se identifican las condiciones geológicas, geotécnicas e hidrogeológicas que presenta el terreno una vez realizado los procesos de minado,

cartografiado y levantamiento topográfico. Se reconocen las condiciones estructurales generales predominantes y se identifican los taludes de mayor interés para conciliación.

5.1.2 *Recopilación de características técnicas de voladura*

Se recopilan y analizan las características técnicas de voladura empleadas: Diseño de malla, carga, secuencia, tiempos y técnicas de control de daño. Así como los resultados de monitoreo de vibración y los reportes post voladura.

5.1.3 *Evaluación preliminar en gabinete*

Con la información previamente recopilada, se efectúa una evaluación preliminar del talud, identificando las celdas de mayor interés a partir del análisis del levantamiento topográfico georreferenciado mediante GPS y de la geometría definida en el diseño de fase IRA.

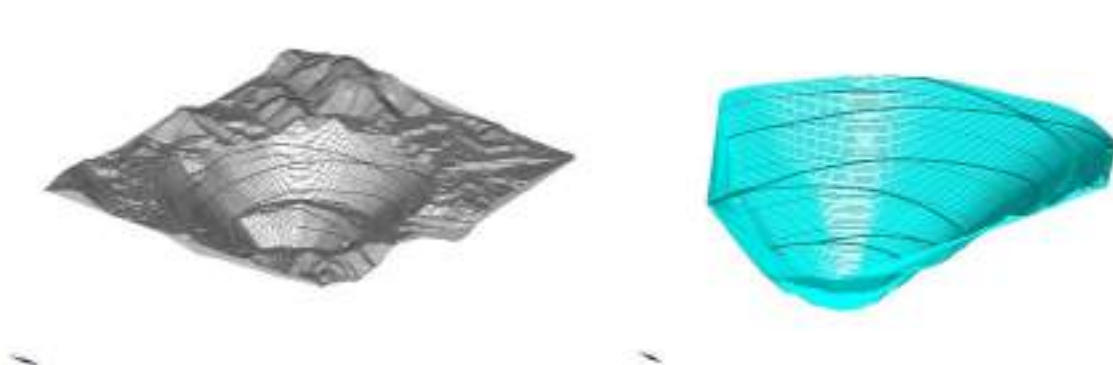
5.1.4 *Evaluación geotécnica en campo*

Se realiza la evaluación geotécnica en terreno definiendo los límites de celdas en base a sus características geológicas, geotécnicas, estructurales y de voladura. Este último criterio se refiere a las características técnicas de voladura al que fue sometido el talud, en otras palabras, de pertenecer al mismo proyecto disparado.

5.1.5 *Procesamiento de datos para conciliación*

Tras la aplicación en campo de la cartilla de evaluación geotécnica propuesta por J. Read y P. Stacey (2009), se procede al modelado de las secciones correspondientes utilizando el módulo Wall Control Compliance del software Mineplan 3D.

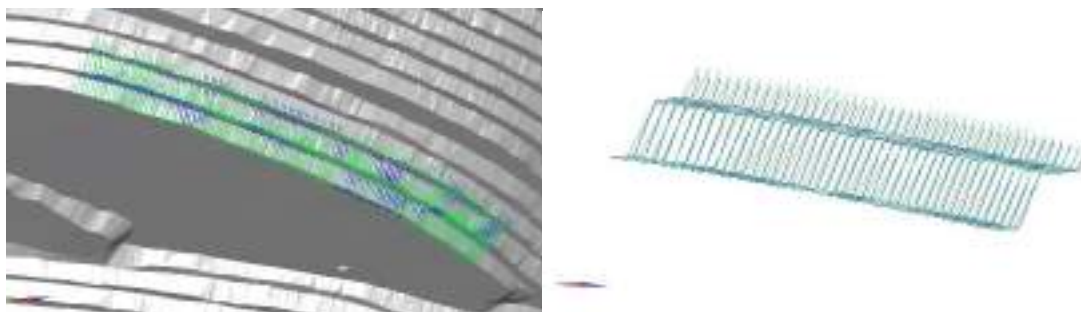
Figura 23. Superficie topográfica y de diseño



Nota. Sólidos para conciliación. SPCC.

Este proceso permite visualizar y analizar de manera detallada la condición geotécnica de cada sección, dando como resultado el valor del Factor de diseño para una evaluación más fidedigna.

Figura 24. Secciones de conciliación



Nota. Secciones realizadas con la triangulación de la topografía actual y el diseño de fase. Entorno Mineplan 3D. Elaboración propia.

5.1.6 *Análisis integral*

En el análisis integral, se evalúan los dos factores de conciliación definidos en la metodología de Stacey: Factor de Diseño (Fd) y Factor de Condición (Fc). El Fd es calculado mediante el módulo Wall Control del software MinePlan, el cual compara con alta precisión el diseño planificado (ángulo de cara, posición de toe y ancho de berma) con la geometría ejecutada, asignando un valor porcentual de cumplimiento. Por su parte, el Fc corresponde a la evaluación del comportamiento real de la cara de banco post-voladura, realizada en campo mediante la cartilla de Stacey (2009), la cual incorpora criterios observacionales estandarizados.

Las decisiones sobre las pruebas estadísticas se tomaron en función de la naturaleza de cada indicador. Para el Factor de diseño (variable continua calculada por Wall Control) se aplicaron pruebas de normalidad (Shapiro–Wilk) y procedimientos paramétricos (IC 95% para la media). Para el Factor de Condición (variable discreta, asignada mediante la cartilla de Stacey) se descartó la prueba de normalidad y se emplearon métodos inferenciales no paramétricos: IC por bootstrap para media.

5.1.7 *Lineamientos de conciliación*

Como cierre de la metodología, se propondrán lineamientos basados en el *Slope Design Process* de P. Stacey (2009), adaptados a un modelo circular de mejora continua inspirado en la metodología DMAIC (Define, Measure, Analyze, Improve, Control). Estos

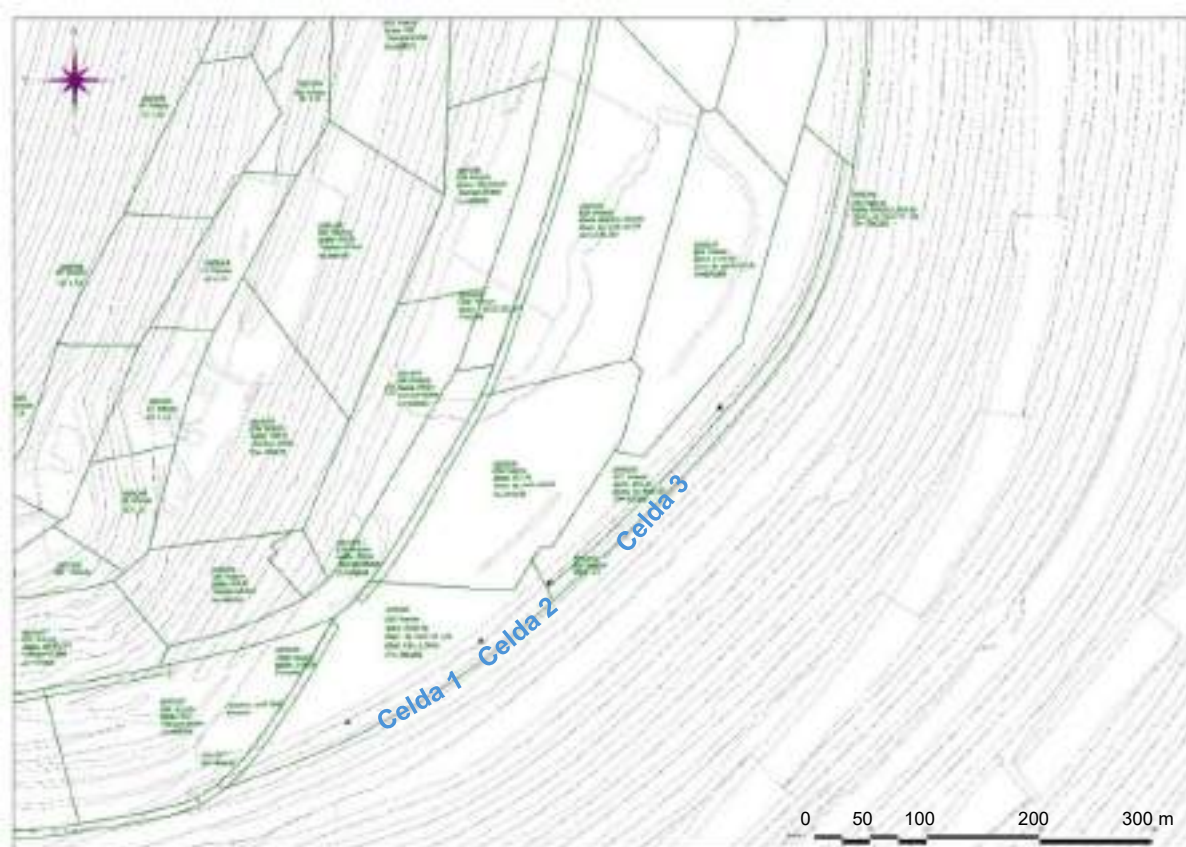
lineamientos integran caracterización, diseño, ejecución y evaluación post-voladura, buscando que cada etapa alimente a la siguiente para optimizar de manera progresiva la calidad y estabilidad de los taludes en la Fase 6 – Sector Sureste.

CAPITULO VI: EVALUACIÓN GEOTÉCNICA PARA DISEÑO DE VOLADURA SECTOR SE - F06

6.1 DISEÑO DE VOLADURA

El diseño de voladura constituye un elemento clave para evaluar el desempeño del macizo rocoso en relación con la energía explosiva. En la presente tesis se recopilaron y sistematizaron los parámetros operativos aplicados en la Fase 6 – Sector Sureste de Toquepala, considerando aspectos como burden, espaciamiento, longitud de taladro, factor de carga, distribución de explosivos y secuencias de retardo. Asimismo, se incluyó el monitoreo de vibraciones generadas por las voladuras, a fin de analizar su efecto en la estabilidad de los taludes y en la integridad estructural del macizo rocoso. En los cuadros siguientes se presentan las características principales registradas durante la ejecución de los proyectos de voladuras evaluados.

Figura 25. Límites de proyectos del nivel 3055 SE



Nota. Ubicación de los proyectos evaluados. SPCC, 2025.

Tabla 26. Proyectos del Nivel 3055

FASE			6	6
SECTOR			SURESTE	SURESTE
PROY.			3055-245	3055-253-246-245
LITOLOGIA			Di-prop	Di-prop
RMR			47-61-76	66-76
FRECUENCIA DE FRACTURAMIENTO (FF)			2-7	1-2
UCS (MPa)			168.23-174.96-	184.18-180.67
Esfuerzo de Tracción (Mpa)			10.62-11.05-10.75	11.63-11.41
Módulo de Young GPa			28.18	28.18
NUMERO DE TALADROS			413	554
MALLA (BxE)			7.36X8.5	6.93X8/6.5X7.5/3.46X4
ϕ			12 1/4	12 1/4
	BUFFER 5"	DIST. TOE	1.5	0.6
		ESP.	8.50	8-4
		BURDEN	7.36	6.93-3.47
	PRODUCCION	ESP.	8.50	7.50
		BURDEN	7.36	6.50
DISEÑO DE CARGA	EXPLOSIVO		FORTIS EXTRA	FORTIS EXTRA
	MATERIAL DE TACO		Detrito	Detrito
	BUFFER 1	TACO (m)	7.2	6
		(m)	15.5	15.0
		KG	200	140
		δ (gr/cc)	1.05	1.15
	BUFFER 2	TACO (m)	7.5	6
		(m)	17.0	15.0
		KG	834	140
		δ (gr/cc)	1.15	1.15
	PRODUCCION	TACO (m)	6.5	6.5
		(m)	17.0	16.4
		KG	934	934
		δ (gr/cc)	1.15	1.15
ANALISIS DE VIBRACION	SECUENCIA		TRAPECIO	ECHELON/TRAPECIO
	TIEMPO TALADROS (ms)		17	7-9
	TIEMPO FILAS (ms)		200	150
	VPPr mm/s		100.1	78.8
	VPPc mm/s		166.36	166.36
	VPP VECTORIAL	TRANS	72.58	34.5
		VERT	79.93	64.47
		LONG	85.08	77.72
	FRECUENCIA Hz	TRANS	13.5	19.7
		VERT	15.8	25.3
		LONG	14.6	5.1

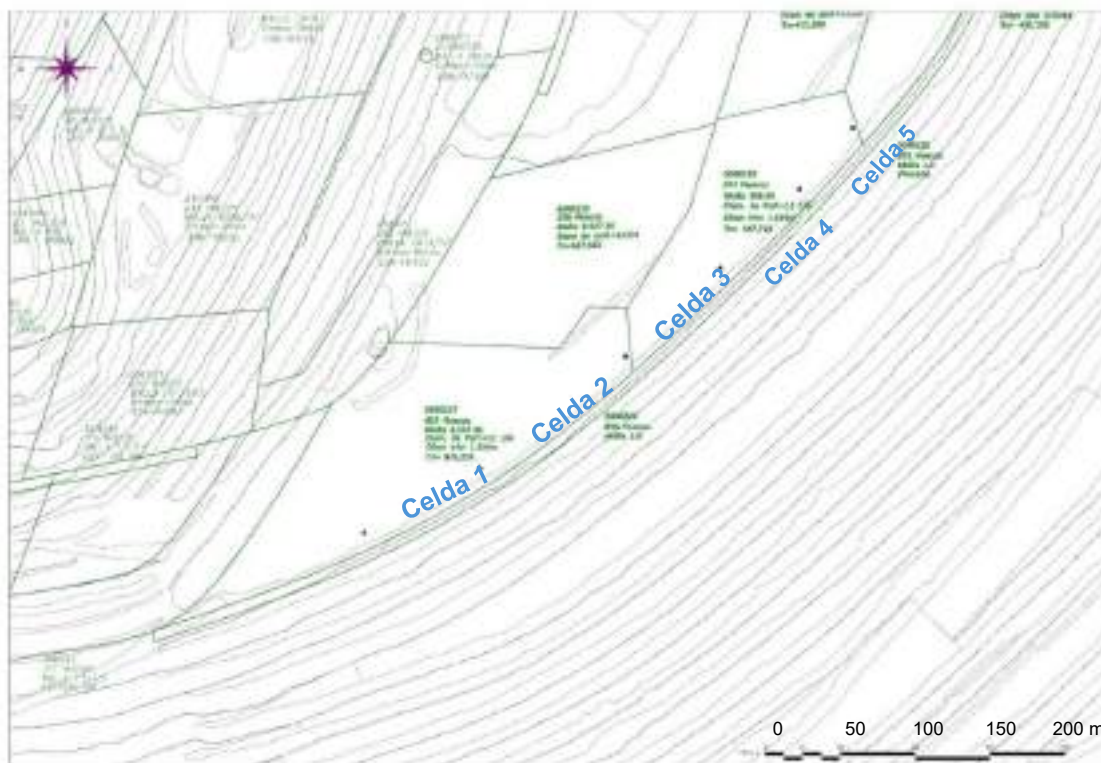
Nota. Datos técnicos de voladura y post voladura. SPCC, 2025.

Tabla 27. Proyectos del Nivel 3040

FASE			6	6
SECTOR			SURESTE	SURESTE
PROY.			3040-227	3040-230
LITOLOGIA			Di-prop	Di-prop
RMR			66/52/63	71/59/67
FRECUENCIA DE FRACTURAMIENTO (FF)			1/6	1/2
UCS (MPa)			205.54/168.10/141.34	205.64/182.69/182.94
Esfuerzo de Tracción (Mpa)			19.37/15.84/13:32	19.38/17.22/17.24
Módulo de Young GPa			28.18	28.18
NUMERO DE TALADROS			258	244
MALLA (BxE)			7.36X8.5	6.93X8
φ			12 1/4	12 1/4
	BUFFER 5"	DIST. TOE	1.5	1.5
		ESP.	8.50	8
		BURDEN	7.36	6.93
	PRODUCCION	ESP.	8.50	8
		BURDEN	7.36	6.93
DISEÑO DE CARGA	EXPLOSIVO		FORTIS EXTRA	FORTIS EXTRA
	MATERIAL DE TACO		Detrito	Detrito
	BUFFER 1	TACO (m)	7.2	6.9 7
		(m)	15.0	15.0 15.0
		KG	D de 200	200/250 300/150
		δ (gr/cc)	1.05	1.05 1.05
	PRODUCCION	TACO (m)	6.5	6.5
		(m)	16.5	16.5
		KG	934	934
		δ (gr/cc)	1.05	1.05
ANALISIS DE VIBRACION	SECUENCIA		ECHELON	ECHELON
	TIEMPO TALADROS (ms)		17	11
	TIEMPO FILAS (ms)		200	150
	VPPr mm/s		91.66	149.3
	VPPc mm/s		166.36	166.36
	VPP VECTORIAL	TRANS	32.01	63.89
		VERT	72.88	53.55
		LONG	69.3	145
	FRECUENCIA Hz	TRANS	19	6.7
		VERT	10.3	33
		LONG	3.8	8.2

Nota. Datos técnicos de voladura y post voladura. SPCC, 2025.

Figura 26. Límites de proyectos del nivel 3040 SE



Nota. Ubicación de los proyectos evaluados. SPCC, 2025.

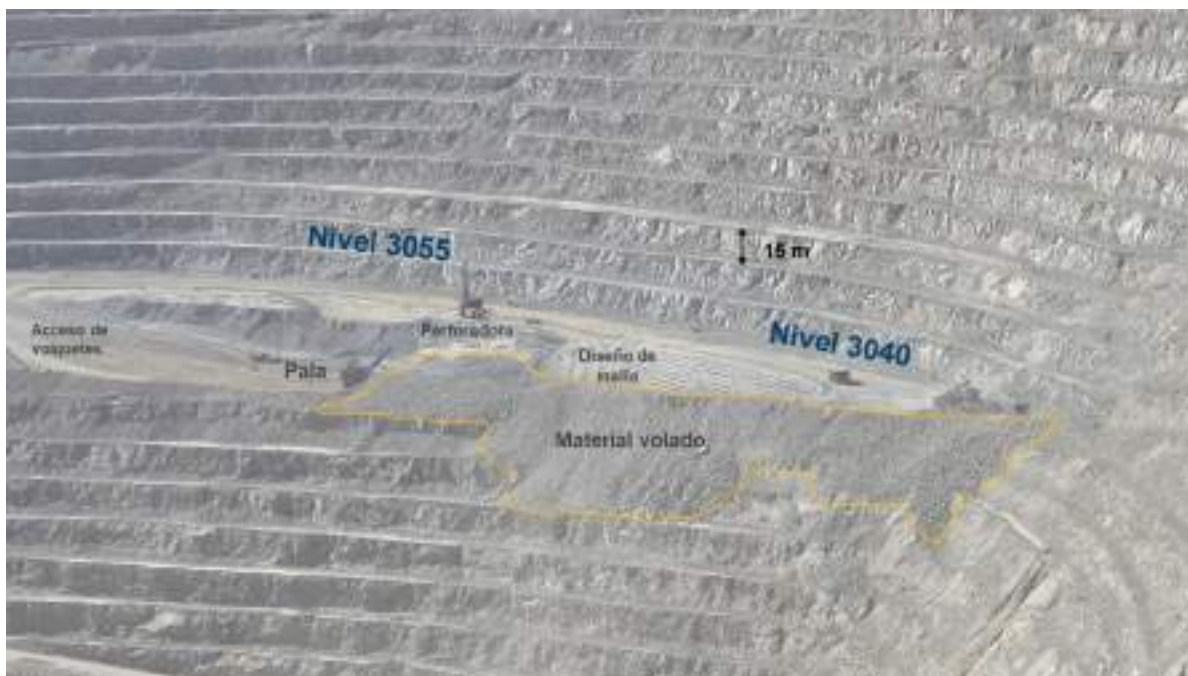
En síntesis, la caracterización del diseño de voladura y el registro de vibraciones permiten comprender de manera integral la interacción entre los parámetros operativos y la respuesta del macizo rocoso. Este análisis aporta criterios objetivos para la conciliación geotécnica de taludes, al integrar estos elementos, se logra establecer la formulación de lineamientos prácticos orientados a mejorar la eficiencia de la voladura y la estabilidad global de la Fase 6 – Sector Sureste.

6.2 CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA

Con el cartografiado geotécnico efectuado, siguiendo la clasificación propuesta por Bieniawski (1976) para la determinación del RMR, y definidos los valores de UCS, FF, resistencia a tracción y módulo de Young, se procede a la caracterización integral de los taludes con el cartografiado de la geología local. Esta caracterización tiene como propósito definir la calidad del macizo rocoso y su respuesta a la voladura, constituyendo la base para el análisis cinemático y la conciliación geotécnica de taludes desarrollados en las siguientes secciones.

Los niveles por evaluar son el 3040 y 3055 (Figura 27). La selección de los taludes evaluados se basó en criterios técnicos y operativos que garantizan la representatividad y viabilidad del estudio. Se priorizaron aquellos ubicados en zonas de alta tasa de minado, lo que permitió realizar un seguimiento en tiempo real del avance de excavación, observando la respuesta geotécnica del macizo rocoso a las voladuras ejecutadas. Este seguimiento se complementó con el monitoreo mediante radar, a fin de verificar que las voladuras no generaran tendencias de movimientos considerables en los taludes. Asimismo, se consideró la accesibilidad y amplitud del área, lo que facilitó el levantamiento geotécnico y el registro fotográfico en condiciones seguras.

Figura 27. Sector SE F06 – Mina Toquepala



Nota. Vista SE de la Mina Toquepala. Elaboración en conjunto con el supervisor de Geotecnia Mina – Voladura. SPCC 2025.

6.2.1 Ensayos PLT

En el nivel 3055, de litología diorita propilitica, se evaluaron cinco celdas (3055_SE_F06_37 a 3055_SE_F06_41), cada una con 15 muestras, manteniendo constantes el Módulo de Young (28.18 GPa) y el coeficiente de Poisson (0.22), lo que indica uniformidad en las propiedades elásticas del macizo rocoso. Respecto a la resistencia, la UCS promedio fue de 175.65 MPa con una desviación estándar de 7.89 MPa, lo que refleja una baja dispersión entre muestras (coeficiente de variación de 4.50

%), evidenciando una alta homogeneidad en la resistencia a compresión. Los valores individuales de UCS oscilan entre 162 y 182 MPa, rango que se mantiene próximo al promedio. De manera similar, la resistencia a la tracción presentó un promedio de 16.54 MPa con una desviación estándar de 0.74 MPa y un coeficiente de variación de 4.49 %, indicando consistencia en la respuesta del material frente a esfuerzos tensionales. Estos resultados sugieren un macizo rocoso con propiedades mecánicas estables, condición favorable para el control de estabilidad en el diseño y voladura del talud.

Tabla 28. Resumen de ensayos PLT del nivel 3055 SE

NIVEL	CELDA	CANT. MUESTRAS	MÓDULO DE YOUNG	POISSON	UCS Prom (Mpa)	TRACCIÓN (Mpa)
3055	3055_SE_F06_37	15	28.18	0.22	178.02	16.78
	3055_SE_F06_38	15	28.18	0.22	175.43	16.53
	3055_SE_F06_39	15	28.18	0.22	162.14	15.28
	3055_SE_F06_40	15	28.18	0.22	182.22	17.17
	3055_SE_F06_41	15	28.18	0.22	179.89	16.95
PROMEDIO					175.54	16.54
DESVIACIÓN ESTÁNDAR					7.89	0.74
COEFICIENTE DE VARIACIÓN					4.50%	4.49%

Nota. Laboratorio de Mecánica de Rocas. SPCC, 2025.

En el nivel 3040, de litología diorita propilitica. se evaluaron seis celdas (3055_SE_F06_25 a 3055_SE_F06_30), cada una con 15 muestras. Asimismo, la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) alcanzó un promedio de 181.04 MPa, mientras que la resistencia a la tracción indirecta fue de 17.06 MPa, ambas clasificadas dentro del rango de rocas de alta competencia. No obstante, se evidenció cierta variabilidad entre las celdas analizadas, con un coeficiente de variación del 13.43%, lo cual indica la presencia de sectores localmente menos competentes que podrían condicionar el comportamiento del macizo rocoso. Estos resultados permiten establecer una línea base confiable para la interpretación geotécnica y la posterior evaluación de la estabilidad de taludes en este nivel.

Tabla 29. Resumen de ensayos PLT del nivel 3040 SE

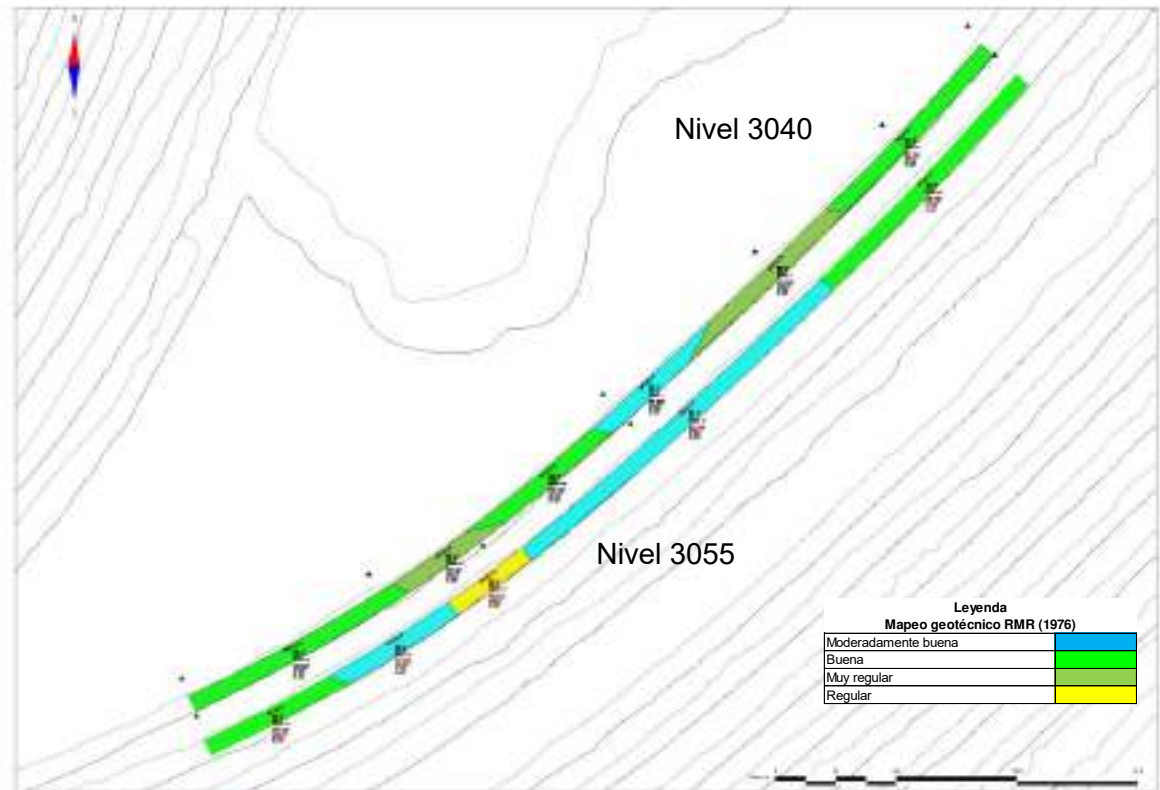
NIVEL	CELDA	CANT. MUESTRAS	MÓDULO DE YOUNG	POISSON	UCS Prom (Mpa)	TRACCIÓN (Mpa)
3040	3040_SE_F06_25	15	28.18	0.22	182.94	17.24
	3040_SE_F06_26	15	28.18	0.22	182.69	17.22
	3040_SE_F06_27	15	28.18	0.22	205.64	19.38
	3040_SE_F06_28	15	28.18	0.22	141.34	13.32
	3040_SE_F06_29	15	28.18	0.22	168.10	15.84
	3040_SE_F06_30	15	28.18	0.22	205.54	19.37
PROMEDIO					181.04	17.06
DESVIACIÓN ESTÁNDAR					24.31	2.29
COEFICIENTE DE VARIACIÓN					13.43%	13.43%

Nota. Laboratorio de Mecánica de Rocas. SPCC, 2025.

6.2.2 Caracterización geotécnica

La Figura 28 muestra el cartografiado de las unidades delimitadas en función de sus propiedades mecánicas y estructurales, identificándose variaciones en la Clasificación RMR, resistencia a compresión uniaxial (UCS) y resistencia a la tracción. Se observa que los valores de RMR correspondientes a macizos rocosos de calidad Regular a Moderadamente Buena.

Figura 28. Caracterización geotécnica del nivel 3055 y 3040



Nota. Esquema elaborado en el entorno de Mineplan 3D con datos obtenidos en los laboratorios y ambientes de SPCC.

En el nivel 3055 predomina la clasificación Bueno a Moderadamente bueno, lo que refleja una mejor condición del macizo rocoso, con contactos más estables y una menor presencia de discontinuidades críticas.

En contraste, en el nivel 3040 se observa un incremento de zonas clasificadas como Bueno y Muy regular, lo que indica una disminución en la calidad geotécnica del macizo rocoso respecto al nivel 3055.

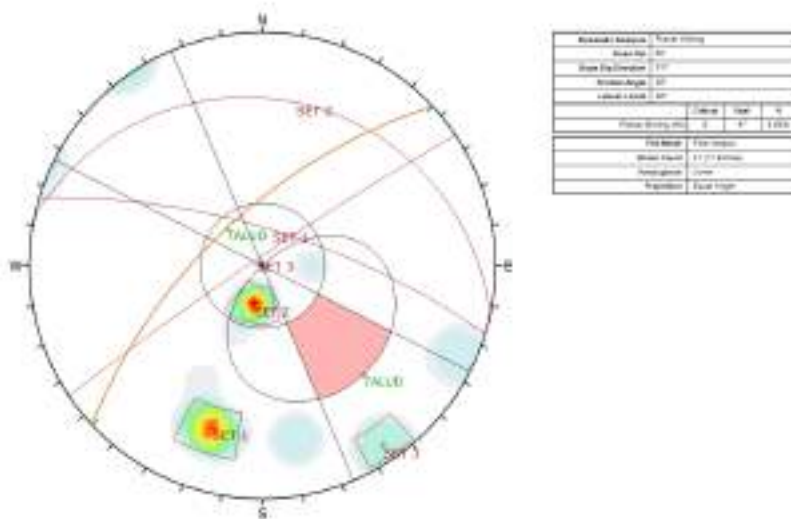
En términos generales, la transición de 3055 a 3040 evidencia un deterioro progresivo de la calidad del macizo rocoso, a pesar de mantenerse la misma litología y resistencia intrínseca. Esta variación en la calidad estructural justifica la necesidad de ajustes en el diseño de voladura.

6.3 ANÁLISIS CINEMÁTICO

El análisis cinemático se realizó con el propósito de identificar la relación entre las familias estructurales predominantes y el desempeño cinemático del talud posterior a la voladura.

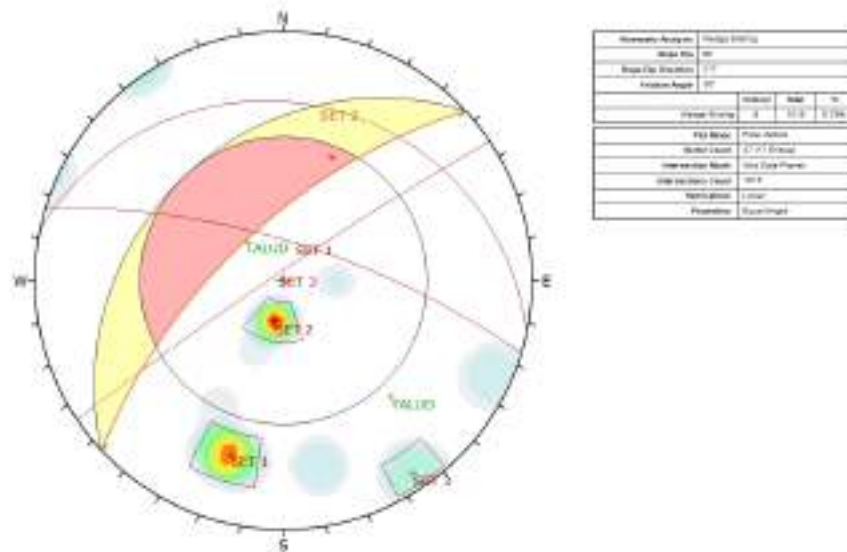
Este análisis permite identificar si hubiera la existencia de mecanismos de rotura (planar, en cuña), y entender cómo la voladura interactúa con dichas estructuras y si contribuye a la apertura o activación de superficies preexistentes. A través de proyecciones estereográficas elaboradas en el software DIPS, se representan las orientaciones de discontinuidades levantadas durante el cartografiado.

Figura 29. Análisis cinemático del nivel 3055 - Wedge



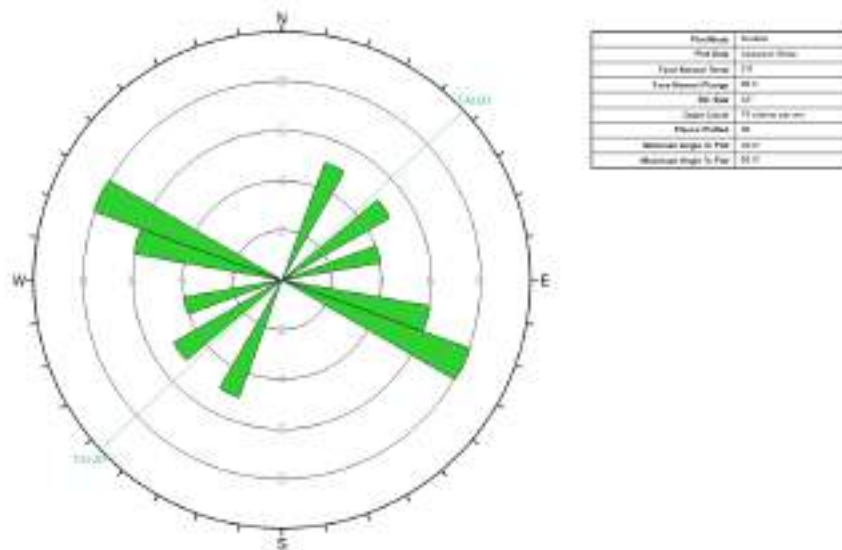
Nota. Análisis cinemático del nivel 3055 respecto a la probabilidad de desarrollar mecanismo de rotura por cuña. Software Dips. Elaboración propia.

Figura 30. Análisis cinemático del nivel 3055 - Planar



Nota. Análisis cinemático del nivel 3055 respecto a la probabilidad de desarrollar mecanismo de rotura de tipo planar. Software Dips. Elaboración propia.

Figura 31. Diagrama de rosetas del nivel 3055



Nota. Orientación de las estructuras del nivel 3055. Software Dips. Elaboración propia.

En los diagramas correspondientes a los niveles 3055, se observa que existe una probabilidad del 0.0% (Figura 29) y 0.79% (Figura 30) para desarrollar mecanismos de

Figura 32. Análisis cinemático del nivel 3040 - Wedge

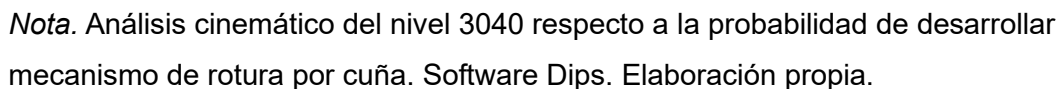


Figura 33. Análisis cinemático del nivel 3040 – Planar

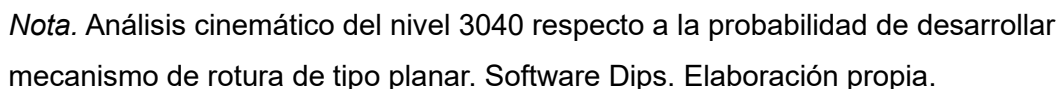
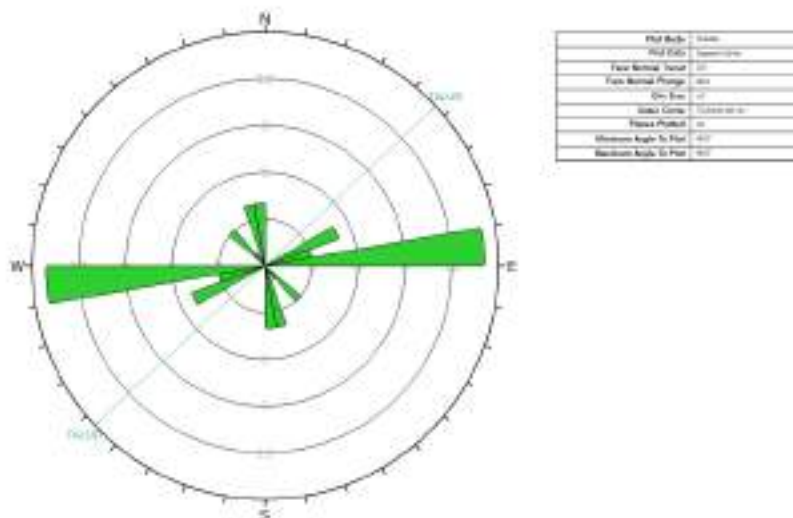


Figura 34. Diagrama de rosetas del nivel 3040



Nota. Orientación de las estructuras del nivel 3040. Software Dips. Elaboración propia.

Los análisis cinemáticos realizados, y en concordancia con las observaciones en campo, evidencian que las probabilidades de rotura planar y por cuña son muy bajas, lo que indica que el macizo rocoso presenta condiciones estructurales estables y que la voladura ejecutada no compromete la seguridad del talud. Este resultado respalda la eficacia del diseño de voladura y permite focalizar los lineamientos de mejora en la optimización de la condición de cara de banco y la fragmentación, más que en medidas de control de estabilidad estructural.

6.4 CONCILIACIÓN GEOTÉCNICA DE TALUDES

Tras la aplicación en campo de la evaluación geotécnica propuesta por J. Read y P. Stacey (2009), en donde solo se evalúa la Condición de cara de banco, se procede a integrar los datos levantados en terreno con la geometría real del talud y el diseño de fase al modelado de las secciones en el módulo Wall Control Compliance del software Mine Plan 3D.

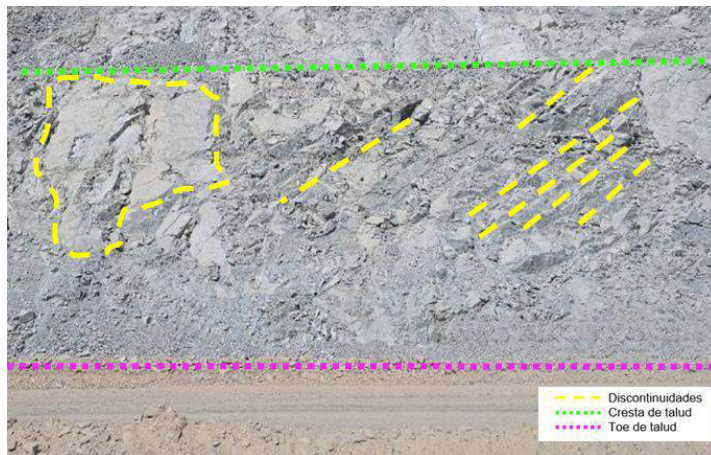
6.4.1 Nivel 3055

6.4.1.1 Celda 01

Esta celda presenta una calidad de macizo rocoso de 61, 76 y 47, calidades de entre Regular a Moderadamente Buena. Para el cuidado del talud se aplicó una línea

de trim con 200kg de carga desacoplada y line drill. Existe presencia de diaclasas subverticales.

Figura 35. Cara representativa de celda 01_3055



Nota. Elaboración en conjunto con el equipo de Geotecnia de SPCC.

En la evaluación Wall Control de celda se tiene que la Condición de cara de banco es 62 y un cumplimiento del Fd del 73.9, llevando la celda a tener un promedio figurando en el criterio de “Geometría alcanzada, más la condición de cara de banco requiere atención”.

6.4.1.2 Celda 02

Esta celda presenta una calidad de macizo rocoso de 76, Moderadamente buena. Para el cuidado del talud se aplicó una línea de trim con 200kg de carga de desacoplada. En la zona donde se realizó el line drill (colindante a la celda 1), existe un levantamiento de Angulo que lo hace favorable.

Figura 36. Cara representativa de celda 02_3055



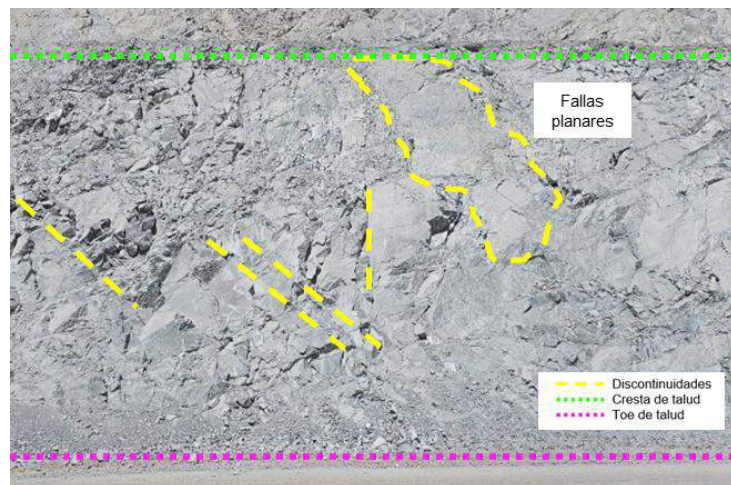
Nota. Elaboración en conjunto con el equipo de Geotecnia de SPCC.

En la evaluación Wall Control de celda, los resultados son favorables en factor de diseño, con 79.75, más cara de banco alcanza un puntaje de 55, llevando la celda a tener un promedio figurando en el criterio de “Geometría alcanzada, más la condición de cara de banco requiere atención”.

6.4.1.3 Celda 03

Esta celda presenta una calidad de macizo rocoso de 66 y 76, Buena a Moderadamente buena. Para el cuidado del talud se aplicó 3 líneas de trim con 200kg de carga desacoplada. Se realizó line drill en el centro de la celda. Se presentan sistema de fallas planares a favor del talud.

Figura 37. Cara representativa de celda 03_3055

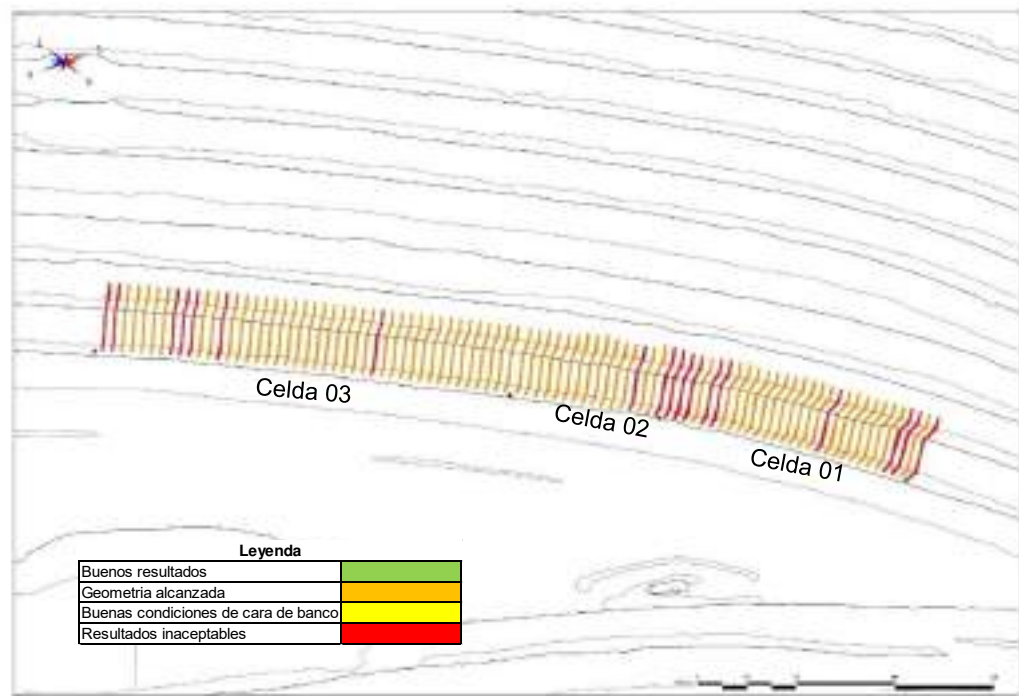


Nota. Elaboración en conjunto con el equipo de Geotecnia de SPCC.

En la evaluación Wall Control de celda se tiene que la Condición de cara de banco es 68 y el factor de diseño 75.15, llevando la celda a tener un promedio figurando en el criterio de “Geometría alcanzada, más la condición de cara de banco requiere atención”.

En la Figura 38 se muestra la representación de las secciones de las 3 celdas.

Figura 38. Conciliación geotécnica del nivel 3055 SE

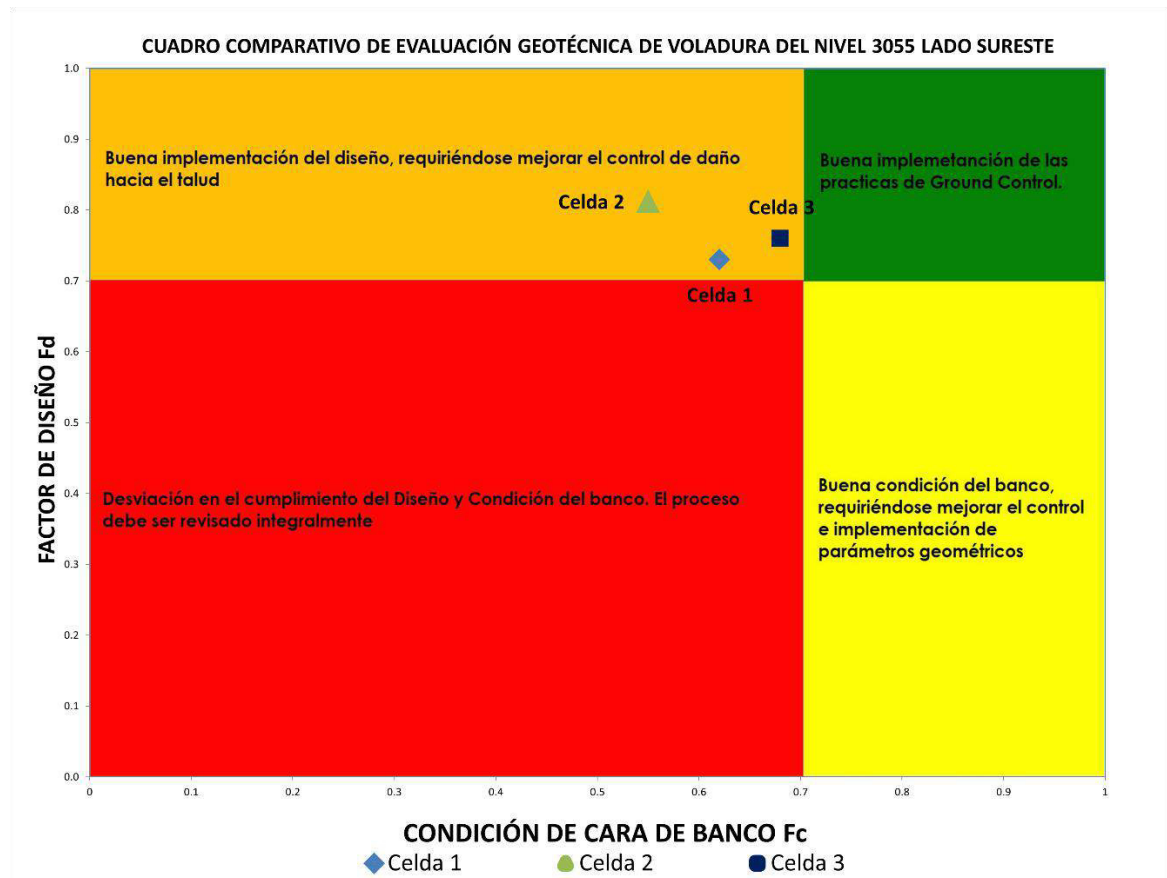


Nota. Secciones de conciliación. Elaboración propia.

En la Figura 39 se muestra el posicionamiento de las celdas evaluadas, considerando el promedio de los indicadores de condición de cara de banco (F_c) y factor de diseño (F_d). Este diagrama permite visualizar de manera integral cómo cada celda se comporta respecto a los parámetros establecidos en el diseño y la calidad geotécnica alcanzada durante la voladura. La ubicación específica de cada celda dentro del gráfico facilita la identificación del nivel de cumplimiento de los criterios de diseño y proporciona una herramienta útil para priorizar acciones correctivas o de seguimiento. En particular, se observa que las tres celdas correspondientes al nivel 3055 se encuentran ubicadas en el cuadrante anaranjado del diagrama, lo que indica que, si bien existe una adecuada implementación del diseño de voladura, la condición de la cara de banco requiere

atención y seguimiento. Dentro de estas celdas, la celda 03 destaca por presentar los mejores resultados, alcanzando un valor de F_c de 0.68, lo que la acerca a los estándares considerados de buena condición, lo que sugiere que las prácticas aplicadas en esta celda podrían servir de referencia para mejorar el sector en el nivel 3040.

Figura 39. Evaluación geotécnica del 3040_SE_F06



Nota. Resultados de la evaluación geotécnica del nivel 3055-F06. Elaboración propia.

Este análisis comparativo pone en evidencia las variaciones en el desempeño geotécnico de las celdas, lo que permite reconocer áreas críticas, comprender las causas de su comportamiento y establecer lineamientos de mejora orientados a optimizar la calidad de los taludes en futuras voladuras.

En el análisis estadístico (Tabla 30), el Factor de Diseño (F_d), calculado a partir del módulo Wall Control de MinePlan, presentó una media de 75.96, una desviación estándar de 8.81 y un coeficiente de variación (CV) de 11.60%, lo que indica una

dispersión moderada respecto al promedio. Asimismo, el 79.55% de las secciones alcanzaron valores mayores o iguales a 70, umbral establecido en la metodología de P. Stacey (2009) como aceptable para la calidad del diseño de voladura. El intervalo de confianza al 95% para la media, bajo el supuesto de normalidad, se estimó en (74.12; 77.80).

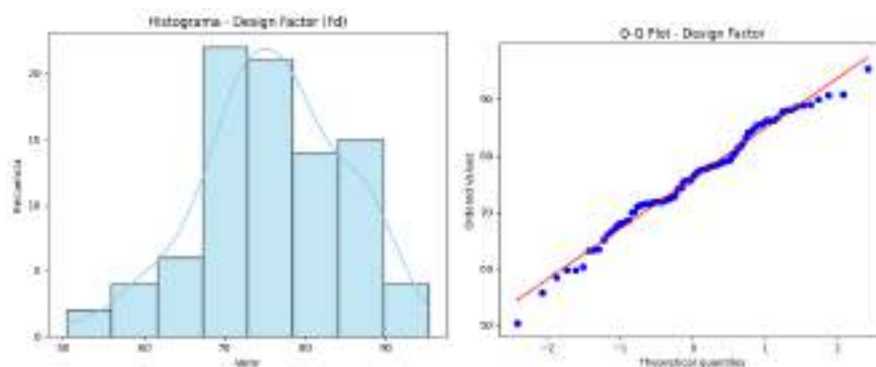
Por otro lado, el Factor de Condición (Fc), determinado mediante la cartilla de Stacey en la evaluación post-voladura, registró una media de 63.66, con desviación estándar de 5.02 y un coeficiente de variación de 7.93%, evidenciando una menor variabilidad respecto al Fd. Sin embargo, ninguna sección alcanzó el umbral mínimo de 70, reflejando una oportunidad de mejora en la calidad superficial del talud.

Tabla 30. Medidas descriptivas del nivel 3055

NIVEL	3055	
CANT. SECCIONES	88	
FACTOR	DISEÑO	CONDICIÓN
PROMEDIO	75.96	63.66
DESVIACIÓN ESTÁNDAR	8.81	5.02
COEFICIENTE DE VARIACIÓN	11.60%	7.93%
% CUMPLIMIENTO	79.55%	0.00%
INTERVALO DE CONFIANZA (IC)	(74.12 , 77.80)	(62.27 , 64.43)

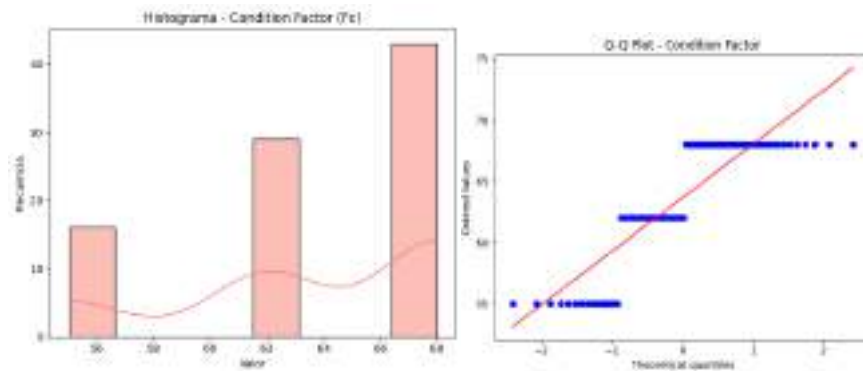
Nota. Elaboración propia.

Figura 40. Distribución del Factor de diseño en el Nivel 3055



Nota. Distribución normal. Elaboración propia.

Figura 41. Distribución del Factor de Condición en el Nivel 3055



Nota. No presentan una distribución normal, por lo que se utiliza el método Bootstrap. Elaboración propia.

En cuanto a la normalidad de los datos, la prueba de Shapiro-Wilk arrojó un p-valor de 0.3987 para Fd, por lo que no se rechaza la hipótesis de normalidad en este factor. En contraste, el Fc obtuvo un p-valor de 0.0000, confirmando que no sigue una distribución normal. (Figura 41)

Dado que los datos del Factor de Condición no presentan una distribución normal según la prueba de Shapiro-Wilk (Figura 41), se empleó el método bootstrap para estimar el intervalo de confianza, obteniéndose un rango del 95% entre (62.27; 64.43). Este enfoque no depende del supuesto de normalidad y utiliza remuestreos aleatorios de la muestra original para obtener un rango confiable para la media, lo que garantiza una estimación robusta y adecuada a la naturaleza de los datos.

En síntesis, los resultados evidencian que, si bien el diseño de voladura muestra un nivel adecuado de cumplimiento según los estándares internacionales (Stacey, 2009), el Factor de Condición requiere acciones correctivas para mejorar la estabilidad y calidad de los taludes.

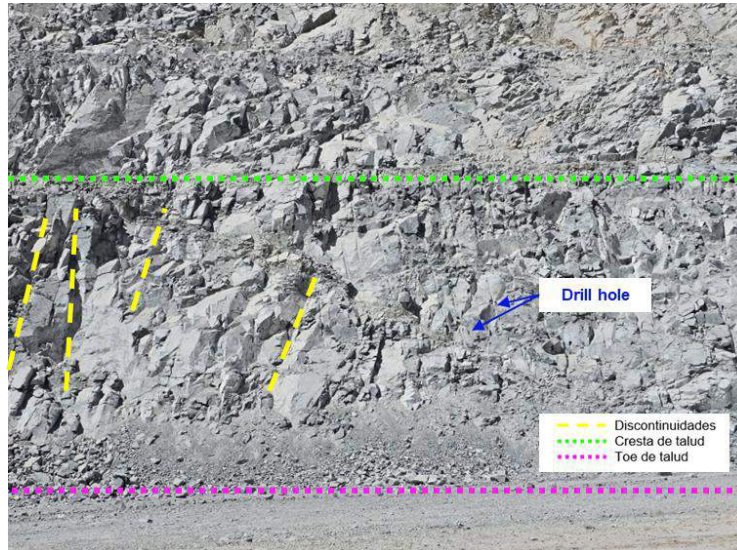
6.4.2 Nivel 3040

6.4.2.1 Celda 01

De litología diorita propilítica. Esta celda presenta una calidad de macizo rocoso de 62 (buena). Para el cuidado del talud se aplicó una línea de trim con 200kg de carga desacoplada y line drill en casi toda su extensión. Los resultados son favorables en factor de diseño y cara de banco.

Respecto a la misma técnica empleada en el diseño de carga en el banco 3055, en la cual no se aplicó line drill, la presente muestra mejores resultados en la cara de banco.

Figura 42. Cara representativa de celda 01_3040



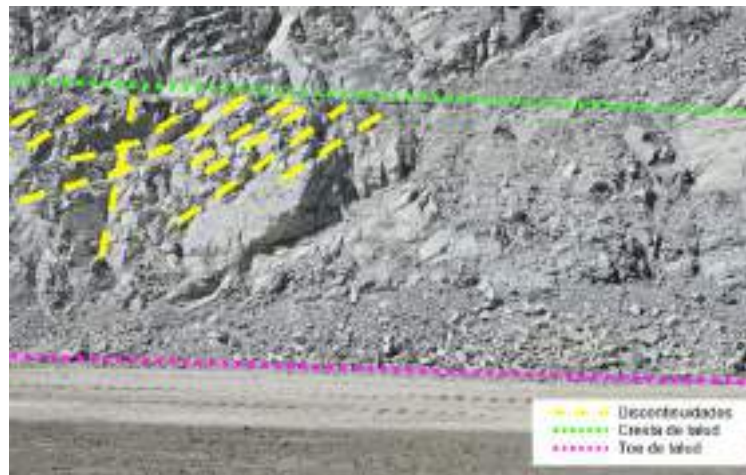
Nota. Elaboración en conjunto con el equipo de Geotecnia de SPCC.

En la evaluación Wall Control de celda se tiene que la Condición de cara de banco es 76 con una notable mejoría contrastando con el nivel anterior, llevando la celda a tener un promedio figurando en el criterio de “Buenos resultados”.

6.4.2.2 Celda 02

De litología diorita propilítica la cual presenta una calidad de macizo rocoso de 56 (muy regular). Para el cuidado del talud se aplicó una línea de trim con 200kg de carga desacoplada y line drill; sin embargo, en el sector señalado se aplicó carga de fondo de 400kg lo cual resultó en pérdida de cresta debido a que el macizo rocoso presentaba cambio litológico a uno de menor competencia. Debido a que en los sectores donde se aplicó carga desacoplada y line drill se llegó a diseño, y en base a zonas con transición de calidades muy regulares a menos, se recomienda continuar con esta buena práctica.

Figura 43. Cara representativa de celda 02_3040



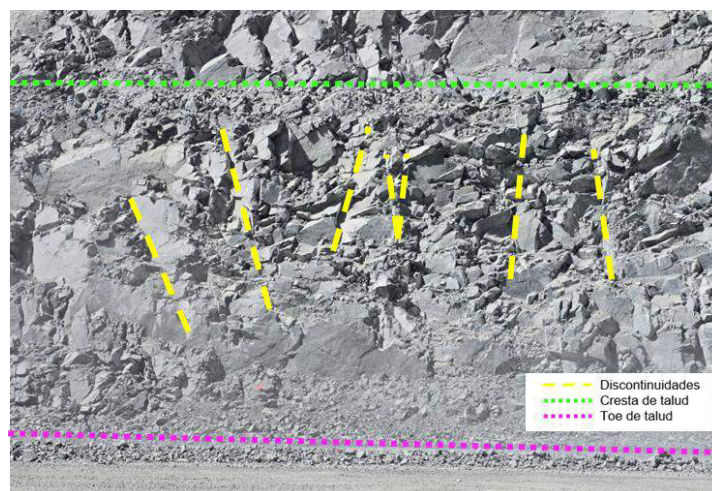
Nota. Elaboración en conjunto con el equipo de Geotecnia de SPCC.

En la evaluación Wall Control de celda se tiene que la Condición de cara de banco es 58, llevando la celda a tener un promedio figurando en el criterio de “Geometría alcanzada, más la condición de cara de banco requiere atención”.

6.4.2.3 Celda 03

De litología diorita propilitica. Esta celda presenta una calidad de macizo rocoso de 62 (buena). Para el cuidado del talud se aplicó una línea de trim con 200kg y 250kg de carga de desacoplada. No se aplicó line drill. Se logró el factor de diseño más la cara de banco requiere atención.

Figura 44. Cara representativa de celda 03_3040



Nota. Elaboración en conjunto con el equipo de Geotecnia de SPCC.

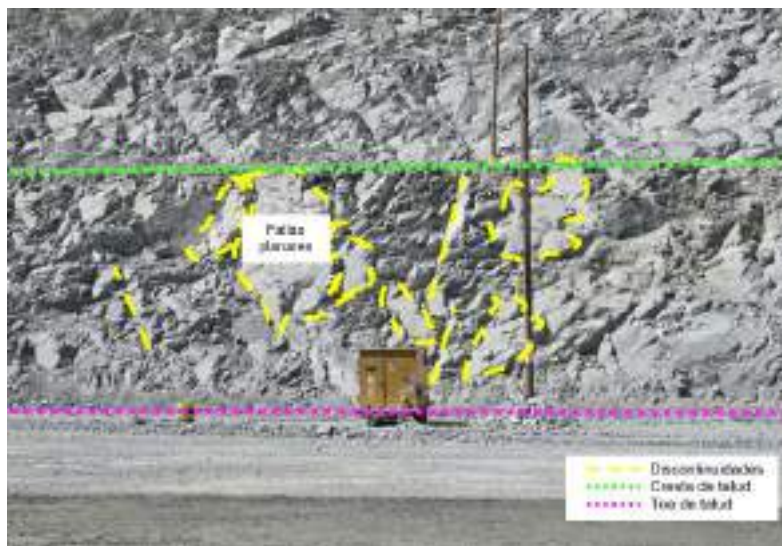
En la evaluación Wall Control de celda se tiene que la Condición de cara de banco es 65, llevando la celda a tener un promedio figurando en el criterio de “Geometría alcanzada, más la condición de cara de banco requiere atención”.

6.4.2.4 Celda 04

Esta celda presenta una calidad de macizo rocoso de 56 (muy regular). Para el cuidado del talud se aplicó una línea de trim con 200kg y 250kg de carga desacoplada al sur y al norte un desacoplado de 300kg y 150kg. Se aplicó line drill en el sector sur de mayor carga. Esta celda presenta diaclasamiento subvertical de dip/dip direction $74^{\circ}/339^{\circ}$. No se aplicó line drill al norte. Rotura de roca intacta a la cresta. Se logró el factor de diseño más la cara de banco requiere atención.

Considerando la orientación de las discontinuidades y la pertenencia al mismo macizo rocoso, se observa que la zona sur, en la que se aplicó line drill con mayor carga, presentó un mejor desempeño en la condición de cara de banco. En consecuencia, se sugiere mantener esta práctica, combinando line drill y desacople de cargas, especialmente en macizos rocosos con sistemas de diaclasas subparalelos al talud.

Figura 45. Cara representativa de celda 04_3040



Nota. Elaboración en conjunto con el equipo de Geotecnia de SPCC.

En la evaluación Wall Control de celda (Anexo) se tiene que la Condición de cara de banco es 62, llevando la celda a tener un promedio figurando en el criterio de “Geometría alcanzada, más la condición de cara de banco requiere atención”.

6.4.2.5 Celda 05

Esta celda presenta una calidad de macizo rocoso de 56 (muy regular). Para el cuidado del talud se aplicó una línea de trim con un desacoplado de 300kg y 150kg. Esta celda presenta diaclasamiento subvertical que sigue la orientación de la celda 4.

Figura 46. Cara representativa de celda 05_3040

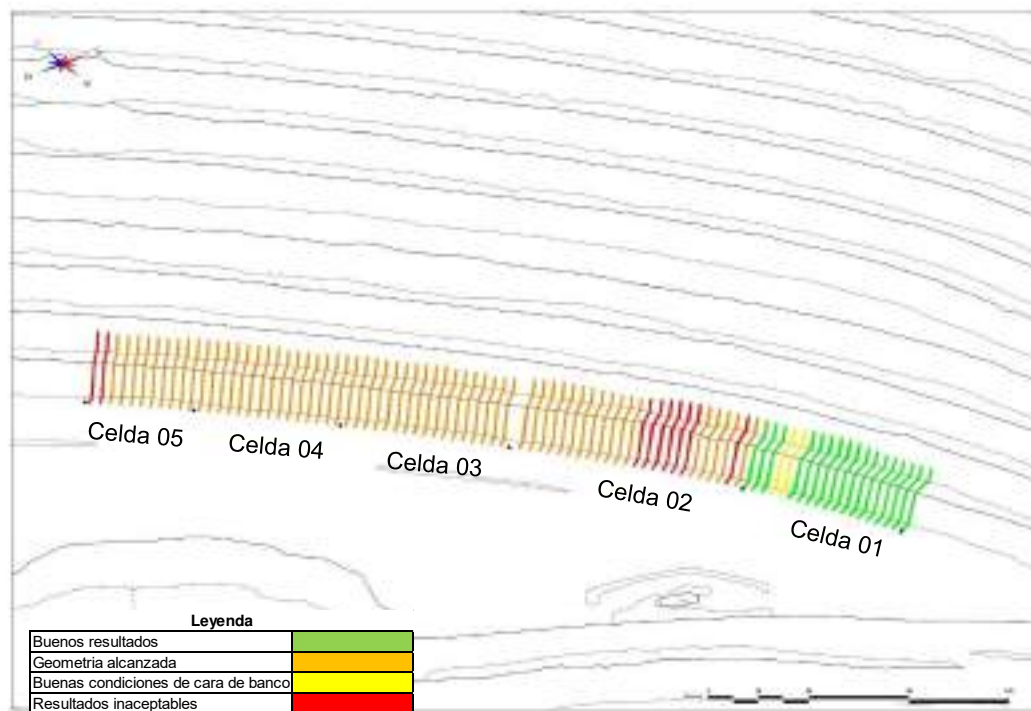


Nota. Elaboración en conjunto con el equipo de Geotecnia de SPCC.

En la evaluación Wall Control de celda se tiene que la Condición de cara de banco es 55, llevando la celda a tener un promedio figurando en el criterio de “Geometría alcanzada, más la condición de cara de banco requiere atención”.

En la Figura 47 se muestra la representación de las secciones de las 5 celdas.

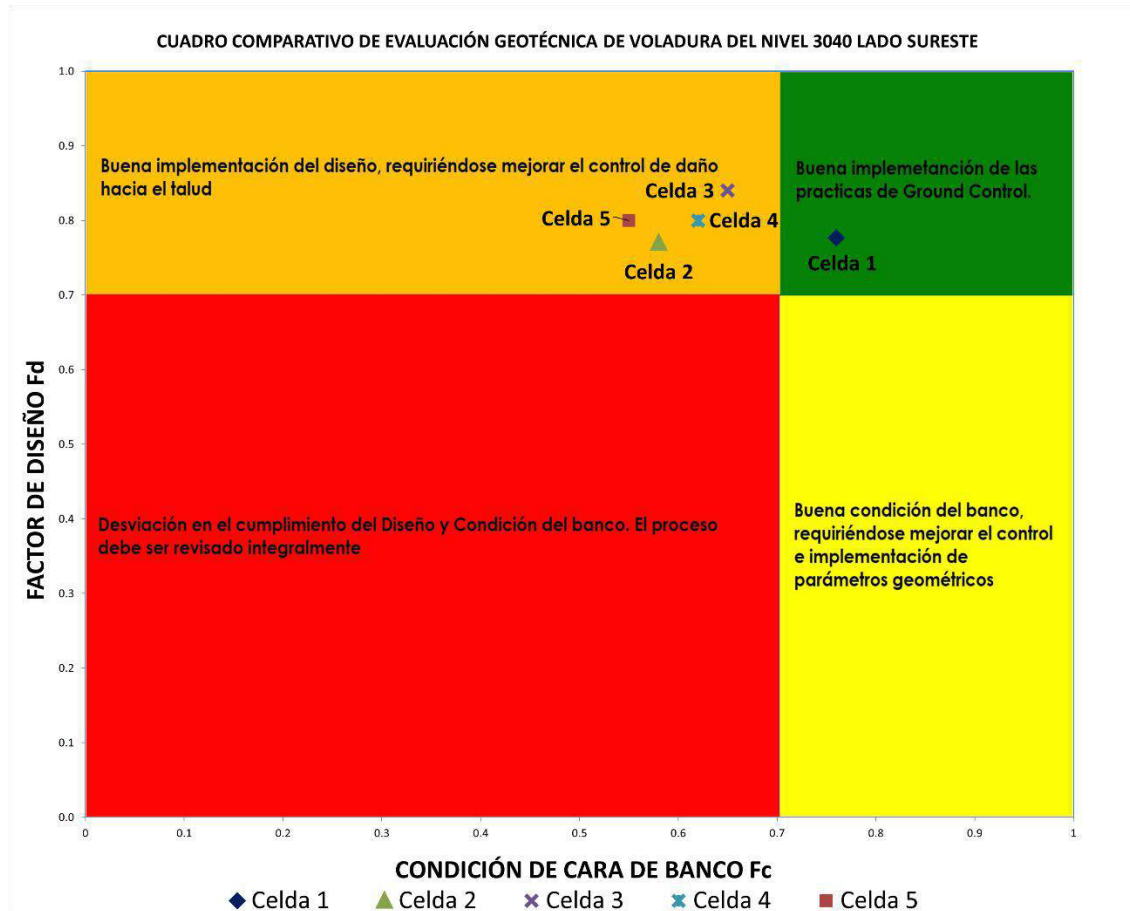
Figura 47. Conciliación geotécnica del nivel 3040 SE



Nota. Secciones geotécnicas de conciliación. Elaboración propia.

En la Figura 48 se muestra el posicionamiento de las celdas evaluadas en el nivel 3040 SE, a partir del promedio de los indicadores condición de cara de banco (F_c) y factor de diseño (F_d). En este nivel se analizaron cinco celdas, dado que el banco presentó mayores variaciones respecto al nivel 3055. Los resultados evidencian que cuatro de las celdas se ubican en el cuadrante anaranjado, destacando las celdas 02, 03 y 04, que muestran mejoras en la condición de la cara de banco en comparación con el nivel 3055.

Figura 48. Evaluación geotécnica del 3040_SE_F06



Nota. Resultados de la evaluación geotécnica del nivel 3040 SE. Elaboración propia.

Esto refleja una adecuada implementación del diseño, aunque la cara de banco aún requiere atención. Se observa un desempeño favorable en la celda 03 y 04 ya que sus valores superan 0.60 en el F_c . Por su parte, la celda 01 registra los mejores resultados, lo cual es relevante considerando que en el banco anterior este sector presentaba secciones con calificaciones bajas.

En el nivel 3040, el Factor de diseño (F_d) presentó una media de 80.17, con una desviación estándar de 8.15, un coeficiente de variación de 10.16% y un porcentaje de cumplimiento (≥ 70) de 87.21%, lo que indica una alta consistencia en relación con el diseño previsto. Para el Factor de Condición (F_c), la media fue de 63.79, con desviación estándar de 7.26, coeficiente de variación de 11.39% y un cumplimiento del 22.09%, evidenciando una menor adecuación al estándar operativo en comparación con F_d . (Tabla 31)

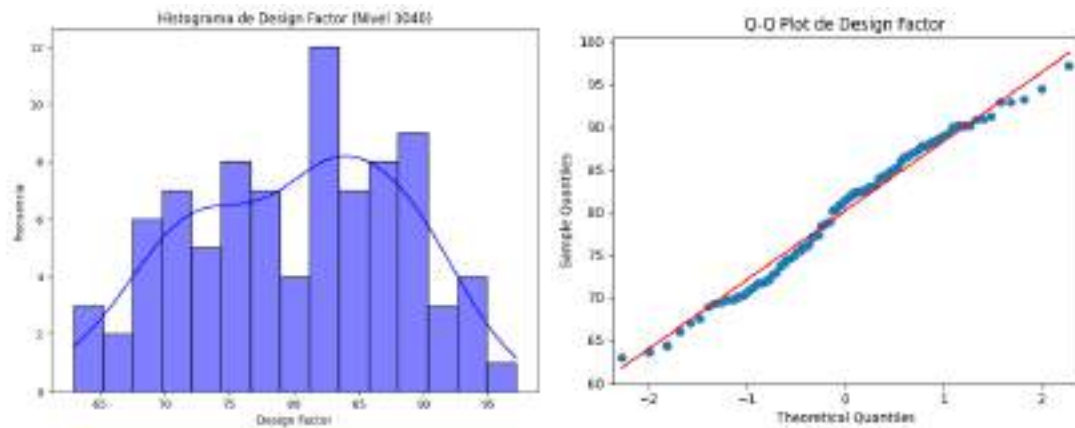
Tabla 31. Medidas descriptivas del nivel 3040

NIVEL	3040	
CANT. SECCIONES	86	
FACTOR	DISEÑO	CONDICIÓN
PROMEDIO	80.17	63.79
DESVIACIÓN ESTÁNDAR	8.15	7.26
COEFICIENTE DE VARIACIÓN	10.16%	11.39%
% CUMPLIMIENTO	87.21%	22.09%
INTERVALO DE CONFIANZA (IC)	(78.42 , 81.92)	(62.31 , 65.37)

Nota. Elaboración propia.

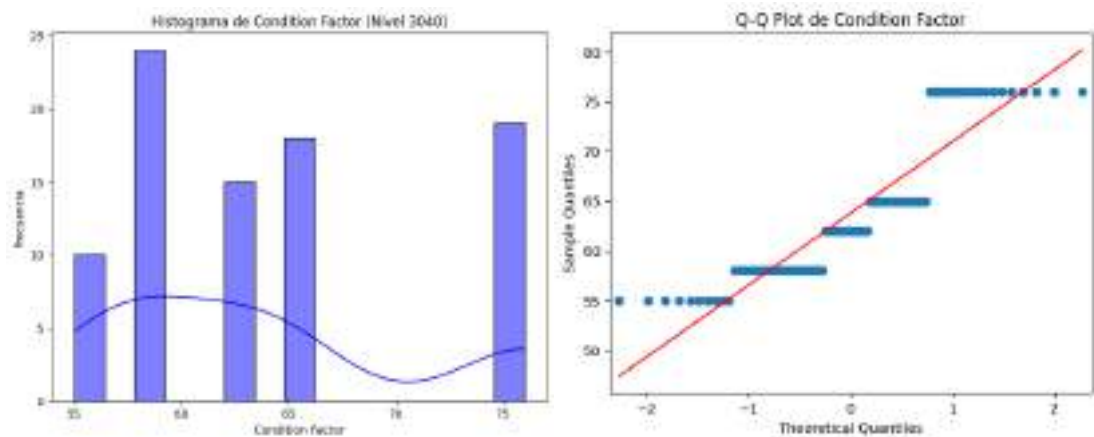
En cuanto a la prueba de normalidad Shapiro-Wilk, Fd arrojó $W=0.9778$ y $p=0.1443$, indicando que no se rechaza la hipótesis de normalidad ($p>0.05$), mientras que Fc presentó $W=0.8278$ y $p=0.0000$, confirmando una distribución no normal. Por ello, para el cálculo de intervalos de confianza al 95%, Fd se estimó mediante el método clásico (78.42 a 81.91), mientras que Fc se estimó mediante bootstrap (62.31 a 65.36), técnica robusta que permite obtener intervalos sin asumir normalidad.

Figura 49. Distribución del Factor de diseño en el Nivel 3040



Nota. Distribución normal. Elaboración propia.

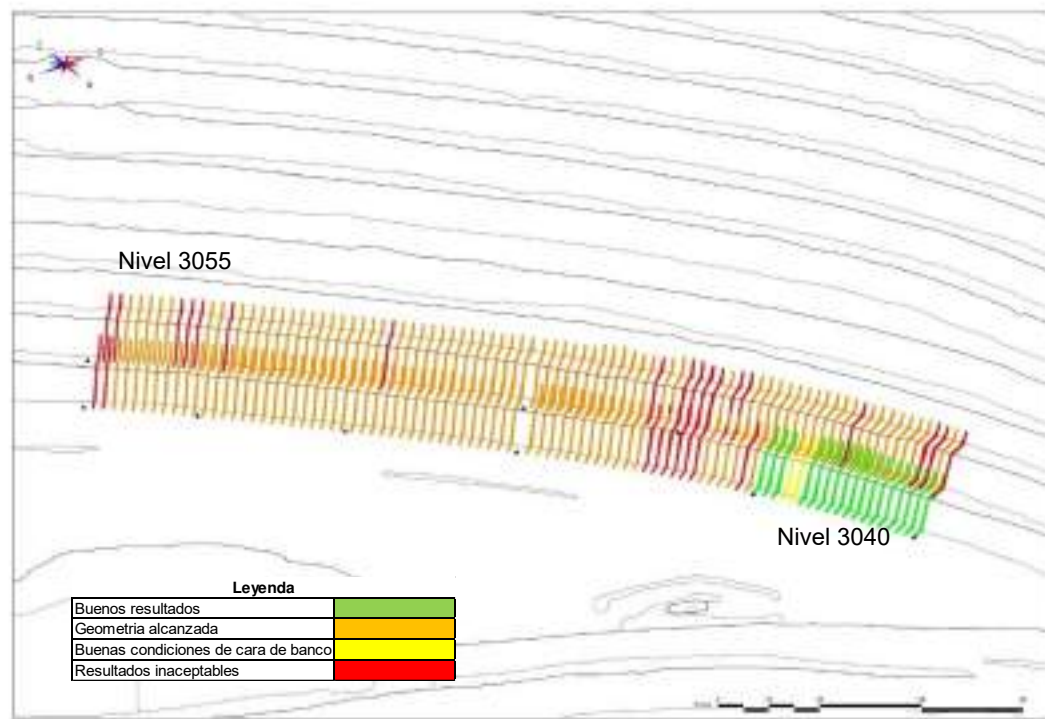
Figura 50. Distribución del Factor de Condición en el Nivel 3040



Nota. No presentan una distribución normal, por lo que se utiliza el método Bootstrap. Elaboración propia.

En la Figura 51 se presenta una visualización de las secciones de los dos niveles en conjunto.

Figura 51. Conciliación de taludes Wall Control del nivel 3040 y 3055



Nota. Secciones de conciliación del nivel 3040 y 3055 SE. Entorno Mineplan – Wall Control. Elaboración propia.

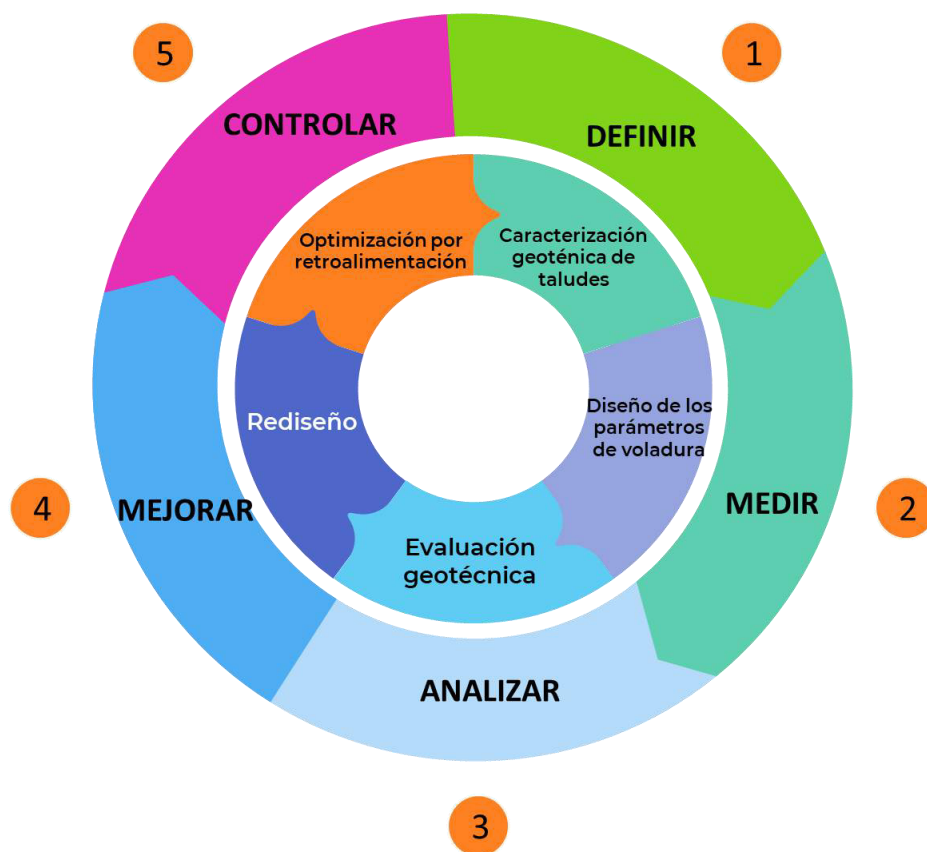
6.5 LINEAMIENTOS DE CONCILIACIÓN

En esta tesis se propone el Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes (Figura 52), una metodología que adapta el Slope Design Process planteado por P. Stacey en su libro *Guidelines for Open Pit Slope Design* (2009) a un esquema circular basado en la metodología DMAIC (Define, Measure, Analyze, Improve, Control). Este modelo no se limita a describir etapas secuenciales de diseño de taludes, sino que las integra en un ciclo continuo de planificación, ejecución, verificación y mejora, asegurando que cada resultado retroalimente al siguiente proceso. Aplicado a la conciliación geotécnica, el modelo articula desde la caracterización de campo y el diseño de mallas de voladura, hasta la evaluación post-voladura mediante los factores de diseño (Fd) y condición (Fc), proponiendo acciones preventivas a la Jefatura de Perforación & Voladura para elevar la calidad de los taludes. De esta manera, el modelo no solo traduce la metodología internacional del DMAIC a la realidad operativa de la Unidad Minera Toquepala, sino que

también consolida un marco metodológico de soporte que garantiza la optimización progresiva de conciliación de taludes en minería a cielo abierto.

Figura 52. Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes

Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes



Nota. Elaboración propia.

A continuación, se describen en qué consiste cada etapa del ciclo:

6.5.1 Caracterización geotécnica de taludes – DEFINIR (PASO 01)

- Levantamiento geológico, estructural e hidrogeológico.
- Caracterización geotécnica (ensayos UCS, RMR).
- Análisis cinemático. Identificación de mecanismos de rotura.

6.5.2 *Diseño de los parámetros de voladura – MEDIR (PASO 02)*

- Diseño de las características técnicas de la voladura (malla, carga, secuencia de tiempos, etc).
- Validación de parámetros con softwares especializados de voladura (JKSimBlast, BlastMetrix).
- Selección de métodos de control, como el pre corte y líneas de amortiguamiento.
- Selección de explosivos en función de VOD y energía específica requerida.
- Integración de acuerdo con las características del macizo rocoso (litología, geología estructural).
- Monitoreo y aseguramiento de la calidad (QA/QC) en las operaciones de perforación, garantizando la conformidad del diseño de malla y la repetibilidad de los resultados en campo.

6.5.3 *Evaluación geotécnica – ANALIZAR (PASO 03)*

- Evaluación de los parámetros F_c y F_d para Conciliación. Porcentaje de taludes que cumplen con el criterio global (≥ 0.70)
- Rendimiento – fragmentación.
- Revisión de registro de monitoreos de vibración dentro de los límites permitidos (sismógrafo).
- Registro fotográfico.

6.5.4 *Rediseño – MEJORAR (PASO 04)*

- Identificación de oportunidades de mejora respecto al diseño de voladura en armonía con los resultados de la evaluación geotécnica y de fragmentación.

6.5.5 *Optimización por retroalimentación – CONTROLAR (PASO 05)*

- Incorporación de un sistema de retroalimentación circular → cada banco retroalimenta el diseño del siguiente
- Ajuste de diseño de voladura en bancos posteriores con las características geotécnicas similares.
- Identificación de dominios geotécnicos que requieran atención.

Para verificar la aplicación práctica y ordenada del Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes, se considera emplear el enfoque 5W1H como herramienta base para estructurar la toma de decisiones y la implementación de

acciones preventivas. Aunque este método se aplica originalmente en la fase de definición del ciclo DMAIC, en el presente modelo se adapta para guiar de manera transversal todas las etapas del proceso de conciliación. De esta forma, las preguntas guía (¿Por qué?, ¿quién?, ¿cómo?, ¿cuándo y ¿dónde?) permiten definir con claridad los objetivos, responsables, procedimientos y contextos de ejecución, garantizando la trazabilidad, coherencia y efectividad de cada fase del ciclo geotécnico. (Tabla 32)

La aplicación de la metodología DMAIC al ciclo geotécnico convierte la conciliación de taludes en un proceso estructurado y continuo, donde cada etapa retroalimenta a la siguiente, generando aprendizaje y optimización progresiva. Gracias a la integración de una base de datos, los resultados dejan de depender únicamente del personal presente en campo y se convierten en un insumo accesible para todo el equipo técnico, asegurando su aplicación en futuros proyectos. Este esquema no solo garantiza la estabilidad física de los taludes, sino también la eficiencia operativa y la trazabilidad del conocimiento, estableciendo una metodología adaptable y replicable que fortalece la seguridad, la predictibilidad y la sostenibilidad de la operación minera.

Tabla 32. Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes bajo el enfoque 5W+1H

¿Qué?	¿Por qué?	¿Quién?	¿Cuándo?	¿Dónde?	¿Cómo?
Caracterización geotécnica de taludes	Para clasificar la calidad del macizo rocoso y la configuración de su geología estructural, como base del diseño seguro del talud.	Geotecnista estructural.	Durante las campañas de campo y antes de la perforación de barrenos.	En el tajo.	Mediante cartografiado geotécnico (RMR Bieniawski, 1976).
Diseño de voladura	Para adecuar el diseño de voladura a las condiciones geotécnicas y contribuir a la estabilidad del talud.	Geotecnista de voladura, especialistas en voladura de P&V.	Antes de cada voladura programada.	Oficina y frente de perforación /voladura.	Ajustando parámetros de malla, densidad de carga y secuencia de tiempos.
Evaluación geotécnica	Para verificar si los resultados de voladura cumplen con los parámetros de diseño establecidos.	Geotecnista de voladura.	Luego del minado a talud final.	Oficina, campo en talud final.	Evaluación geotécnica de voladura, conciliación de talud, inspección post-minado.
Rediseño	Para tomar las variables deficientes de la voladura como oportunidades de mejora.	Equipo multidisciplinario (geotecnia y voladura).	Después de la evaluaciones geotécnicas y conciliaciones.	Simulación en oficina con validación en campo.	Modificando parámetros de diseño con base en la retroalimentación obtenida.
Optimización por retroalimentación	Para generar mejora continua y fortalecer la conciliación geotécnica en el ciclo minero.	Supervisores de geotecnia, perforación y voladura.	Al cierre de cada nivel finalizado.	En informes técnicos y reuniones de coordinación.	Reuniones de retroalimentación, elaboración de reportes y base de datos SQL.

Nota. Esquema 5W+H en las etapas del ciclo de conciliación geotécnica dentro de la metodología DMAIC. Elaboración propia.

CAPITULO VII: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

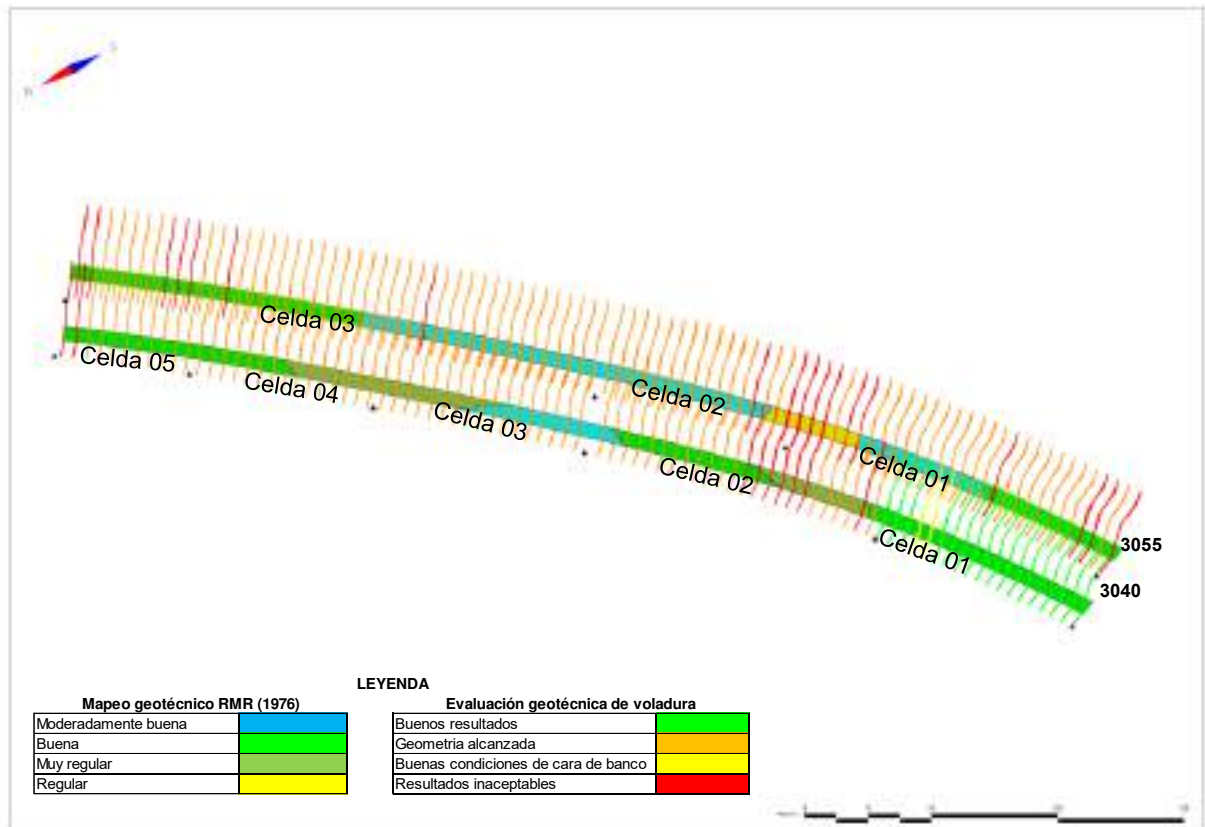
7.1 ANÁLISIS INTEGRAL

La Figura 53 integra el cartografiado geotécnico con la evaluación del desempeño de la voladura en los niveles 3055 y 3040, permitiendo correlacionar la calidad del macizo rocoso con la condición alcanzada en el talud final. En ambos niveles se identificó la misma litología, una diorita propilítica con resistencia a compresión uniaxial (UCS) entre 176 y 181 MPa, clasificada como roca muy fuerte. No obstante, pese a compartir la misma litología y resistencia intrínseca, el comportamiento geotécnico resultó distinto. En el nivel 3055 predominan valores de RMR (1976) de calidad Bueno a Moderadamente bueno, indicando un macizo más estable y con menor frecuencia de fracturamiento. En contraste, el nivel 3040 presenta un incremento de sectores clasificados en calidades Bueno y Muy regular, evidenciando un deterioro progresivo asociado a mayor frecuencia de fracturamiento y alteración.

Este contraste confirma que, incluso dentro de una litología de alta resistencia, la frecuencia de fracturamiento, el grado de alteración y la orientación de las discontinuidades controlan el desempeño real del talud. Esta observación coincide con los resultados de A. Sánchez (2021), quien demostró que la evaluación detallada de indicadores como BFA, CBW e IRA, junto con la importación de perfiles coloreados, permite identificar sectores de mayor riesgo geotécnico y distinguir áreas con mejor comportamiento estructural. Tanto en su estudio como en el presente, la detección de zonas con daño post-voladura resalta la necesidad de ajustar prácticas operativas y parámetros de diseño para mejorar la preservación de la cara del banco.

De manera complementaria, los planteamientos de Owusu-Bempah (2020) subrayan que la conciliación de taludes debe abordarse como un proceso continuo de retroalimentación, donde la información proveniente del cartografiado geotécnico y la geometría realmente alcanzada alimentan un ciclo sistemático de revisión y ajuste. El autor señala que integrar estos datos en la planificación permite identificar zonas de riesgo y optimizar los diseños sin requerir constantemente nuevos sondeos. Este enfoque se relaciona directamente con la metodología aplicada en esta investigación, en la cual la conciliación geotécnica por niveles se apoya en la observación de campo para validar el diseño y orientar mejoras progresivas. En ambos casos, el cartografiado detallado y el análisis post-voladura constituyen elementos clave dentro de un ciclo cerrado de aprendizaje y optimización geotécnica.

Figura 53. Secciones y cartografiado geotécnico



Nota. Secciones de conciliación del nivel 3040 y 3055 SE en conjunto con el cartografiado. Entorno Mineplan – Módulo Wall Control. Elaboración propia.

Tabla 33. Resumen de resultados por nivel

	3055	3040
SECCIONES	88	86
% Fd ≥ 0.70 cumplimiento	79.55%	87.21%
% Fc ≥ 0.70 cumplimiento	0.00%	22.09%
RMR Prom.	66.4	63
UCS Prom. (Mpa)	175.54	181.04
SECUENCIA DE MALLA	Trapecio y echelon	Echelon
DENSIDAD DE EXPLOSIVO (g/cc)	1.15	1.05
CANT. TALADROS	967	502

Nota. Elaboración propia.

7.1.1 Nivel 3055

En este nivel predominan sectores clasificados como roca de calidad Regular a Buena, los cuales se asocian con resultados de voladura entre geometrías aceptables e incluso algunos tramos con resultados inaceptables. Si bien se alcanzó un Fd promedio de 75.96 ($F_c \geq 70$), superior al umbral de aceptabilidad, la presencia de Fc en torno a 63.36 confirma que existieron oportunidades de mejora en la cara de banco. Esto evidencia que, a pesar de la estabilidad general alcanzada, los resultados se vieron condicionados por la calidad geotécnica desfavorable del macizo rocoso, principalmente entre la Celda 01 y Celda 02, donde se observa que la calidad del macizo rocoso es 47, clasificada como Regular, calidad asociada a su frecuencia de fracturamiento.

Tabla 34. Factor de Condición del 3055

COMPONENTES F_c	Celda 01	Celda 02	Celda 03
Medias cañas (20%)	0	0	0
Rotura de roca intacta (15%)	12	7	10
Abertura de discontinuidades (10%)	7	6	8
Formación de bloques (20%)	15	17	18
Perfil de cara de banco (20%)	15	12	17
Condiciones de cresta (15%)	13	13	15
VALORACIÓN	62	55	68

Nota. Variables del Factor de Condición por celda. Los valores resaltados en verde son los valores más altos y los resaltados en anaranjado son los que requieren atención. Elaboración propia.

En cuanto a las variables que evidenciaron un mejor desempeño en el Fc, destaca la mínima formación de bloques, los cuales se presentaron en tamaños pequeños y controlados. Por otro lado, la variable con menor rendimiento fue la rotura de la roca intacta, aspecto sustancial para la toma de decisiones en el siguiente nivel, ya que podría estar asociado a una posible sobredimensión en el diseño de carga.

7.1.2 Nivel 3040

En contraste, el nivel 3040 muestra una mejora notable. Se observa una mayor proporción de sectores con roca Buena a Moderadamente buena, los cuales se corresponden en gran medida con buenos resultados de voladura y buenas condiciones

de cara de banco. El Fd alcanzó un promedio de 80.17, mientras que el Fc se incrementó a 63.79, confirmando una mejora en la correspondencia con los parámetros de diseño.

Tabla 35. Factor de Condición del 3040

COMPONENTES Fc	Celda 01	Celda 02	Celda 03	Celda 04	Celda 05
Medias cañas (20%)	10	0	0	0	0
Rotura de roca intacta (15%)	10	10	10	10	7
Abertura de discontinuidades (10%)	8	8	7	7	6
Formación de bloques (20%)	15	15	15	15	15
Perfil de cara de banco (20%)	18	15	18	15	15
Condiciones de cresta (15%)	15	10	15	15	12
VALORACIÓN	76	58	65	62	55

Nota. Variables del Factor de Condición por celda. Los valores resaltados en verde son los valores más altos y los resaltados en anaranjado son los que requieren atención. Elaboración propia.

En cuanto a las variables con mejor desempeño del Fc, resalta el adecuado cumplimiento del perfil de la cara de banco y la baja formación de bloques, resultados que se encuentran en concordancia con el Factor de Diseño alcanzado. En contraste, la variable de menor rendimiento fue la rotura de roca intacta, con un promedio de 9.4/15, equivalente a un 62.7% de cumplimiento. Si bien en el nivel 3040 se logró una mejora en el promedio del Fc respecto al nivel 3055, y a pesar de que la calidad RMR del macizo rocoso fue menor, los ajustes implementados referidos a la reducción de la densidad del explosivo de un 1.15 gr/cc a 1.05 gr/cc, el cambio del diseño de malla de trapecio a *echelon* y la disminución de hasta un 45% en el número de taladros por proyecto a talud final, contribuyeron a mantener resultados favorables en la mayoría de las variables. No obstante, la rotura de roca intacta indica la necesidad de evaluar de manera más precisa el diseño de voladura en el siguiente nivel, particularmente en lo referente a la malla y a los tiempos de retardo, a fin de consolidar los avances logrados y elevar la calidad de los taludes en este sector.

CAPITULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

8.1 CONCLUSIONES

- La presente investigación permitió evaluar de manera integral las condiciones geotécnicas de los taludes en la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala, demostrando que la integración de parámetros geotécnicos, análisis cinemáticos y conciliación geotécnica de taludes constituye una herramienta robusta para elevar la calidad de taludes en los resultados de la voladura y contribuir a la continuidad de la operación.
- La caracterización geotécnica del Sector Sureste mostró que el macizo rocoso presenta valores de RMR entre 47 y 76, lo que corresponde a una calidad de roca regular a moderadamente buena, adecuada para el diseño de taludes en producción. Los análisis cinemáticos indicaron una baja probabilidad de fallas estructurales. Para el nivel 3055, el riesgo de rotura planar fue de 0.79% y por cuña de 0%; mientras que para el nivel 3040, estos valores fueron de 27.74% y 4.65%, respectivamente, confirmando condiciones de estabilidad y configuración estructural post-voladura favorables.
- En el nivel 3055, el factor de diseño (F_d) alcanzó un promedio de 75.96, con un IC95% de 74.12–77.80, lo que confirma un desempeño consistente y superior al umbral de aceptabilidad (≥ 70). El factor de condición (F_c), calculado mediante la cartilla de Stacey, obtuvo un promedio de 63.36. En el nivel 3040 se observó una tendencia similar, con un F_d de 80.17 y un F_c de 63.79, evidenciando que el diseño de voladura resulta adecuado para las condiciones geotécnicas evaluadas. No obstante, aunque persisten oportunidades de mejora en la calidad de la cara de banco, en este nivel se aprecian avances respecto al 3055, reflejando un mejor resultado.
- A partir de la evaluación efectuada en el nivel 3055, y considerando las similitudes geológicas y geotécnicas con el nivel 3040, se implementaron modificaciones en el diseño de voladura tales como la reducción de hasta un 45% en la cantidad de taladros por proyecto, el cambio de la secuencia de malla pasando de un diseño de secuencia de trapecio a solamente *echelon*, y la disminución de la densidad de los explosivos de producción de 1.15 gr/cc a 1.05 gr/cc. Estas acciones contribuyeron a mejorar la calidad de la cara de banco y la correspondencia con los parámetros de diseño, explicando el mejor desempeño observado en el nivel 3040 y confirmando la

efectividad de las medidas adoptadas, así como la importancia de mantener y sistematizar estas mejoras en los bancos sucesivos.

- Tanto la caracterización geotécnica del nivel 3040 como la de los bancos superiores influyen directamente en el desempeño que presentarán los futuros bancos, tales como el 3025 y el 3010. Por ello, las recomendaciones implementadas se reflejarán de manera progresiva, permitiendo evaluar su efectividad a medida que continúe el avance del tajo.
- El análisis realizado permite identificar con mayor precisión los sectores y condiciones que requieren un control más estricto, tanto en este nivel como en taludes con características geotécnicas similares. Estos resultados constituyen la base para la implementación de medidas operativas orientadas a elevar la calidad de los taludes.

8.2 RECOMENDACIONES

- Implementar el Modelo Cíclico de Conciliación Geotécnica de Taludes de forma sistemática en los bancos futuros (3025, 3010 y subsiguientes) documentando su desempeño en una base de datos SQL. Esta integración permitirá que los resultados obtenidos (como F_c y F_d) sean vinculados directamente con un modelo de bloques geotécnico, posibilitando representar espacialmente las condiciones reales del macizo rocoso. De este modo, los parámetros actualizados podrán analizarse estadísticamente y emplearse para adaptar el diseño, la planificación y la estabilidad de los taludes.
- Mantener la nueva configuración de voladura implementada en el nivel 3040 (reducción de taladros, patrón en *echelon* y ajuste en la densidad de explosivos), aplicándola y evaluándola en los siguientes bancos para consolidar la mejora observada en la calidad de la cara de banco.
- Se recomienda la elaboración de reportes técnicos, los cuales constituyen una fuente valiosa de información para retroalimentar la gestión operativa, facilitando la aplicación de mejoras continuas en las actividades de perforación, voladura, minado en talud y limpieza de bancos, tanto a corto, mediano como largo plazo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Atzeni, C. et al. (2015). *Early warning monitoring of natural and engineered slopes with ground-based synthetic-aperture radar*. Rock Mechanics and Rock Engineering, 48(4), 235-246.
- Bellido, E. (1979). *Geología del cuadrángulo de Moquegua, hoja: 35-u - [Boletín A 15]*. INGEMMET. <https://hdl.handle.net/20.500.12544/132>
- Benavides, C. (2015). *Conciliación geotécnica para el apoyo de control de taludes y cumplimiento de líneas de diseño en Mina Los Colorados* (Tesis de pregrado, Universidad de Atacama). Repositorio Académico UDA. <https://repositorioacademico.uda.cl/handle/20.500.12740/7409>
- Bernaola, J. et al. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas. Universidad Politécnica de Madrid. https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.
- Brown, E.T. (1981). *Rock Characterization Testing and Monitoring.-ISMR Suggested Methods*. Pergamon Press, Oxford.
- Canoba, C. y Fraga, H. (2004). *Propiedades elásticas de las rocas*. Departamento de Ciencias Geológicas – Escuela de Agrimensura. Universidad Nacional de Rosario, Londres. https://www.fceia.unr.edu.ar/geologiaygeotecnia/Elasticidad_de_rocas.pdf
- Cánobas, M. et al. (2021). *Una revisión de los factores que afectan a la generación de vibraciones y modelos predictivos empíricos*. Journal of Mining Engineering and Research 3(1):7-19. <https://pdfs.semanticscholar.org/9d3a/df9dd20b9bf9247ba1833ba0739a2f341d49.pdf>
- Chacón, J. (2024). *Metodología para la determinación del riesgo geotécnico en minería a cielo abierto*. (Tesis de grado, UCH). Repositorio Universidad de Chile.

- Challco, A. (2022). *Evaluación de la caracterización de taludes rocosos para el diseño de estabilidad en la zona C1 del recremento del Pad 1 fase III Sociedad Minera Cerro Verde, 2020* (Tesis de grado, UJCM). Repositorio Universidad José Carlos Mariátegui. <https://repositorio.ujcm.edu.pe/handle/20.500.12819/1654>
- Chang, K., Ge, L., y Lin, H. (2015). *Slope creep behavior: observations and simulations. Environmental Earth Sciences*, 73, 275–287. <https://doi.org/10.1007/s12665-014-3423-2>
- Chapilliquen, V. (2017). *Caracterización geotécnica del suelo y roca para el diseño de pozas sedimentadoras en la zona de ciénega norte – Tantauatay, Cajamarca*. (Tesis de Pregrado, UNC), Universidad Nacional De Cajamarca.
- Chiappetta, R. (2004). *Wall control blasting in open pits and quarries*. International Society of Explosives Engineers.
- Codelco (2017). *Guía geotécnica para proyectos a rajo abierto (2da ed.)*. Corporación Nacional del Cobre de Chile.
- Córdova, D. y Laos, A. (1976). *Estudio de estabilidad de taludes*. INGEMMET. [https://repositorio.ingemmet.gob.pe/bitstream/20.500.12544/2868/1/Cordova-Estudio de estabilidad de taludes.pdf](https://repositorio.ingemmet.gob.pe/bitstream/20.500.12544/2868/1/Cordova-Estudio%20de%20estabilidad%20de%20taludes.pdf)
- Datamine Software. (s.f.). *Block models – Reconcilor documentation*. Recuperado de <https://docs.dataminesoftware.com/Reconcilor/Latest/Getting-Started/Block-Models.htm>
- De Graaf, P. y Wessels, S. (2016). *A framework for managing geotechnical risk across multiple operations*. The journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Cape Town Convention Centre, Cape Town.
- Dowding, C. (1985). *Blast vibration monitoring and control*. Prentice-Hall.
- Dunnicliff, J. (1993). *Geotechnical Instrumentation for Monitoring Field Performance*.
- Farje, I. (2006). *Perforación y voladura en minería a cielo abierto. Cap II: Criterios para determinar los parámetros de perforación*. (Tesis de grado, UNMSM). https://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/monografias/ingenie/farje_vi/cap2.pdf

- Figuerola, C. y Giraldo, S. (2019). *Diseño y construcción de un instrumento prototipo para el análisis de la ley de Hooke*. Universidad Tecnológica de Pereira. <https://hdl.handle.net/11059/11032>
- Flores, G. (2017). *Comportamiento litológico respecto a la alteración yeso-anhidrita en mina Toquepala* (Tesis de grado, UNSA). Repositorio Universidad Nacional de Arequipa. <https://repositorio.unsa.edu.pe/items/bd52dff0-2034-4234-8f28-59c411a1f0ea>
- Franklin, J. (1985). *Suggested method for determining point load strength*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, pp. 51-60. <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/0148906285923277>
- Gagliuffi, P. y Vera, M. (2018). *Caracterización petromineralógica de los yacimientos Toquepala y Cuajone - [Boletín B 49]*. INGEMMET. <https://hdl.handle.net/20.500.12544/1521>
- González de Vallejo, L., et al. (2002). *Ingeniería Geológica*. Madrid: Prentice Hall.
- González, A. y Martínez, P. (2022). *Caracterización geomecánica de suelos y rocas*. Departamento de Ciencias de la Tierra y Física de la Materia Condensada. Universidad de Cantabria. [https://ocw.unican.es/pluginfile.php/2899/course/section/2824/6.2.%20Clasificaciones%20geomeca%CC%81nicas Revisado OCW.pdf](https://ocw.unican.es/pluginfile.php/2899/course/section/2824/6.2.%20Clasificaciones%20geomeca%CC%81nicas%20Revisado%20OCW.pdf)
- Gutiérrez, D. (2024). *Evaluación geotécnica para la conciliación de ancho efectivo de banquetas en los taludes finales de la pared norte del tajo Quecher Mai*, [Tesis de grado, UNC]. Repositorio Universidad Nacional de Cajamarca. <https://repositorio.unc.edu.pe/handle/20.500.14074/6914>
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). *Empirical strength criterion for rock masses*. Journal of Geotechnical Engineering Division, ASCE, 106(GT9), 1013–1035. <https://static.rocscience.cloud/assets/resources/learning/hoek/1980-Empirical-Strength-Criterion-for-Rock-Masses.pdf>
- Hoek, E. (2009). *Fundamentals of slope design. Keynote address at Slope Stability*. <https://www.rocscience.com/assets/resources/learning/hoek/2009-Fundamentals-of-Slope-Design.pdf>

- Hoek, E. y Bray, J. (2005). *Rock Slope engineering*. Civil and mining, 4th edition. https://zarmesh.com/wp-content/uploads/2020/01/Rock_Slope_Engineering_Civil_and_Mining.pdf
- Jaeger, J. y Cook, N. (1969). *Fundamentos de Mecánica de rocas*.
- Jimeno, C. et al. (1995). *Drilling and blasting of rocks*. Balkema.
- Konya, C. J., & Walter, E. J. (1990). *Surface Blast Design*. Prentice Hall.
- Lianheng, Z. et al. (2020). *A method for seismic stability analysis of jointed rock slopes using Barton-Bandis failure criterion*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104487>
- Ministerio de Energia y Minas. (2003). *Glosario técnico minero*. Republica de Colombia. <https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/glosariominero.pdf>
- Mamani, M. (2022). *Evaluación geotécnica según los métodos RMR y Q De Barton en la construcción del túnel trasandino en el distrito de San Bartolomé – Lima*. (Tesis de grado, UNAP). Universidad Nacional del Altiplano. https://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/18389/Mamani_Torres_Miguel_Angel.pdf?sequence=1
- Mattos, R. y Valle, J. (2000). *Exploración, geología y desarrollo del yacimiento Toquepala*. Southern Peru Copper Corporation. Lima: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- Meza, J. (2017). *Propuesta de aplicativo “Hidrotoq” a la Mina Toquepala para la interpretación de la base de datos de piezómetros de cuerda vibrante* (Tesis de grado, UNSA). Repositorio Universidad Nacional de Arequipa. <https://repositorio.unsa.edu.pe/items/a9b8ace5-fa19-406a-b1d3-7647dcadd081>
- Mikkelsen, P. y Green, G. (2003). *Modern Inclinator Practice*. Slope Indicator.
- Montgomery, D. y Runger, G. (2014). *Applied Statistics and Probability for Engineers*. John Wiley y Sons.
- Parra, A. (2015). *Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamentos geomecánicos* (Tesis de magister, UChile). Repositorio Universidad de Chile.

<https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/136447/Planificacion-minera-a-cielo-abierto-utilizando-fundamentos-geomecanicos.pdf>

- Ramirez, P. y Alejano, L. (2004). *Mecánica de Rocas. Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf
- Read, J. y Stacey, P. (2009). *Guidelines for Open Pit Slope Design*. Queensland, Australia. CSIRO.
- Rijalba, F. (2017). *Tratado de ingeniería de explosivos, perforación y voladura de rocas en obras civiles y mineras*.
- Sanchez, A. (2021). *Metodología para el cálculo de parámetros geométricos de diseño en el control de la estabilidad de taludes aplicando programación Visual Lisp y Visual Basic* (Tesis de grado, UNSA). ALICIA. <http://hdl.handle.net/20.500.12773/13566>
- Siskind, D. et al. (1980). *Structure response and damage produced by ground vibration from surface mine blasting*. U.S. Bureau of Mines, Report of Investigations 8507.
- Soncco, J. (2020). *Conciliación geotécnica de taludes en Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A.* (Tesis de grado, UNSA). Universidad Nacional de Arequipa. <https://repositorio.unsa.edu.pe/items/4a2e671e-5f47-4041-97a1-dd86a26bf7e3>
- Suarez, J. (2012). *Deslizamientos. Tomo I: Análisis geotécnico*. <https://www.erosion.com.co/deslizamientos-tomo-i-analisis-geotecnico/>
- Sullivan, T. (2007). *Hydromechanical Coupling and Pit Slope Movements*. Australian Centre for Geomechanics, Perth. https://papers.acg.uwa.edu.au/p/708_Sullivan/
- Ortega, E.(2022). *Caracterización Geotécnica para diseño de taludes en Tajo San Gerardo de la Unidad Minera Atacocha – 2022*. (Tesis de grado, UNCP). Universidad del Centro del Perú. https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/9263/T010_44111_414_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Owusu-Bempah, G. (2020). *Streamlining Geotechnical Slope Reconciliation for Open Pits: a Slope Optimization and Recommendation Approach at Brockman 2 Operations in the Pilbara Region, Australia*. University of Mines and Technology, Tarkwa, Ghana. ResearchGate. <https://surl.li/jccuwu>

Valdes, M. y Jara, M. (2023). *Propuesta para la determinación del daño ocasionado por tronadura mediante el uso de funciones de carga y modelamiento numérico*. Universidad de Talca.

Vargas, L. (2018). *Evaluación geotécnica de voladura en Mina Toquepala*. Southern Peru Copper Corporation. PERUMIN Convención Minera.

UNC. (2017). *Geotecnia para el trópico andino*.
<https://repositorio.unal.edu.co/bitstream/handle/unal/57334/geotecnia.pdf?sequence=2>

ANEXOS

Anexo A. Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	METODOLOGÍA, TÉCNICAS E INSTRUMENTOS
Problema general ¿Cómo se relacionan las condiciones geotécnicas de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala con su comportamiento frente a los procesos de voladura y qué lineamientos de conciliación pueden proponerse para optimizar los resultados de este proceso?	Objetivo general Evaluar las condiciones geotécnicas de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala y analizar su comportamiento frente a los procesos de voladura, para proponer lineamientos de conciliación que optimicen los resultados de la voladura a partir de las características geotécnicas.	Hipótesis general Las condiciones geotécnicas de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala se relacionan significativamente con su comportamiento frente a los procesos de voladura y la aplicación de lineamientos de conciliación geotécnica permite optimizar los resultados de este proceso.	Las variables que intervienen son las siguientes: Variables independientes Litología, presión de poros, frecuencia de fracturamiento, discontinuidades. Variables dependientes Carga dinámica por voladura, tiempo de retardo, clasificación RMR.	- Clasificación litológica. - Resistencia a la compresión uniaxial (UCS). - Porcentaje de testigos sanos (>10cm). - Distancia promedio entre discontinuidades. - Rugosidad, relleno, continuidad, alteración. - Dip / dip direction. - Presión estática o dinámica del agua en poros. - Diaclasas, foliaciones. - Magnitud de ondas generadas en la voladura. - Conteo de nuevas fracturas post-voladura. - Intervalos de tiempo entre detonaciones.	Metodología - Tipo: Aplicada - Enfoque: Cuantitativo - Método: Descriptivo - correlacional - Diseño: No experimental, transversal Técnicas - Descripción y caracterización geomecánica. - Clasificación geotécnica del macizo rocoso. Instrumentos - Cartilla de evaluación geotécnica (J. Read y P. Stacey, 2009). - Cartilla de Evaluación del Índice de RMR (Z. Bieniawski, 1976).
Problemas específicos - ¿Cuáles son los factores geotécnicos que condicionan la estabilidad de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala? - ¿Qué lineamientos de conciliación geotécnica pueden proponerse para optimizar los resultados de la voladura de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala?	Objetivos específicos - Evaluar los factores geotécnicos que influyen en la estabilidad de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala. - Proponer lineamientos de conciliación geotécnica orientados a optimizar los resultados de la voladura en los taludes de diorita propilítica de la Fase 6 del Sector Sur de la Unidad Minera Toquepala.	Hipótesis específicas - La interacción de los factores geotécnicos como la configuración de la geología estructural, litología y los efectos de la carga explosiva por voladura influyen significativamente en la estabilidad de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala. - La implementación de lineamientos de conciliación geotécnica mejora los resultados de la voladura de los taludes de diorita propilítica en la Fase 6 del Sector Sureste de la Unidad Minera Toquepala.			

Nota. Elaboración propia.

Anexo B. Hoja de cartografiado geotécnico

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA



DESDE:

HASTA:

ORIENTACION DEL TALUD:

ROCA:

PROYECTO:

FECHA:

ALTERACION:

UCS 3 / Tracc (Mpa):

CELDA:

SUPERFICIA DE GEOTECNIA



CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)												
ID	Tipo de Estructura		N de Estructuras				Tipo de Relleno		Condicion de las Discontinuidades			
	Dip	Dip Dir	Abertura / Espesor (mm)	Continuidad (m)	Espaciamiento (m)	Oversize (m)	N de Extremos Visibles	JRC	JCS	JR	JA	Valor
1												
2												
3												
4												
5												
6												
7												
8												
9												
10												
11												

Comentarios:

Las estructuras tienen una orientacion favorable para la estabilidad, caída de pequeños bloques. (Control estructural débil).

PARAMETRO

RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO

VALORACION

PARAMETRO	RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO	VALORACION			
RESISTENCIA (MPa)	>200 (15) 100-200 (12) 50-100 (7) 25-50 (4) <25 (<10) (<5)	(2) 1			
ROD %	90-100 (20) 75-90 (17) 50-75 (13) 25-50 (8) <25 (5)	(3) 2			
ESPACIAMIENTO (m)	>3 (30) 1-3 (25) 0.30-1 (20) 0.05-0.30 (10) <0.05 (5)	(5) 3			
CONDICION DE LAS JUNTAS JC 76	Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura. (25)	Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura. (20)	Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (12)	Relleno blando <6mm. O apertura <6mm. Continuidad de las discontinuidades. (6)	(0) 4
AGUA SUBTERRANEA	Totalmente Seco (10)	Solo Humedo (7)	Superficie de agua (4)	Señal de agua (0)	5

ROCK MASS RATING '76

CALIDAD DE MACIZO ROCOSO

RMR

0 - 20

21 - 40

41 - 60

61 - 80

81 - 100

IDENTIFICACION EN EL PLANO

CALIDAD GEOTECNICA

MUY MALA

MALA

REGULAR

BUENA

MUY BUENA

FF Macizo Rocoso:

Jv:

ROD:

%

Blocksize:

m2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC, 2025.

Anexo C. Cartografiado geotécnico del nivel 3055

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA																													
		DESDE		HASTA		ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :		Diorita		POR : Estefany Huairi		FECHA : 10-Jun-2025		SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 													
		E:	328982.06		E:	329035.47		DIP	DIP DIR		ALTERACION:		Propilitica		PROYECTO :					3055		245							
		N:	8091870.36		N:	8091897.69		65		330		UCS 3 / Tracc (Mpa)		178.02	16.78					CELDA:	3055		SE	6	37				
										CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)																			
										VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)																			
PARAMETRO										RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION									
RESISTENCIA (MPa)										>200 (15) X 100-200 (12) 50-100 (7) 25-50 (4) <25(2) <10(1) <5(0)										(2) 1 12									
RQD %										90-100 (20) 75-90 (17) X 50-75 (13) 25-50 (8) <25 (3) <10 (1) <5 (0)										(3) 2 13									
ESPACIAMIENTO(m)										>3 (30) 1-3 (25) X 0.30-1 (20) 0.05-0.30 (10) <0.05 (5) <0.01 (0)										(5) 3 20									
CONDICION DELAS JUNTAS JC'76										Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura. (25) Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de rocadura. (20) X Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca blanda. (12) Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (6) Rellenoblando >5mm. O apertura >5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) <5mm																			

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

	DESDE	HASTA	ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :	Diorita		POR :	Estefany Huairi		FECHA :	10-Jun-2025			SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 
	E: 329035.47	E: 329085.44	DIP	DIP DIR	ALTERACION:	Proplitica		PROYECTO :	3055	245					
	N: 8091897.69	N: 8091934.92	65	324	UCS 3 / Tracc (Mpa):	175.43	16.53	CELDA:	3055	SE	6	38			

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)															
ID	Tipo de Estructura	Dip	Dip Dir	N de Estructuras	Abertura / Espesor (mm)	Continuidad (m)	Espaciamiento (m)	Oversize (m)	N de Extremos Visibles	Tipo de Relleno				Valor	
										JRC	JCS	JR	JA		
1	Js	87	293	2	2	15	0.7	0.8	2	Arc	7	15	15	4	19
2	Js	59	027	2	2	18	0.7	0.8	1	Arc	7	15	15	4	19
3	J	17	356	1	3	22	0.8	0.8	2	Arc	7	15	15	4	17
4	J	20	034	1	3	21	0.7	0.7	1	Arc	7	15	15	4	17
5															
6															
7															
8															
9															
10															
11															

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)																	
PARAMETRO		RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION					
RESISTENCIA (MPa)		<200	(15)	X	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25	<10	(2)	1	12		
ROD %		90-100	(20)	X	75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	(8)	<25		(3)	2	17		
ESPACIAMIENTO(m)		>3	(30)	X	1-3	(25)	0.30-1	(20)	0.05-0.30	(10)	<0.05		(5)	3	25		
CONDICION DELAS JUNTAS JC'76		Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura.	(25)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura	(20)	X	Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca blanda	(12)		Superficies pulidas con relleno <6mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades	(6)		Relleno blando >6mm. O apertura >6mm. Continuidad de las discontinuidades	(0)	4	12
AGUA SUBTERRANEA		X			Totalmente Seco	(10)		Solo Humedo	(7)		Liger a pr exs de agua	(4)		Señalos problemas de agua	(0)	5	10
ROCK MASS RATING '76															76		
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO															BUENA		
RMR		0 - 20		21 - 40		41 - 60		61 - 80		81 - 100							
IDENTIFICACION EN EL PLANO										76							
CALIDAD GEOTECNICA		MUY MALA		MALA		REGULAR		BUENA		MUY BUENA							

Comentarios : Las estructuras tienen una orientación favorable para la estabilidad, caída de pequeños bloques. (Control estructural débil).

*FF Macizo Rocoso: 1 *Jv: 11 ROD: 85 % Blocksize: 15 m2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)				CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)			
Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9	Continuidad (m)	0.7	0.8	0.9
Abertura (mm)	2	2	2	Abertura (mm)	2	2	2
Superficie (m²)	15	15	15	Superficie (m²)	15	15	15
Extremos (m)	2	2	2	Extremos (m)	2	2	2

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

	DESDE		HASTA		ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :		Diorita		POR : Estefany Huairi		FECHA : 11-Jun-2025		SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 
	E:	329085.44	E:	329115.28	DIP	DIP DIR	ALTERACION:		Propilitica		PROYECTO :		3055	245	
	N:	8091934.92	N:	8091950.85	65	320	UCS 3 / Tracc (Mpa):		162.14	15.28	CELDA:		3055	SE 6 39	

															Condicion de las Discontinuidades (JC '976)									
ID	Tipo de Estructura																							
	Dip	Dip Dir	N de Estructuras	Abertura / Espesor (mm)		Continuidad (m)		Espaciamiento (m)		Oversize (m)							N de Extremos Viables							
															Tipo de Relleno									
															JRC	JCS	JR	JA						
															Continuidad	Abertura	Rugosidad	Relleno	Meteorización	Valor				
1	J	22	017	1	2	21	0.3	0.3	1	Arc	7	13	15	4	0	4	4	4	3	15				
2	Js	34	022	2	2	22	0.2	0.3	1	Arc	7	13	15	4	0	4	4	3	3	14				
3	Js	74	349	4	2	16	0.1	0.2	2	Arc	7	13	15	4	3	4	4	4	3	13				
4																								
5																								
6																								
7																								
8																								
9																								
10																								
11																								

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)																	
PARAMETRO		RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO												VALORACION			
RESISTENCIA (MPa)		>200	(15)	X	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2) <10(1) <3(0)	(2)	1	12			
RQD %		90-100	(20)		75-90	(17)	50-75	(13)	X	25-50	(8)	<25	(3)	2	8		
ESPACIAMIENTO(m)		>3	(30)		1-3	(25)	0.30-1	(20)		0.05-0.30	(10)	X	<0.05	(5)	3	5	
CONDICION DELAS JUNTAS JC '76		Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura.	(25)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura	(20)	X	Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca blanda	(12)		Superficies pulidad o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades	(6)		Relleno blando >5mm. O apertura >6mm. Continuidad de las discontinuidades	(0)	4	12
AGUA SUBTERRANEA		X			Totalmente Seco	(10)		Solo Humedo	(7)		Surge a presión de agua	(4)		Señales problemas de agua	(0)	5	10
ROCK MASS RATING '76															47		
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO															REGULAR		
RMR		0 - 20			21 - 40			41 - 60			61 - 80			81 - 100			
IDENTIFICACION EN EL PLANO								47									
CALIDAD GEOTECNICA		MUY MALA			MALA			REGULAR			BUENA			MUY BUENA			

Comentarios : Las estructuras tienen una orientación favorable para la estabilidad, caída de pequeños bloques. (Control estructural débil).

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)

PARAMETRO	RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION				
RESISTENCIA (MPa)	<200	(15)	X	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(1)+30(2)	(2)	1	12		
RQD %	90-100	(20)		75-90	(17)	50-75	(13)	X	25-50	(8)	<25	(3)	2	8	
ESPACIAMIENTO(m)	>3	(30)		1-3	(25)	0.30- 1	(20)		0.05- 0.30	(10)	X	<0.05	(5)	3	5
CONDICION DELAS JUNTAS JC '76	Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura.	(25)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura	(20)	X	Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca blanda	(12)		Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades	(6)	Relleno blando >6mm. O apertura >6mm. Continuidad de las discontinuidades	(0)	4	12
AGUA SUBTERRANEA	X			Totalmente Seco	(10)		Solo Humedo	(7)		Suger a presión de agua	(4)	Señalos por olores de agua	(0)	5	10
ROCK MASS RATING '76														47	
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO				REGULAR											
RMR	0 - 20			21 - 40			41 - 60			61 - 80			81 - 100		
IDENTIFICACION EN EL PLANO							47								
CALIDAD GEOTECNICA	MUY MALA			MALA			REGULAR			BUENA			MUY BUENA		

*FF Macizo Rocoso: 7 *Jv: 6 RQD: 30 % Blocksize: 0.15 m2

CONDICIONES LAS JUNTAS JC '76 Continuidad (m) > 10 5-10 1-5 1-10 Abertura (mm) < 1 1-10 1-10 1-10 Rugosidad Muy Rugosa Muy Rugosa Ligeramente Rugosa Ligeramente Rugosa Relleno (mm) < 10 10-50 50-100 100-200 Separación < 1mm 1-5mm 5-10mm 10-20mm										FF (Gr de Berta) Si hay separación entre las dos superficies (con menos de 20cm de inclinación) Grados Separación de 1 a 10mm 1 Separación de 10 a 20mm 2 Separación de 20 a 30mm 3 Separación de 30 a 40mm 4 Separación de 40 a 50mm 5 Separación de 50 a 60mm 6 Separación de 60 a 70mm 7 Separación de 70 a 80mm 8 Separación de 80 a 90mm 9 Separación de 90 a 100mm 10									
CLASIFICACION DE LA DUREZA EN CAMPO Dureza Escala de Mohr Escala de Brinell Escala de Rockwell Dureza < 10 10-20 20-30 30-40 Dureza 10-20 20-30 30-40 40-50 Dureza 20-30 30-40 40-50 50-60 Dureza 30-40 40-50 50-60 60-70 Dureza 40-50 50-60 60-70 70-80 Dureza 50-60 60-70 70-80 80-90 Dureza 60-70 70-80 80-90 90-100										FF (Gr de Berta) Si hay separación entre las dos superficies (con menos de 20cm de inclinación) Grados Separación de 1 a 10mm 1 Separación de 10 a 20mm 2 Separación de 20 a 30mm 3 Separación de 30 a 40mm 4 Separación de 40 a 50mm 5 Separación de 50 a 60mm 6 Separación de 60 a 70mm 7 Separación de 70 a 80mm 8 Separación de 80 a 90mm 9 Separación de 90 a 100mm 10									

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC, 2025.

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

	DESDE	HASTA	ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :	Diorita	POR : Estefany Huair	FECHA : 11-Jun-2025	SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 					
	E: 329115.28	E: 329240.5	DIP	DIP DIR	ALTERACION:	Propilita	PROYECTO :	3055					253-246	245
	N: 8091950.85	N: 8092062.02	65	313	UCS 3 / Tracc	182.22	17.17	CELDA:					3055	SE

ID	Tipo de Estructura	Dip	Dip Dir	N de Estructuras	Abertura / Espesor (mm)	Continuidad (m)	Espaciamiento (m)	Overize (m)	N de Extremos Visibles	Tipo de Relleno	JRC	JCS	JR	JA	Condicion de las Discontinuidades (JC 1976)						
															Continuidad	Abertura	Rugosidad	Relleno	Meteorizacion	Valor	
1	Js	86	326	5	3	15	0.7	0.8	2	Arc	7	15	15	4	3	4	4	4	4	4	19
2	Js	16	013	4	2	20	0.6	0.7	1	Arc	7	15	15	4	1	4	4	4	4	4	17
3	Js	72	021	6	2	16	0.5	0.6	2	Arc	7	15	15	4	3	4	4	4	4	4	19
4																					
5																					
6																					
7																					
8																					
9																					
10																					
11																					

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)													
PARAMETRO	RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION		
RESISTENCIA (MPa)	<200	(15)	X	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2) <10(1) <5(0)	(2)	1	12
RQD %	90-100	(20)	X	75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2	17
ESPACIAMIENTO(m)	>3	(30)	X	1-3	(25)	0.30-1	(20)	0.05-0.30	(10)	<0.05	(5)	3	25
CONDICION DELAS JUNTAS JC 76	Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura. (25) Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura. (20) Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca blanda. (12) Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades. (6) Relleno blando >5mm. O apertura >5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0)										4	12	
AGUA SUBTERRANEA	X	Totalmente Seco					(10)	Solo Humedo	(7)	Liger a pración de agua. (4)	5	10	
ROCK MASS RATING 76												76	
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO												BUENA	
RMR	0 - 20		21 - 40		41 - 60		61 - 80		81 - 100				
IDENTIFICACION EN EL PLANO									76				
CALIDAD GEOTECNICA	MUY MALA		MALA		REGULAR		BUENA		MUY BUENA				

Comentarios : Las estructuras tienen una orientación favorable para la estabilidad, caída de pequeños bloques. (Control estructural débil).

*FF Macizo Rocoso: 1 *Jv: 14 RQD: 75 % Blocksize: 1 m2

CONDICION DE LAS JUNTAS JC 76				JC (JC de Barton)			
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	0-10	1-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10	0-10	1-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10	0-10	1-10	1-10	1-10
Relleno (mm)	0-10	1-10	1-10	0-10	1-10	1-10	1-10
Metamorfismo	0-10	1-10	1-10	0-10	1-10	1-10	1-10

CLASIFICACION DE LA DUREZA Y CAMPO			
Clasificación	Clasificación	Clasificación	Clasificación
Clasificación	Clasificación	Clasificación	Clasificación
Clasificación	Clasificación	Clasificación	Clasificación
Clasificación	Clasificación	Clasificación	Clasificación
Clasificación	Clasificación	Clasificación	Clasificación

RANGO DE VALORES				RANGO DE VALORES				RANGO DE VALORES			
RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES				
RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES				
RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES				
RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES				
RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES	RANGO DE VALORES				

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC, 2025.

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

 SOUTHERN COPPER SOUTHERN PERU	DESDE	HASTA	ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :	Diorita		POR: Estefany Huairi	FECHA : 11-Jun-2025		SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 	
	E: 329240.5	E: 329319.69	DIP	DIP DIR	ALTERACION:	Propilitica		PROYECTO :	3055	253-246		245
	N: 8092062.02	N: 8092149.50	65	307	UCS 3 / Tracc (Mpa)	179.89	16.95	CELDA:	3055	SE		6

ID	Condicion de las Discontinuidades (JC 1976)																			
	Tipo de Estructura	Dip	Dip Dir	N de Estructuras	Abertura / Espesor (mm)	Continuidad (m)	Espaciamiento (m)	Overize (m)	N de Extremos Visibles	Tipo de Relleno	JRC	JCS	JR	JA	Continuidad	Abertura	Rugosidad	Relleno	Meteterizacion	Valor
1	Js	23	018	2	2	16	0.6	0.7	2	Arc	7	15	15	4	3	4	4	4	4	19
2	Js	20	002	4	2	20	0.7	0.7	1	Arc	7	13	15	4	1	4	4	4	4	16
3	J	21	020	1	3	23	0.7	0.8	1	Arc	7	13	15	4	1	4	3	4	4	15
4	Js	84	296	2	2	14	0.5	0.6	2	Arc	7	15	15	4	3	4	4	4	4	19
5	J	57	116	1	2	15	0.5	0.6	2	Arc	7	15	15	4	3	4	4	4	4	19
6																				
7																				
8																				
9																				
10																				
11																				

Comentarios : Las estructuras tienen una orientación favorable para la estabilidad, caída de pequeños bloques. (Control estructural débil).

CONDICION LAS JUNTAS JC 76									
Continuidad (m)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Abertura (mm)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Rugosidad	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Relleno (mm)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Meteterizacion	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					

CONDICION LAS JUNTAS JC 76									
Continuidad (m)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Abertura (mm)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Rugosidad	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Relleno (mm)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Meteterizacion	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)														
PARAMETRO	RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION			
RESISTENCIA (MPa)	>200	(15)	X	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2) <10(1) <3(0)	(2)	1	12	
RQD %	90-100	(20)		75-90	(17)	X	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2	13
ESPACIAMIENTO(m)	>3	(30)	X	1-3	(25)	0.30-1	(20)	0.05-0.30	(10)	<0.05	(5)	3	25	
CONDICION DELAS JUNTAS JC 76	Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de rocadura.	(25)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de rocadura.	(20)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de rocadura.	(12)	X	Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades	(6)		4	6
AGUA SUBTERRANEA	X			Totalmente Seco	(10)		Solo Humedo	(7)		Liger a presencia de agua	(4)		5	10
ROCK MASS RATING '76														
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO														
BUENA														
RMR	0 - 20		21 - 40		41 - 60		61 - 80		81 - 100					
IDENTIFICACION EN EL PLANO							66							
CALIDAD GEOTECNICA	MUY MALA		MALA		REGULAR		BUENA		MUY BUENA					

*FF Macizo Rocoso: 2 *Jv: 14 RQD: 70 % Blocksize: 0.7 m2

CONDICION LAS JUNTAS JC 76									
Continuidad (m)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Abertura (mm)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Rugosidad	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Relleno (mm)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Meteterizacion	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					

CONDICION LAS JUNTAS JC 76									
Continuidad (m)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Abertura (mm)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Rugosidad	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Relleno (mm)	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					
Meteterizacion	0-1-0	4-3-15	0-2-10	1-1-5					

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC, 2025.

Anexo D. Cartografiado geotécnico del nivel 3055

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

 SOUTHERN COPPER SOUTHERN PERU	DESDE		HASTA		ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :		Diorita		POR: Estefany Huaira		FECHA: 10-Sep-2025				SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 						
	E: 329300.22		E: 329241.47		DIP		DIP DIR		ALTERACION:		Propilítica		PROYECTO:		3040			227					
	N: 8092153.46		N: 8092090.89		65		305		UCS 3 / Tracc (Mp		182.94		17.24		CELDA:			3040		SE		6	

[illegible]

Comentarios :	Orientación de los taludes a favor del talud.
---------------	---

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)																	
PARAMETRO		RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION					
RESISTENCIA (MPa)		<200	(15)	X	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<20(2) +10(1) +30(3)	(2)	1	13			
ROD %		90-100	(20)		75-90	(17)	X	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2	13		
ESPACIAMIENTO(m)		>3	(30)	X	1-3	(25)		0.30 - 1	(20)	0.05 - 0.30	(10)	<0.05	(5)	3	25		
CONDICION DELAS JUNTAS J/C 76		Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura.	(25)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura	(20)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca blanda	(12)	X	Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades	(6)	Relleno blando >6mm. O apertura >6mm. Continuidad de las discontinuidades	(0)	4	6	
AGUA SUBTERRANEA		X	Totalmente y Seco			(10)	Solo Humedo		(7)	Si gotea o por exsición de agua		(4)	Si gotea o por sobrepresión de agua		(0)	5	10
ROCK MASS RATING '76													67				
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO			BUENA														
RMR		0 - 20			21 - 40			41 - 60			61 - 80			81 - 100			
IDENTIFICACION EN EL PLANO											67						
CALIDAD GEOTECNICA		MUY MALA			MALA			REGULAR			BUENA			MUY BUENA			

*FF Macizo Rocos:	1	*Jv :	RQD:	68	%	Blocksize:	0.5	m2
-------------------	---	-------	------	----	---	------------	-----	----

[illegible]

IF (Q de Burton)	
¿Hay un carácter común en las superficies (por ejemplo de 20m, de impermeables)?	Siempre
¿Impermeables con canal colector?	4
¿Superficie irregular a planimetría?	3
¿Canales y vertederos?	2
¿Superficie y planimetría?	1.5
¿Canales y planimetría?	1.5
¿Superficie y planimetría?	0.5
¿No hay carácter común en las superficies con manifiestos?	0
Nota: Que haya y no haya, siempre, grande o muy grande, no se aplica para valores 0.5, 1.5, 2, 3, 4 y 5.	

PPFD (μmol m ⁻² s ⁻¹)		EAPFD (μmol m ⁻² s ⁻¹)		Alimentação		PACO ₂		Temp de Retenção	
Sexo	Condição	Intero	Extero	%	Vol. (ml)	%	Vol. (ml)	h	h
Fêmea	Intero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
	Extero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
	Intero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
	Extero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
	Intero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
Macho	Intero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
	Extero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
	Intero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
	Extero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0
	Intero	1,0	0,0	0	0	0	0	0	0

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC, 2025.

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

 SOUTHERN COPPER SOUTHERN PERU	DESDE		HASTA		ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :		Diorita		POR : Estefany Huaira		FECHA : 8-Sep-2025		SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 
	E:	329241.47	E:	329195.28	DIP	DIP DIR	ALTERACION:		Propilitica		PROYECTO :		3040	227	
	N:	8092090.89	N:	8092045.40	65	310	UCS 3 / Tracc (Mp)		182.69	17.22	CELDA:		3040	SE 6 26	

														Condicion de las Discontinuidades (JC 1976)						
ID	Tipo de Estructura																			
	Dip	Dip Dir	N de Estructuras	Abertura / Espesor (mm)	Continuidad (m)	Espaciamiento (m)	Oversize (m)	N de Extremos Visibles		Tipo de Relleno				Continuidad	Abertura	Rugosidad	Relleno	Metelizacion	Valor	
1	Js	74	080	3	1	14	0.5	0.6	2	Arc	7	13	15	4	3	4	4	4	3	13
2	Js	44	242	4	1	14	0.5	0.6	2	Arc	7	13	15	4	3	4	4	4	3	13
3																				
4																				
5																				
6																				
7																				
8																				
9																				
10																				
11																				

Comentarios : Orientación de los taludes a favor del talud.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)													
PARAMETRO	RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION		
RESISTENCIA (MPa)	>200	(15)	X	100-200	(12)		50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2) <10(1) <3(0)	(2)	1
RQD %	90-100	(20)		75-90	(17)	X	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2
ESPACIAMIENTO(m)	>3	(30)	X	1-3	(25)		0.30-1	(20)	0.05-0.30	(10)	<0.05	(5)	3
CONDICION DELAS JUNTAS JC '76	Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura.	(25)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura.	(20)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca blanda.	(12)	X	Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades	(6)		4
AGUA SUBTERRANEA	X			Totalmente Seco	(10)		Solo Humedo	(7)		Liger a pr asi on de agua	(4)		5
ROCK MASS RATING '76													66
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO													BUENA
RMR	0 - 20			21 - 40			41 - 60			61 - 80			81 - 100
IDENTIFICACION EN EL PLANO							66						
CALIDAD GEOTECNICA	MUY MALA			MALA			REGULAR			BUENA			MUY BUENA

*FF Macizo Rocoso: 2 *Jv: RQD: 55 % Blocksize: 0.7 m2

CLASIFICACION DE LAS JUNTAS EN CAMPO			
Clase	Descripción	Grado de Alteración	Grado de Alteración
1	Superficies lisas y frescas	1	1
2	Superficies con rugosidad moderada	2	2
3	Superficies con rugosidad fuerte	3	3
4	Superficies con rugosidad muy fuerte	4	4
5	Superficies con rugosidad extrema	5	5

Grado de Alteración	
1	Superficies lisas y frescas
2	Superficies con rugosidad moderada
3	Superficies con rugosidad fuerte
4	Superficies con rugosidad muy fuerte
5	Superficies con rugosidad extrema

Grado de Alteración	
1	Superficies lisas y frescas
2	Superficies con rugosidad moderada
3	Superficies con rugosidad fuerte
4	Superficies con rugosidad muy fuerte
5	Superficies con rugosidad extrema

Grado de Alteración	
1	Superficies lisas y frescas
2	Superficies con rugosidad moderada
3	Superficies con rugosidad fuerte
4	Superficies con rugosidad muy fuerte
5	Superficies con rugosidad extrema

Grado de Alteración	
1	Superficies lisas y frescas
2	Superficies con rugosidad moderada
3	Superficies con rugosidad fuerte
4	Superficies con rugosidad muy fuerte
5	Superficies con rugosidad extrema

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC, 2025.

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

 SOUTHERN COPPER (SOUTHERN PERU)	DESDE		HASTA		ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :		Diorita		POR : Estefany Huairi		FECHA : 9-Sep-2025		SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 
	E:	329195.28	E:	329143.88	DIP	DIP DIR	ALTERACION:		Propilitica		PROYECTO :		3040	227	
	N:	8092045.40	N:	8091998.23	65	318	UCS 3 / Tracc (Mpa)		205.64	19.38	CELDA:		3040	SE 6 27	

Condicion de las Discontinuidades (JC 1976)												
ID	Tipo de Estructura		N de Estructuras		Abertura / Espesor (mm)		Continuidad (m)		Espaciamiento (m)		Oversize (m)	
	Dip	Dip Dir										
1	Js	70	082	4	1	16	0.4	0.7	1	Arc	7	13
2	Js	61	070	3	1	14	0.5	0.6	2	Arc	7	13
3	Js	35	230	2	1	15	0.5	0.8	1	Arc	7	13
4	Js	64	355	1	1	14	0.5	0.6	2	Arc	7	13
5												
6												
7												
8												
9												
10												
11												

Comentarios : Las estructuras tienen una orientación favorable para la estabilidad, caída de pequeños bloques. (Control estructural débil).

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENAWSKI (1976)												
PARAMETRO		RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION
RESISTENCIA (MPa)	X	>200	(15)	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(1)<10(1)<5(0)	(2)	1 15
ROD %		90-100	(20)	X 75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2 15
ESPACIAMIENTO(m)		>3	(30)	X 1-3	(25)	0.30-1	(20)	0.05-0.30	(10)	<0.05	(5)	3 25
CONDICION DELAS JUNTAS JC 76		Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura.	(25)	Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura.	(20)	Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades	(12)	X	(6)	Relleno blando <5mm. O apertura >5mm. Continuidad de las discontinuidades	(0)	4 6
AGUA SUBTERRANEA	X	Totalmente Seco					(10)	Solo Humedo	(7)	Sugerir exploración de agua	(4)	5 10
ROCK MASS RATING '76												71
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO		BUENA										
RMR		0 - 20		21 - 40		41 - 60		61 - 80		81 - 100		
IDENTIFICACION EN EL PLANO								71				
CALIDAD GEOTECNICA		MUY MALA		MALA		REGULAR		BUENA		MUY BUENA		

*FF Macizo Rocoso: 1. *Jv: ROD: 71 % Blocksize: 1 m2

CONDICIONES LAB-INTRO-AL-PI			
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-10	1-10	1-10
Separación (mm)	0-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

	DESDE	HASTA	ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :	Diorita		POR : Jstefany Huair	FECHA : 9-Sep-2025			SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 
	E: 329143.88	E: 329092.12	DIP	DIP DIR	ALTERACION:	Propilita		PROYECTO :	3040			
	N: 8091998.23	N: 8091956.06	65	325	UCS 3 / Tracc (Mp)	141.34	13.32	CELDA:	3040	SE	6	

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 1976)															
ID	Tipo de Estructura	Dip	Dip Dir	N de Estructuras	Abertura / Espesor (mm)	Continuidad (m)	Espaciamiento (m)	Overize (m)	N de Extremos Visibles	Tipo de Relleno				Valor	
										JRC	JCS	JR	JA		
1	Js	75	356	3	1	14	0.5	0.6	2	Arc	7	13	15	4	3
2	Js	66	343	3	1	14	0.5	0.6	2	Arc	7	13	15	4	3
3	Js	74	338	3	1	14	0.5	0.6	2	Arc	7	13	15	4	3
4															
5															
6															
7															
8															
9															
10															
11															

Comentarios : Orientación de los taludes a favor del talud.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENAWSKI (1976)													
PARAMETRO	RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO												
RESISTENCIA (MPa)	>200	(15)	X	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(1)<10(1)<5(0)	(2)	1	12
RQD %	90-100	(20)		75-90	(17)	X	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2
ESPACIAMIENTO(m)	<5	(30)	X	1-5	(25)	0.30-1	(20)	0.05-0.30	(10)	<0.05	(5)	3	25
CONDICION DELAS JUNTAS JC '76	Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura. (25) Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura. (20) Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca blanda. (12) X Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades. (6) Relleno blando <5mm. O apertura <5mm. Continuidad de las discontinuidades. (0) 4 3												
AQUA SUBTERRANEA	X	Totalmente Seco					(10)	Solo Humedo	(7)				
ROCK MASS RATING '76													63
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO													BUENA
RMR		0 - 20		21 - 40		41 - 60		61 - 80		81 - 100			
IDENTIFICACION EN EL PLANO								63					
CALIDAD GEOTECNICA		MUY MALA		MALA		REGULAR		BUENA		MUY BUENA			

*FF Macizo Rocoso: 1 *Jv: RQD: 52 % Blocksize: 0.5 m2

CONDICION DE LAS JUNTAS JC 76				JC de Bienawski			
Continuidad (m)	0-1-5	4-10	1-2-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura (mm)	0-1-5	4-10	1-2-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Rugosidad	0-1-5	4-10	1-2-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Separación	0-1-5	4-10	1-2-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Reparación	0-1-5	4-10	1-2-10	1-10	1-10	1-10	1-10

CLASIFICACION DE LA DUREZA EN CAMPO			
Material	Identificación	Valor	Identificación
1	Granito	1-10	Granito
2	Granito	1-10	Granito
3	Granito	1-10	Granito
4	Granito	1-10	Granito
5	Granito	1-10	Granito
6	Granito	1-10	Granito
7	Granito	1-10	Granito
8	Granito	1-10	Granito
9	Granito	1-10	Granito
10	Granito	1-10	Granito
11	Granito	1-10	Granito
12	Granito	1-10	Granito
13	Granito	1-10	Granito
14	Granito	1-10	Granito
15	Granito	1-10	Granito
16	Granito	1-10	Granito
17	Granito	1-10	Granito
18	Granito	1-10	Granito
19	Granito	1-10	Granito
20	Granito	1-10	Granito
21	Granito	1-10	Granito
22	Granito	1-10	Granito
23	Granito	1-10	Granito
24	Granito	1-10	Granito
25	Granito	1-10	Granito
26	Granito	1-10	Granito
27	Granito	1-10	Granito
28	Granito	1-10	Granito
29	Granito	1-10	Granito
30	Granito	1-10	Granito
31	Granito	1-10	Granito
32	Granito	1-10	Granito
33	Granito	1-10	Granito
34	Granito	1-10	Granito
35	Granito	1-10	Granito
36	Granito	1-10	Granito
37	Granito	1-10	Granito
38	Granito	1-10	Granito
39	Granito	1-10	Granito
40	Granito	1-10	Granito
41	Granito	1-10	Granito
42	Granito	1-10	Granito
43	Granito	1-10	Granito
44	Granito	1-10	Granito
45	Granito	1-10	Granito
46	Granito	1-10	Granito
47	Granito	1-10	Granito
48	Granito	1-10	Granito
49	Granito	1-10	Granito
50	Granito	1-10	Granito
51	Granito	1-10	Granito
52	Granito	1-10	Granito
53	Granito	1-10	Granito
54	Granito	1-10	Granito
55	Granito	1-10	Granito
56	Granito	1-10	Granito
57	Granito	1-10	Granito
58	Granito	1-10	Granito
59	Granito	1-10	Granito
60	Granito	1-10	Granito
61	Granito	1-10	Granito
62	Granito	1-10	Granito
63	Granito	1-10	Granito
64	Granito	1-10	Granito
65	Granito	1-10	Granito
66	Granito	1-10	Granito
67	Granito	1-10	Granito
68	Granito	1-10	Granito
69	Granito	1-10	Granito
70	Granito	1-10	Granito
71	Granito	1-10	Granito
72	Granito	1-10	Granito
73	Granito	1-10	Granito
74	Granito	1-10	Granito
75	Granito	1-10	Granito
76	Granito	1-10	Granito
77	Granito	1-10	Granito
78	Granito	1-10	Granito
79	Granito	1-10	Granito
80	Granito	1-10	Granito
81	Granito	1-10	Granito
82	Granito	1-10	Granito
83	Granito	1-10	Granito
84	Granito	1-10	Granito
85	Granito	1-10	Granito
86	Granito	1-10	Granito
87	Granito	1-10	Granito
88	Granito	1-10	Granito
89	Granito	1-10	Granito
90	Granito	1-10	Granito
91	Granito	1-10	Granito
92	Granito	1-10	Granito
93	Granito	1-10	Granito
94	Granito	1-10	Granito
95	Granito	1-10	Granito
96	Granito	1-10	Granito
97	Granito	1-10	Granito
98	Granito	1-10	Granito
99	Granito	1-10	Granito
100	Granito	1-10	Granito

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC, 2025.

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

 SOUTHERN COPPER SOUTHERN PERU	DESDE		HASTA		ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :		Diorita		POR : Estefany Huaira		FECHA : 8-Sep-2025			SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA				
	E:	329092.12	E:	329061.38	DIP		DIP DIR		ALTERACION:		Propilitica		PROYECTO :		3040			230		
	N:	8091956.06	N:	8091935.45	65		330		UCS 3 / Tracc (Mp)		168.10		15.84		CELDA:			3040		
															SE			6 29		

														Condicion de las Discontinuidades (JC 1976)						
ID	Tipo de Estructura									Tipo de Relleno					Continuidad					
	Dip	Dip Dir	N de Estructuras	Abertura / Espesor (mm)	Continuidad (m)	Espaciamiento (m)	Overize (m)	N de Extremos Visibles	JRC	JCS	JR	JA	Abertura	Rugosidad	Relleno	Meteorizacion	Valor			
1	Js	79	335	1	1	16	0.2	0.3	1	Arc	7	13	15	4	3	4	4	3	18	
2	Js	28	220	2	1	14	0.3	0.3	2	Arc	7	13	15	4	3	4	4	4	19	
3	Js	55	220	3	1	14	0.3	0.2	2	Arc	7	13	15	4	3	4	4	3	18	
4																				
5																				
6																				
7																				
8																				
9																				
10																				
11																				

Comentarios : Las estructuras tienen una orientación favorable para la estabilidad, caída de pequeños bloques. (Control estructural débil).

CONDICION LAS JUNTAS DE JC									
Continuidad (m)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Abertura (mm)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Rugosidad	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Relleno (mm)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Meteorización	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1

CONDICION LAS JUNTAS DE JC									
Continuidad (m)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Abertura (mm)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Rugosidad	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Relleno (mm)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Meteorización	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)														
PARAMETRO	RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO										VALORACION			
RESISTENCIA (MPa)	<200	(15)	X	100-200	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2) <10(1) <3(0)	(2)	1	12	
RQD %	90-100	(20)		75-90	(17)	50-75	(13)	X	25-50	(8)	<25	(3)	2	10
ESPACIAMIENTO(m)	<3	(30)		1-3	(25)	0.30-1	(20)	X	0.05-0.30	(10)	<0.05	(5)	3	10
CONDICION DELAS JUNTAS JC	Superficies muy rugosas. Sin Continuidad. Sin Separación. Paredes de roca dura.	(25)		Superficies ligeramente rugosas. Separación <1mm. Paredes de roca dura	(20)	X		Superficies pulidas o con relleno <5mm. Apertura de 1-5mm. Continuidad de las discontinuidades	(12)		Relleno blando >5mm. O apertura >5mm. Continuidad de las discontinuidades	(6)	4	10
AQUA SUBTERRANEA	X			Totalmente Seco	(10)			Solo Humedo	(7)		Si se produce agua	(4)	5	10
ROCK MASS RATING '76														
CALIDAD DE MACIZO ROCOSO														
REGULAR														
RMR	0 - 20				21 - 40				41 - 60				61 - 80	
IDENTIFICACION EN EL PLANO									52					
CALIDAD GEOTECNICA	MUY MALA				MALA				REGULAR				BUENA	
													MUY BUENA	

*FF Macizo Rocoso: 6 *Jv: RQD: 40 % Blocksize: 0.2 m2

CONDICION LAS JUNTAS DE JC									
Continuidad (m)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Abertura (mm)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Rugosidad	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Relleno (mm)	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1
Meteorización	0-1-0	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1	1-1-1

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC, 2025.

MAPEO GEOTÉCNICO - SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA - MINA TOQUEPALA

 SOUTHERN COPPER SOUTHERN PERU	DESDE	HASTA	ORIENTACION DEL TALUD		ROCA :	Diorita	POR :	Estefany Huaira	FECHA :	8-Sep-2025	SUPERINTENDENCIA DE GEOTECNIA 		
	E: 329061.38	E: 328973.84	DIP	DIP DIR	ALTERACION:	Proplitica	PROYECTO :	3040	230				
	N: 8091935.45	N: 8091887.21	65	330	UCS 3 / Tracc (Mp)	205.54	19.37	CELDA:	3040	SE 6 30			

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 76/76)														
ID	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) / CLASIFICACION BIENIAWSKI (1976)										VALORACION			
	PARAMETRO										RANGO DE VALORES - VALOR ESTIMADO			
1	Js	39	311	2	1	14	0.5	0.3	1	Arc	7	3	15	4
2	Js	64	355	1	1	14	0.6	0.4	1	Arc	7	3	15	4
3	Js	75	356	2	1	14	0.5	0.4	2	Arc	7	3	15	4
4														
5														
6														
7														
8														
9														
10														
11														

Comentarios : Orientación de los taludes a favor del talud.

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 76/76)									
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 76/76)									
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 76/76)									
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10

CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES (JC 76/76)									
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Continuidad (m)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10
Abertura / Espesor (mm)	0-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10	1-10

Nota. Adaptado de la Superintendencia de Geotecnia. SPCC.

Anexo E. Cartilla de evaluación geotécnica para voladura

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

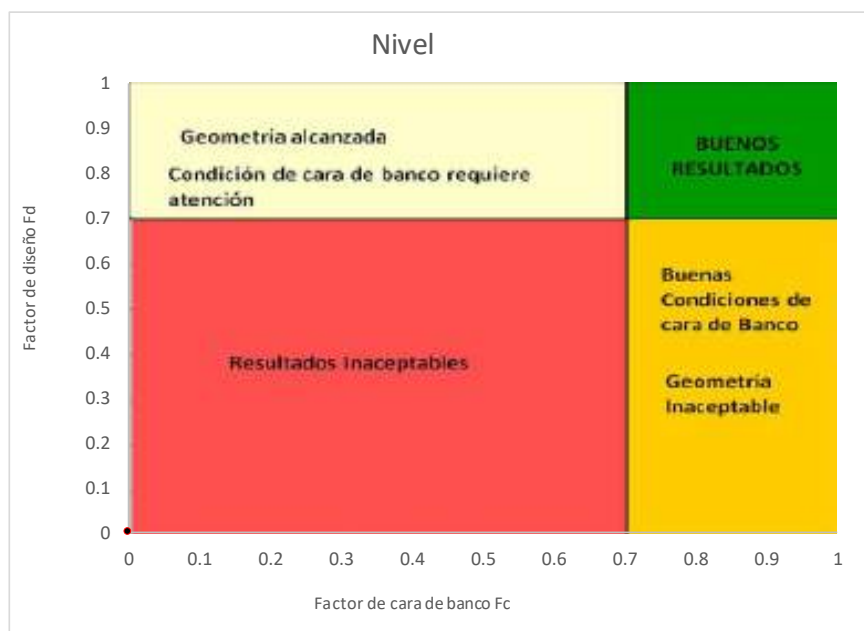
Evaluador: _____ Pared: _____ Nivel: _____ Dip/DipD: _____
 Fecha: _____ Litología: _____ Coordenadas: _____
 Código: _____

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades
	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta



Comentarios:

Nota. Adaptado de Read, J. y Stacey P. en Guidelines for open pit desing, 2009. SPPC, 2025.

Anexo F. Evaluación Wall Control del nivel 3055 SE

Wall Control – 3055_F06_SE_01

Wall Control			
Sección	Factor de Diseño	Factor de Condición	Wall Control
1	68.46	62	65.23
2	71.85	62	66.92
3	63.25	62	62.62
4	58.44	62	60.22
5	71.63	62	66.81
6	86.23	62	74.12
7	83.25	62	72.62
8	77.12	62	69.56
9	75.58	62	68.79
10	71.5	62	66.75
11	71.57	62	66.78
12	68.64	62	65.32
13	72.85	62	67.42
14	75.49	62	68.75
15	71.66	62	66.83
16	74.07	62	64.53
17	78.2	62	66.6
18	86.31	62	70.66
19	95.31	62	75.16
20	90.7	62	72.85
21	84.03	62	69.52
22	84.85	62	69.92
23	79.4	62	67.2
24	69.96	62	62.48
25	60.39	62	57.7
26	72.53	62	63.77
27	55.76	62	55.38
28	50.34	62	52.67
29	63.4	62	59.2
Promedio	73.9	62.00	67.95

Nota. Resultados de conciliación por sección. Elaboración propia.

Wall Control – 3055_F06_SE_02

Wall Control			
Sección	Factor de Diseño	Factor de Condición	Wall Control
30	59.78	55	57.39
31	72.27	55	63.63
32	86.80	55	70.9
33	66.63	55	60.81
34	88.94	55	71.97
35	78.63	55	66.81
36	90.83	55	72.91
37	81.62	55	68.31
38	71.03	55	63.02
39	71.96	55	63.48
40	84.17	55	69.59
41	89.97	55	72.48
42	88.18	55	71.59
43	88.11	55	71.56
44	87.84	55	71.42
45	85.47	55	70.23
Promedio	79.75	55.00	67.38

Nota. Resultados de conciliación por sección. Elaboración propia.

Wall Control – 3055_F06_SE_03

Wall Control			
Sección	Factor de	Factor de	Wall
1	79.11	68	73.56
2	71.25	68	69.62
3	82.15	68	75.08
4	77.73	68	72.87
5	86.26	68	77.13
6	72.22	68	70.11
7	75.99	68	72
8	77.48	68	72.74
9	76.75	68	72.38
10	77.72	68	72.86
11	81.4	68	74.7
12	79.24	68	73.62
13	85.4	68	76.7
14	74.42	68	71.21
15	65.07	68	66.53
16	71.36	68	69.68
17	77.5	68	72.75
18	76.59	68	72.3
19	72.31	68	70.16
20	72.96	68	70.48
21	85.75	68	76.88
22	80.11	68	74.06
23	75.67	68	71.84
24	89.12	68	78.56
25	80.6	68	74.3
26	88.75	68	78.38
27	75.32	68	71.66
28	78.5	68	73.25
29	71.89	68	69.94
30	78.77	68	73.38
31	66	68	67
32	78.38	68	73.19
33	74.24	68	71.12
34	67.47	68	67.73
35	67.89	68	67.94
36	63.27	68	65.64
37	78.98	68	73.49
38	78.02	68	73.01
39	78.17	68	73.09
40	70.13	68	69.06
41	71.88	68	69.94
42	68.12	68	68.06
43	59.79	68	63.89
Promedio	75.15	68	71.58

Nota. Resultados de conciliación por sección. Elaboración propia

Anexo G. Evaluación Wall Control del nivel 3040 SE

Wall Control – 3040_F06_SE_01

Wall Control			
Sección	Factor de Diseño	Factor de Condición	Wall Control
1	86.56	76	81.28
2	87.69	76	81.84
3	91.22	76	83.61
4	94.43	76	85.22
5	97.15	76	86.58
6	90.1	76	83.05
7	82.38	76	79.19
8	78.39	76	77.19
9	74.59	76	75.3
10	78.72	76	77.36
11	78.53	76	77.27
12	76.04	76	76.02
13	71.71	76	73.85
14	70.27	76	73.13
15	69.78	76	72.89
16	69.42	76	72.71
17	70.08	76	73.04
18	70.71	76	73.35
19	71.12	76	73.56
Promedio	80.08	76.00	78.04

Nota. Resultados de conciliación por sección. Elaboración propia.

Wall Control – 3040_F06_SE_02

Wall Control			
Sección	Factor de Diseño	Factor de Condición	Wall Control
20	71.6	58	64.8
21	68.91	58	63.45
22	80.16	58	69.08
23	81.32	58	69.66
24	88.88	58	73.44
25	84.53	58	71.27
26	67.59	58	62.8
27	64.35	58	61.17
28	62.96	58	60.48
29	63.59	58	60.8
30	66.03	58	62.02
31	69.31	58	63.66
32	77.04	58	67.52
33	74.41	58	66.2
34	83.93	58	70.97
35	80.29	58	69.15
36	81.76	58	69.88
37	84.83	58	71.41
38	83.14	58	70.57
39	85.13	58	71.56
40	84.1	58	71.05
41	86.97	58	72.48
42	84.24	58	71.12
43	80.87	58	69.44
Promedio	77.77	58.00	67.89

Nota. Resultados de conciliación por sección. Elaboración propia.

Wall Control – 3040_F06_SE_03

Wall Control			
Sección	Factor de Diseño	Factor de Condición	Wall Control
1	82.49	65	73.75
2	89.18	65	77.09
3	93.24	65	79.12
4	90.80	65	77.90
5	86.82	65	75.91
6	87.24	65	76.12
7	82.49	65	73.75
8	82.04	65	73.52
9	86.46	65	75.73
10	90.10	65	77.55
11	88.06	65	76.53
12	89.87	65	77.44
13	88.26	65	76.63
14	81.53	65	73.27
15	76.33	65	70.66
16	74.78	65	69.89
17	75.41	65	70.20
18	72.14	65	68.57
Promedio	84.50	65	74.75

Nota. Resultados de conciliación por sección. Elaboración propia.

Wall Control – 3040_F06_SE_04

Wall Control			
Sección	Factor de	Factor de	Wall
19	74.01	62	68.00
20	82.38	62	72.19
21	85.94	62	73.97
22	90.09	62	76.05
23	88.56	62	75.28
24	87.76	62	74.88
25	83.00	62	72.50
26	77.22	62	69.61
27	71.87	62	66.94
28	73.66	62	67.83
29	75.85	62	68.92
30	77.27	62	69.63
31	80.84	62	71.42
32	85.28	62	73.64
33	78.87	62	70.44
Promedio	82.24	62	72.12

Nota. Resultados de conciliación por sección. Elaboración propia.

Wall Control – 3040_F06_SE_05

Wall Control			
Sección	Factor de	Factor de	Wall
34	72.71	55	63.85
35	75.35	55	65.17
36	83.03	55	69.02
37	92.83	55	73.91
38	92.88	55	73.94
39	90.90	55	72.95
40	82.69	55	68.84
441	72.92	55	63.96
42	69.77	55	62.38
43	66.96	55	60.98
Promedio	80.09	55	67.55

Nota. Resultados de conciliación por sección. Elaboración propia.

Anexo H. EVALUACIÓN GEOTÉCNICA DE VOLADURA

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

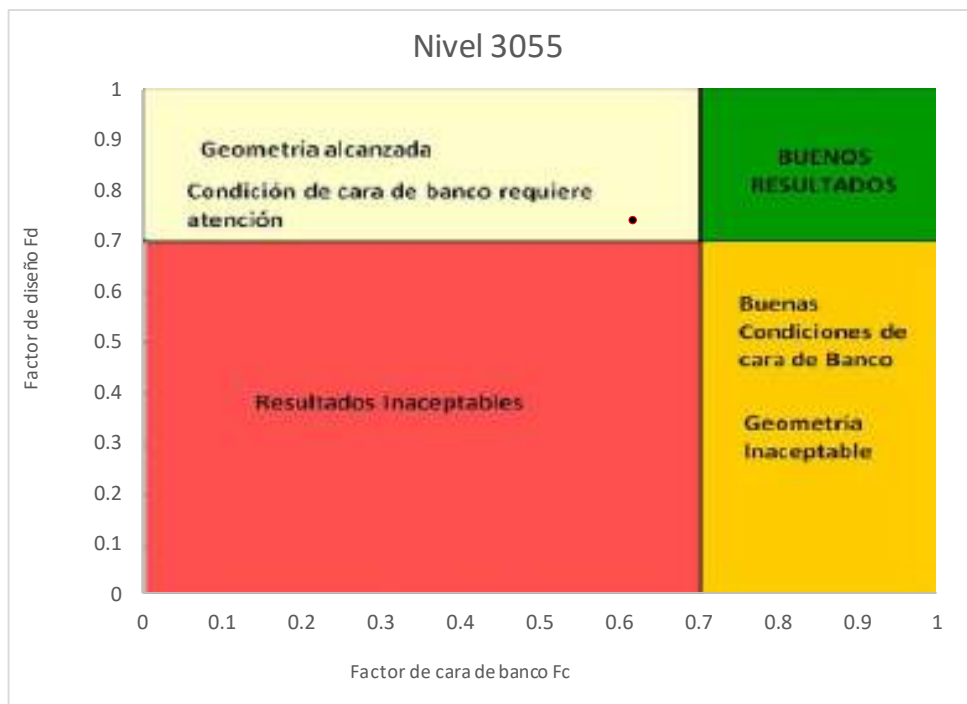
Evaluador: Estefany Huaira Pared: SE Nivel: 3055
 Fecha: 12-Jun-25 Litología: Di-prop Código: 3055_SE_F06_01

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe	
29.59	9.31	35	73.9

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades	
0	12	7	
Formación Bloque	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta	
15	15	13	62



Comentarios: Macizo rocoso Di-prop.

Nota. Elaboración propia.

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

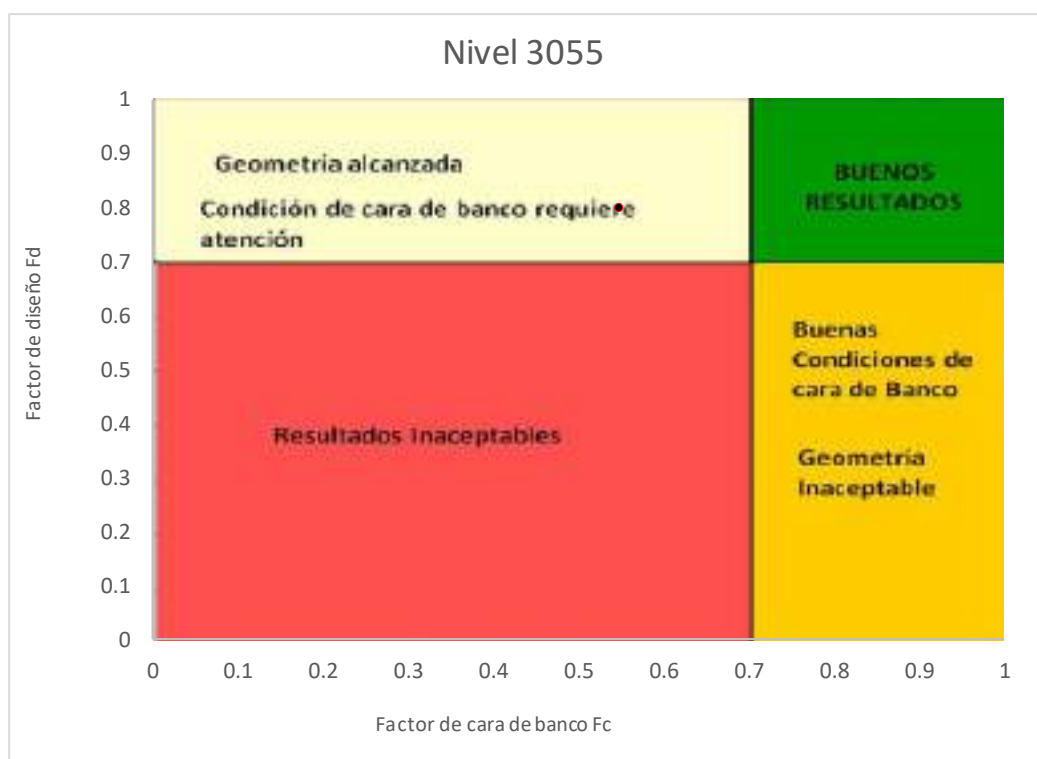
Evaluador: Estefany Huaira Pared: SE Nivel: 3055
 Fecha: 12-Jun-25 Litología: Di-prop Código: 3055_SE_F06_02

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe	
36.18	9.67	33.9	79.75

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades	
0	7	6	
Formación Bloque	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta	
17	12	13	55



Comentarios: Macizo rocoso Di-prop. No hay filtración de agua. No se observan muchas
fracturas inducidas. Sistema de diaclasas subverticales.

Nota. Elaboración propia.

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

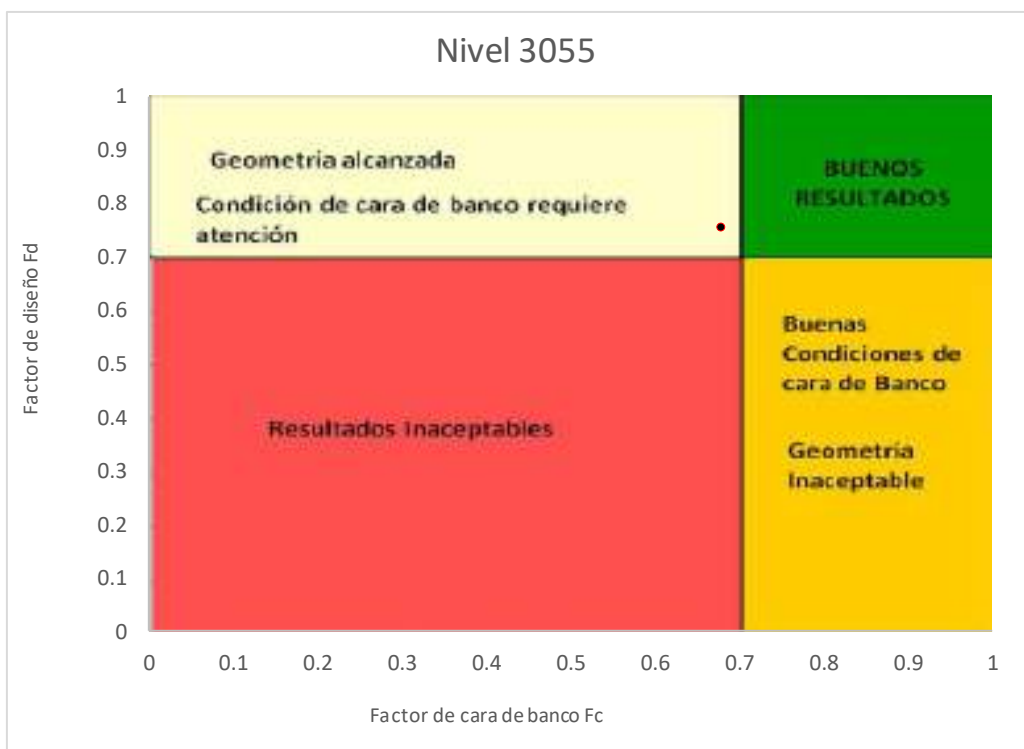
Evaluador: Estefany Huaira Pared: SE Nivel: 3055
 Fecha: 12-Jun-25 Litología: Di-prop Código: 3055_SE_F06_03

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe	
31.24	8.68	35.23	75.15

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades	
0	10	8	
Formación Bloque	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta	
18	17	15	68



Comentarios: Macizo rocoso Di-prop. Sistema de diaclasas verticales a favor del talud.

Nota. Elaboración propia.

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

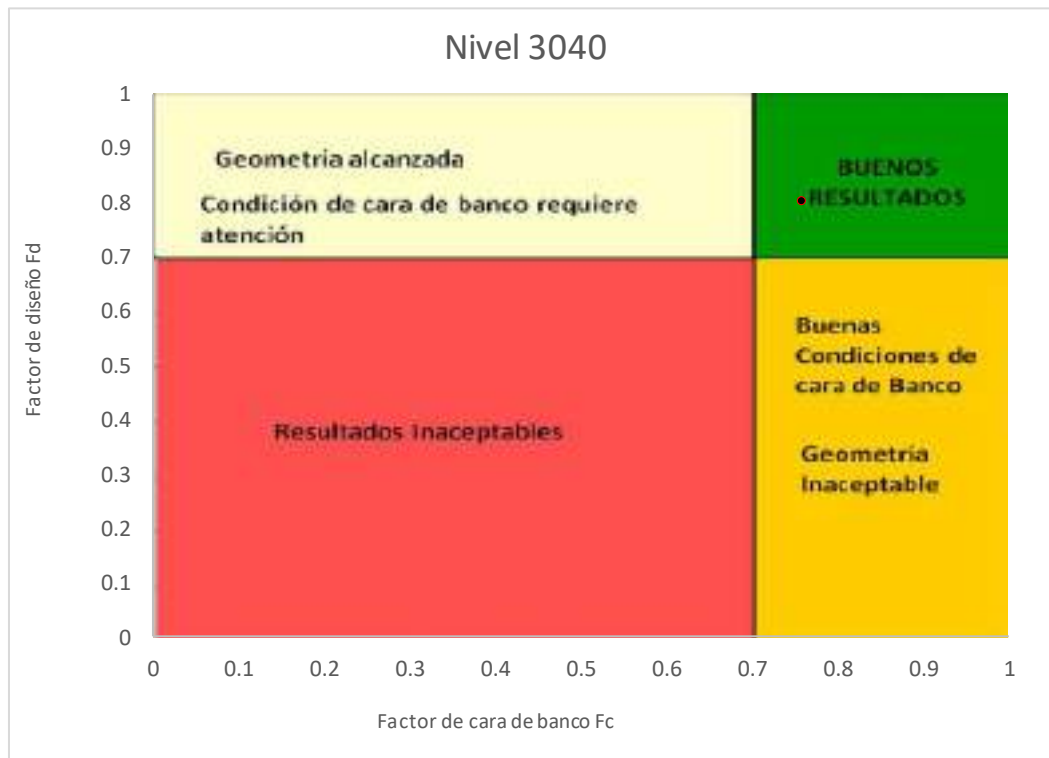
Evaluador: Estefany Huaira Pared: SE Nivel: 3040
Fecha: 7-Aug-25 Litología: Di-prop Código: 3040_SE_F06_01

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe	
34.11	9.63	36.34	80.08

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades	
10	10	8	
Formación Bloque	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta	
15	18	15	76



Comentarios: Macizo rocoso Di-prop. Se llegó a diseño de cresta y toe.

Nota. Elaboración propia.

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

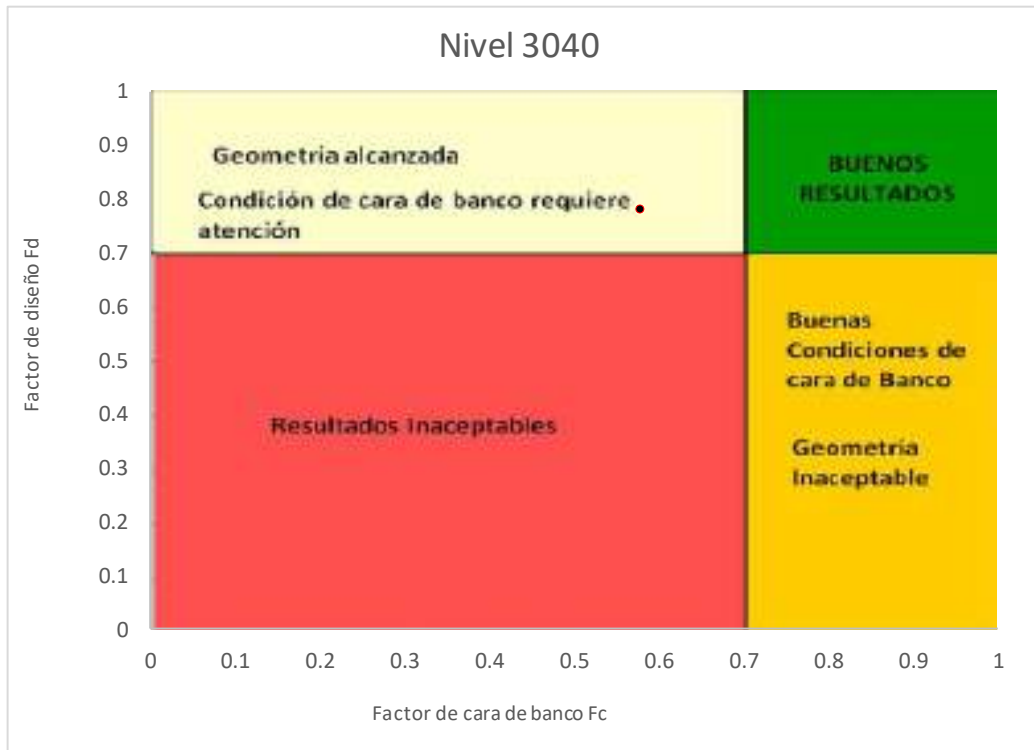
Evaluador: Estefany Huaira Pared: SE Nivel: 3040
 Fecha: 7-Aug-25 Litología: Di-prop Código: 3040_SE_F06_02

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe	
34.05	9.88	33.84	77.77

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades	
0	10	8	
Formación Bloque	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta	
15	15	10	58



Comentarios: Macizo rocoso Di-prop. Perdida de cresta en algunos puntos. Se debe realizar un
tratamiento especial por mecanismo de rotura planar.

Nota. Elaboración propia.

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

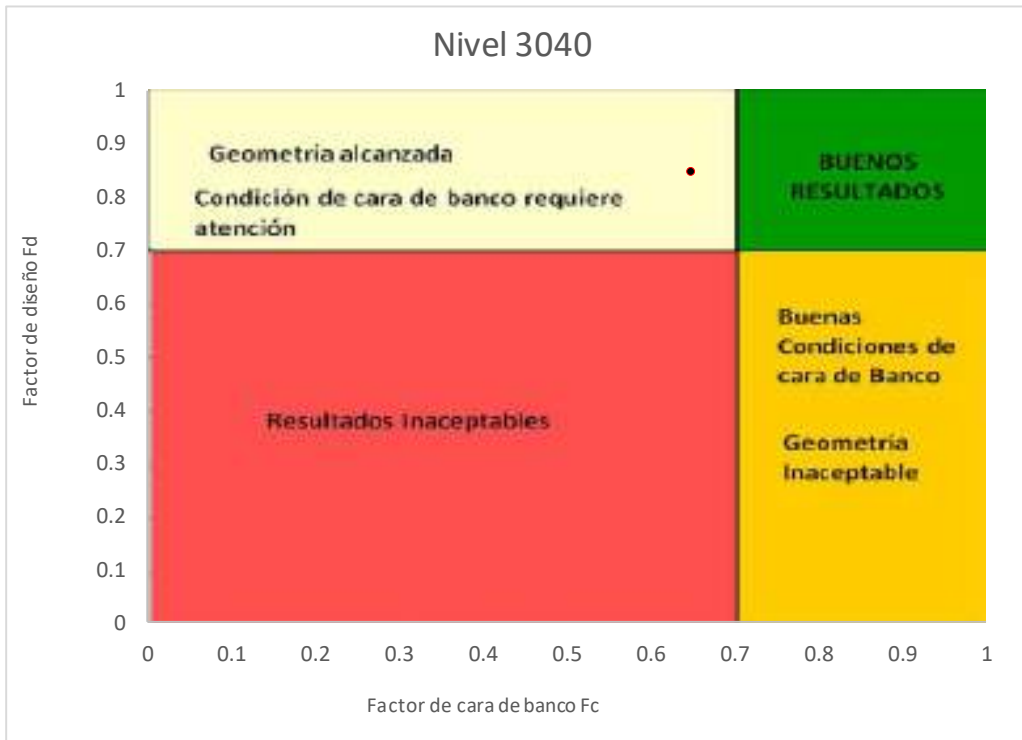
Evaluador: Estefany Huaira Pared: SE Nivel: 3040
Fecha: 8-Aug-25 Litología: Di-prop Código: 3040_SE_F06_03

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe	
38.38	9.53	36.59	84.5

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades	
0	10	7	
Formación Bloque	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta	
15	18	15	65



Comentarios: Macizo rocoso Di-prop.

Nota. Elaboración propia.

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

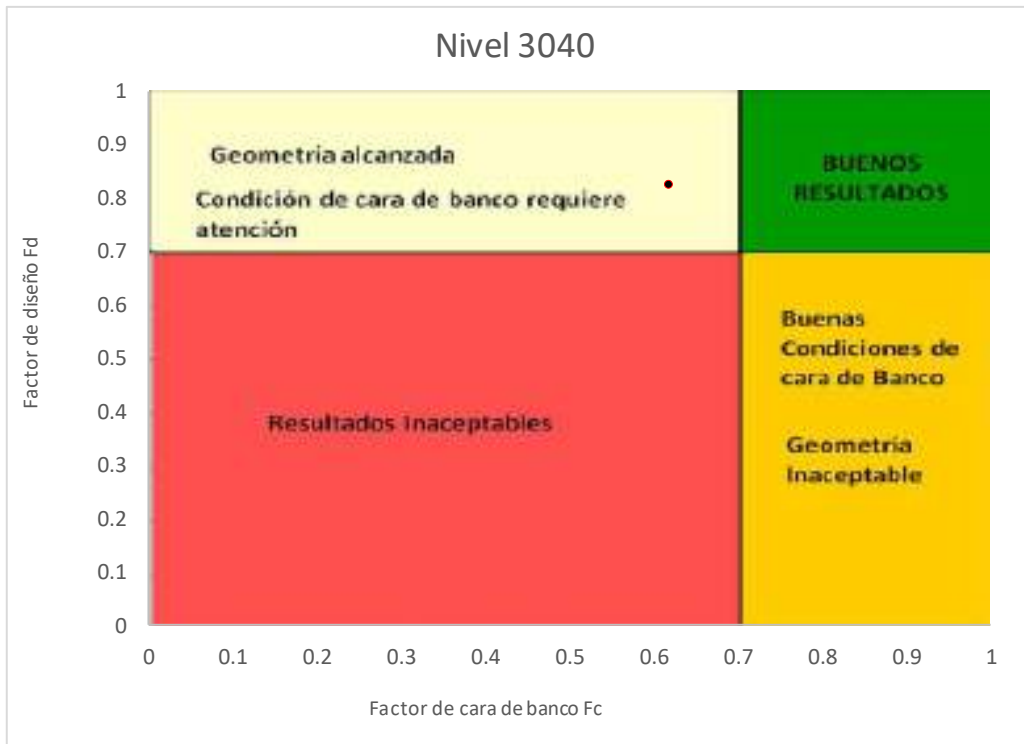
Evaluador: Estefany Huaira Pared: SE Nivel: 3040
Fecha: 8-Aug-25 Litología: Di-prop Código: 3040_SE_F06_04

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe	
36.19	9.72	36.33	82.24

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades	
0	10	7	
Formación Bloque	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta	
15	15	15	62



Comentarios: Macizo rocoso Di-prop.

Nota. Elaboración propia.

EVALUACION GEOTECNICA DE VOLADURA

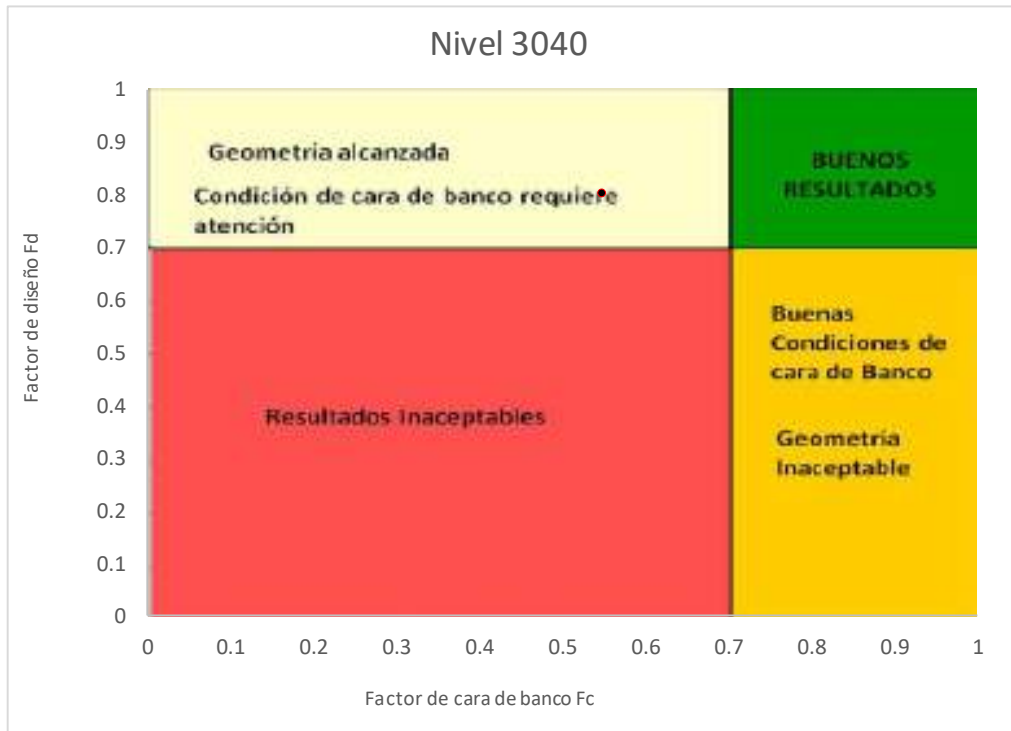
Evaluador: Estefany Huaira Pared: SE Nivel: 3040
Fecha: 8-Aug-25 Litología: Di-prop Código: 3040_SE_F06_05

FACTOR DE DISEÑO (Fd)

Angulo de Cara de Banco	Ancho de Catch Bench	Posición de Toe	
37.01	9.49	33.59	80.09

CONDICIONES DE CARA DE BANCO (Fc)

Medias Cañas	Rotura Roca Intacta	Abertura Discontinuidades	
0	7	6	
Formación Bloque	Perfil de Cara de Banco	Condición de Cresta	
15	15	12	55



Comentarios: Macizo rocoso Di-prop. Alteración por falla. Fallas planares con dip/dipD 74°/339°.

Nota. Elaboración propia.