

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Implementación de un plan de instrumentación de monitoreo
geotécnico – Caso Castellanos**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Carlos Enrique Morante Arroyo

 [0009-0001-2528-8675](https://orcid.org/0009-0001-2528-8675)

Asesor

MSc. Adolfo Jesús Chavez Valdivia

 [0000-0003-0625-1495](https://orcid.org/0000-0003-0625-1495)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Morante Arroyo [1]
Referencia/Reference	[1] C. Morante Arroyo, <i>“Implementación de un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico – Caso Castellanos”</i> [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Morante, 2025)
Referencia/Reference	Morante, C. (2025). <i>Implementación de un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico – Caso Castellanos</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Este trabajo va dedicado a mi amada familia, que me dio valores, me incentivó a estudiar, que me apoyó durante mi carrera y me sigue apoyando como profesional. Todos mis logros van dedicados a ellos: mi padre, mi madre, mi hermana y mi amada esposa.

Agradecimientos

Agradezco a REDCO y al Dr. Enrique Rubio, que me dio la oportunidad de liderar este proyecto donde aplicamos esta metodología. Además, a Cody Gomez, Felipe Rojas, Christian Huamán y Yerandys Acanda, colegas y amigos con los que trabajamos en este proyecto.

Resumen

La presente investigación desarrolla la implementación de un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico considerando una metodología basada en el riesgo, la cual en base a las condiciones geotécnicas y el rendimiento operativo de los taludes de cada dominio geotécnico permite definir un nivel de riesgo para luego recomendar un sistema de monitoreo geotécnico ad-hoc al nivel de riesgo de cada dominio geotécnico. Para ello, se desarrollan análisis geotécnicos de estabilidad para identificar los mecanismos de falla en cada dominio geotécnico. Esta metodología se aplicó en la mina a cielo abierto Los Castellanos, ubicada en Cuba, la cual ha manifestado en los últimos años problemas de estabilidad a escala de banco y escala interrampa que han generado interrupciones en las operaciones. Como resultado de la investigación, se identificaron en 6 de los 7 dominios geotécnicos un riesgo crítico, por lo que se definió un sistema de monitoreo compuesto por un radar, estación total robotizada, extensómetros, inclinómetros y piezómetros que permitan lecturas en tiempo real, además de la definición de un protocolo de monitoreo y vigilancia, y una matriz de comunicaciones efectiva que permita tener un sistema de alarma robusto ante potenciales eventos de inestabilidad para mantener la seguridad de las personas y activos de la compañía.

Palabras clave — Monitoreo geotécnico, metodología basada en el riesgo, taludes, mecanismos de falla, estabilidad, protocolo de monitoreo, plan de instrumentación.

Abstract

Summarize your research and be efficient in your writing. It must include a synthetic description of the topic, its hypothesis, the research method used and the main conclusions. It should not exceed 250 words. Four “keywords” in Spanish and English (keywords) will be included, placed immediately after the summary and the abstract.

This research develops the implementation of a geotechnical monitoring instrumentation plan considering a risk-based methodology, which based on the geotechnical conditions and the operational performance of the slopes of each geotechnical domain allows defining a risk level to then recommend a geotechnical monitoring system ad-hoc to the risk level of each geotechnical domain. To this end, geotechnical stability analyses were developed to identify the failure mechanisms in each geotechnical domain. This methodology was applied in the Los Castellanos open pit mine, located in Cuba, which in recent years has stability problems at bench and inter-ramp scale that had generated interruptions in operations. As a result of the research, a critical risk was identified in 6 of the 7 geotechnical domains, therefore a monitoring system was defined consisting of a radar, robotic total station, extensometers, inclinometers and piezometers that should allow real-time readings, in addition to the definition of a monitoring and surveillance protocol, and an effective communications matrix that allows having a robust alarm system in case of potential instability events to maintain the safety of people and assets of the company.

Keywords — Geotechnical monitoring, risk-based methodology, slopes, failure mechanisms, stability, response plan, instrumentation plan.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xviii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades	1
1.2 Planteamiento del problema de investigación.....	1
1.2.1 Descripción del problema	1
1.2.2 Formulación del problema	2
1.3 Objetivos de la investigación	2
1.3.1 Objetivo general	2
1.3.2 Objetivos específicos.....	2
1.4 Antecedentes de la investigación	3
1.4.1 Antecedentes internacionales.....	3
1.4.2 Antecedentes locales	5
1.5 Hipótesis de la investigación	6
1.5.1 Hipótesis general.....	6
1.5.2 Hipótesis específicas.....	6
1.6 Variables	6
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	8
2.1 Marco teórico.....	8
2.1.1 Clasificaciones geomecánicas.....	8
2.1.2 Propiedades de resistencia	15
2.1.3 Ensayos de laboratorio	22
2.1.4 Estructuras geológicas	31
2.1.5 Modelos geotécnicos.....	33
2.1.6 Análisis de estabilidad de taludes.....	35

2.1.7	Métodos de monitoreo e instrumentación	40
2.1.8	Metodología de análisis de estabilidad	47
2.1.9	Metodología basada en el riesgo.....	48
2.2	Tipo y diseño de la investigación	54
2.3	Unidad de análisis	55
2.4	Matriz de consistencia	55
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		56
3.1	Recolección de datos	56
3.1.1	Caso Mina Castellanos.....	56
3.1.2	Investigaciones geotécnicas básicas.....	73
3.2	Desarrollo de modelos analíticos.....	90
3.2.1	Estereografía.....	90
3.2.2	Análisis de estabilidad a escala banco	93
3.2.3	Parámetros de construcción de modelos analíticos	97
3.2.4	Modelos constitutivos	97
3.2.5	Criterios de aceptabilidad de estabilidad	98
3.2.6	Back análisis de evento de inestabilidad	98
3.2.7	Secciones para modelos analíticos	100
3.2.8	Modelos analíticos.....	102
3.3	Plan de instrumentación de monitoreo geotécnico	108
3.3.1	Aplicación de metodología basada en el riesgo.....	108
3.3.2	Plan de instrumentación de sistema de monitoreo	111
3.3.3	Protocolo de monitoreo y vigilancia	119
3.3.4	Matriz de comunicaciones	127
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados		129
4.1	Análisis cinemático	129
4.2	Análisis de estabilidad con modelos analíticos	130
4.3	Análisis de sistema de monitoreo geotécnico a implementar	132

4.4	Análisis de costo-beneficio	141
	Conclusiones	143
	Recomendaciones	145
	Referencias bibliográficas	147
	Anexos	150

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Correlaciones entre sistemas de clasificación de macizo rocoso	15
Tabla 2 : Condiciones de equilibrio estático satisfechas por el método de las dovelas ...	39
Tabla 3 : Criterios de aceptabilidad de taludes.....	40
Tabla 4 : Factores de índice de condición geotécnica (ICG)	49
Tabla 5 : Factores de índice de desempeño del diseño (IDD).....	49
Tabla 6 : Condiciones a evaluar para definición de índice de estabilidad de taludes	50
Tabla 7 : Descripción cualitativa de probabilidad de ocurrencia de evento de inestabilidad por Índice de Estabilidad de Taludes.....	51
Tabla 8 : Matriz de riesgo para evaluación de sistema de monitoreo	52
Tabla 9 : Recomendaciones de sistema de monitoreo, frecuencia de monitoreo y frecuencia de reportes acorde al nivel de riesgo.....	53
Tabla 10: Parámetros de diseño del tajo Los Castellanos.....	70
Tabla 11: Criterios de diseño de rampas de acceso y camiones de acarreo.....	71
Tabla 12: Lista de equipos disponibles para la explotación de la mina Los Castellanos ..	72
Tabla 13: Estadísticas descriptivas del GSI por litología	78
Tabla 14: Resumen de densidades por tipo de roca	78
Tabla 15: Resumen de mediciones de densidad de mineral promedio	79
Tabla 16: Resumen de resultados de ensayos de laboratorio (WSP, 2016).....	79
Tabla 17: Resumen de parámetros geotécnicos básicos	80
Tabla 18: Resultados de ensayos de laboratorio de la campaña SGT	81
Tabla 19: Resultados de potencialidad de falla en análisis cinemático para cada dominio geotécnico y dirección de banco	91
Tabla 20: Mecanismos de falla por dominio geotécnico del tajo Castellanos	93
Tabla 21: Parámetros de diseño y familia de estructuras para análisis de falla planar en el DM3.....	93

Tabla 22: Parámetros de diseño y familia de estructuras para análisis de falla en cuña en el DM4	95
Tabla 23: Parámetros de diseño y familia de estructuras para análisis de falla por vuelco en el DM7.....	96
Tabla 24: Definición modelos constitutivos y parámetros por litología o material	98
Tabla 25: Modelos constitutivos y definición de propiedades calibradas	100
Tabla 26: Resumen de condición de estabilidad por dominio geotécnico para escenario 2.....	105
Tabla 27: Resumen de condición de estabilidad por dominio geotécnico para escenario 3	105
Tabla 28: Actores de seguridad obtenidos en cada sección modelada	106
Tabla 29: Factor de estabilidad de taludes para el tajo Castellanos por dominio geotécnico.....	108
Tabla 30: Nivel de riesgo asociado a cada dominio geotécnico	109
Tabla 31: Sistemas de monitoreo y frecuencia de monitoreo recomendada por dominio geotécnico del tajo Castellanos.....	111
Tabla 32: Ubicación de componentes de sistema de monitoreo para pit actual (corto plazo) – Escenario con radar	113
Tabla 33: Ubicación de componentes de sistema de monitoreo para pit final (mediano – largo plazo) – Escenario con radar.....	116
Tabla 34: Resumen de actividades del vigilante	120
Tabla 35: Tabla de niveles de exposición según el tipo de comportamiento y umbrales de velocidad media	122
Tabla 36: Descripción de estados según componentes de matriz de riesgos	123
Tabla 37: Protocolo a seguir por el vigilante ante estados de vigilancia en el tajo.....	124
Tabla 38: Protocolo post evento geotécnico alertado o no alertado	124
Tabla 39: Protocolo de trabajos cercanos a banco de 6m.....	125
Tabla 40: Protocolo de trabajos especiales.....	126

Tabla 41: Protocolo ante falla de equipos de monitoreo.....	126
Tabla 42: Protocolo ante fallas de energía y plataformas de vigilancia	127
Tabla 43: Lista de registros, reportes e informes	128
Tabla 44: Ratios de éxito de métodos de monitoreo	132
Tabla 45: Resumen de tipos de sistema de monitoreo y ratio de éxito.....	134
Tabla 46: Ubicación de componentes de sistema de monitoreo para pit actual (corto plazo) - Escenario sin radar.....	135
Tabla 47: Ubicación de componentes de sistema de monitoreo para pit final (mediano – largo plazo) – Escenario sin radar	138
Tabla 48: Matriz de consecuencias y costos de remediación ante eventos de inestabilidad	141
Tabla 49: Costos de inversión de alternativa con radar y estación total robotizada.....	142

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Deslizamiento de morrenas en el tajo Koashva de la mina Vostochny.....	3
Figura 2 : Fotografía del deslizamiento en Bingham Canyon ocurrido el 10 de abril de 2013	4
Figura 3 : Parámetros de sistema de clasificación RMR	10
Figura 4 : Puntuaciones para resistencia de la roca intacta	11
Figura 5 : Puntuaciones para RQD	11
Figura 6 : Puntuaciones para espaciamiento de discontinuidades	12
Figura 7 : Parámetros de condiciones de discontinuidades.....	12
Figura 8 : Índice de resistencia geológico (GSI).....	14
Figura 9 : Curva esfuerzo-deformación ilustrando varios parámetros mecánicos.....	16
Figura 10: Diagrama que muestra la transición de roca intacta a macizo rocoso con incremento del tamaño de muestra o área de evaluación.	17
Figura 11: Criterio de falla de Mohr-Coulomb	19
Figura 12: Lineamientos para estimar el factor de disturbancia D.....	21
Figura 13: Puntos de carga y requerimiento de dimensiones para (a) Ensayo Diametral, (b) Ensayo axial, (c) Ensayo de bloques, y (d) Ensayo de pedazos irregulares .	23
Figura 14: Típicos modos de falla para ensayos válidos e inválidos – (a) Ensayos diametrales válidos; (b) Ensayos axiales válidos; (c) Ensayos de bloque válidos; (d) Ensayos de testigos inválidos; y (e) Ensayos axiales inválidos	24
Figura 15: Métodos de cálculo del Módulo de Young en una curva esfuerzo – deformación axial	26
Figura 16: Formato para la presentación de gráficos	27
Figura 17: Configuración del ensayo de tracción indirecta.....	28
Figura 18: Configuración esquemática del ensayo. Caja de corte directo con un especimen encapsulado.....	29

Figura 19: Presentación típica de los resultados de un ensayo de corte directo: (a) Esfuerzo cortante y desplazamiento de corte y (b) Esfuerzo cortante y esfuerzo normal.....	30
Figura 20: Círculos de Mohr de ensayo triaxial en suelos cohesivos	31
Figura 21: Terminología para definir la orientación de discontinuidades: a) vista isométrica del plano, dirección de buzamiento (dip direction) y buzamiento (dip); b) vista en planta del plano; c) vista isométrica de la línea (trend y plunge)	32
Figura 22: Representación estereográfica del plano y línea en el hemisferio inferior de la esfera de referencia.....	33
Figura 23: Componentes para conformar un modelo geotécnico	34
Figura 24: Procesos de diseño de taludes	36
Figura 25: Tipos principales de fallas en taludes, y condiciones de geología estructura que causan estas fallas	38
Figura 26: Superficie circular típica de deslizamiento.....	39
Figura 27: Diagrama esquemático de extensómetro (modificado por Hogarth et al. 2017) y foto mostrando el monitoreo del talud de una desmontera.	41
Figura 28: Ejemplo de estación total posicionada en refugio.....	42
Figura 29: Mapa de desplazamiento acumulado después de tres días de mediciones	43
Figura 30: Procedimiento de procesamiento de nube de puntos, incluyendo la generación de una superficie desde la nube de puntos y reconocimiento automático de discontinuidades persistentes.....	44
Figura 31: Principios de monitoreo de inclinómetros para detectar la ubicación y desplazamientos desarrollados a lo largo de una superficie de deslizamiento	45
Figura 32: Relación entre el nivel total de agua subterránea y la presión de poros.....	45
Figura 33: Tipos de piezómetros Casagrande.....	46
Figura 34: Ejemplos de piezómetros de cuerda vibrante (VWP)	46
Figura 35: Metodología de evaluación de estabilidad y definición de sistema de monitoreo..	48

Figura 36: Enfoque jerárquico de sistema de monitoreo basado en el riesgo	54
Figura 37: Matriz de consistencia del proyecto de investigación: “Implementación de un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico – Caso Castellanos”	55
Figura 38: Ubicación Mapa de ubicación geográfica, de yacimientos y manifestaciones en los campos minerales Santa Lucía – Castellanos (arriba) y Matahambre (debajo)	56
Figura 39: Mapa de yacimientos minerales de Cuba.....	57
Figura 40: Mapa geológico general del área de Pinar del Rio, Cuba occidental.....	58
Figura 41: Mapa geomorfológico de Cuba	58
Figura 42: Plano geológico de la mina Castellanos.....	61
Figura 43: Mapa isoyético hiperanual del periodo 1961-2000 en Cuba.....	64
Figura 44: Vista en planta de mina Los Castellanos	64
Figura 45: Vista al norte de mina Los Castellanos	65
Figura 46: Vista en planta de diseño del LOM de mina Los Castellanos	65
Figura 47: Vista al norte de diseño de LOM de mina Los Castellanos	66
Figura 48: Fases de minado de la mina Los Castellanos (Modelo 3D).....	67
Figura 49: Fases de explotación de la mina Los Castellanos (Vista en sección).....	67
Figura 50: Vista en planta del diseño de la mina Los Castellanos.....	68
Figura 51: Sección transversal AA' en zona Oeste (Susana)	68
Figura 52: Sección transversal BB' en zona Este (Farallón).....	69
Figura 53: Perfil longitudinal de la mina Los Castellanos.	69
Figura 54: Vista en planta y secciones del modelo litológico.....	73
Figura 55: Vista en planta de dominios geotécnicos, ubicación de sondajes y mapeos geotécnicos.	74
Figura 56: Estereogramas de campaña de core orientado BH por dominio geotécnico ...	75
Figura 57: Estereogramas de mapeos superficiales por dominio geotécnico	76
Figura 58: Plano geológico-estructural de la mina Los Castellanos..	77

Figura 59: Vista isométrica de ubicación de sondajes con información geotécnica y mapeos superficiales	77
Figura 60: Vista de la pared sur del sector Farallón	82
Figura 61: Cota -30, zona de lutitas en pared sur del sector Farallón	82
Figura 62: Zona de lutitas en pared sur de sector Farallón con presencia de agua.....	83
Figura 63: Zona de lutitas en pared sur de sector Farallón con flujo de agua en pared de banco.....	83
Figura 64: Lutitas en pie de banco de talud de la pared sur del sector Farallón.....	84
Figura 65: Vista a la pared suroeste del sector Susana	84
Figura 66: Vista a la pared sur del sector Susana.....	85
Figura 67: Pérdidas de berma en paredes de pit final de la zona Farallón	86
Figura 68: Cresta de banco cota -12. Grieta de tracción con presencia de agua	86
Figura 69: Vista de la pared norte del tajo Castellanos	87
Figura 70: Vista de las crestas de la pared norte del tajo Castellanos	87
Figura 71: Vista desde el mirador hacia las paredes sur y norte del tajo Castellanos	88
Figura 72: Peligro sísmico de Cuba en términos de aceleración pico (PGA), 10% de probabilidad de excedencia y periodo de recurrencia 475 años.....	89
Figura 73: Mapa de ciudades cubanas en alerta sísmica.....	89
Figura 74: Análisis cinemático tipo cuña y planar para el sector 2	90
Figura 75: Análisis cinemático tipo vuelco y planar en el sector 5.....	91
Figura 76: Diagrama del análisis cinemático para el tajo Castellanos	92
Figura 77: Gráfico de barras de potencial de falla por dominio geotécnico y pit global.....	92
Figura 78: Resultados de modelo de falla planar (escala banco) – DM3.....	94
Figura 79: Sección de modelo de falla planar (escala banco) – DM3.....	94
Figura 80: Resultados de modelo de falla en cuña (escala banco) – DM4	95
Figura 81: Resultados de modelo de falla por vuelco (escala banco) – DM7	96
Figura 82: Recomendaciones típicas para la ubicación de límites artificiales del campo lejano en los análisis de estabilidad de taludes.....	97

Figura 83: Evento de inestabilidad de 4 bancos en pared sur de la zona Farallón	99
Figura 84: Resultados de modelo de equilibrio límite a escala interrampa para cuatro bancos en lutita	99
Figura 85: Secciones para modelos analíticos 2D en pit actual (izquierda) y pit final (derecha)	101
Figura 86: Sección A procesada en el pit final de la zona Farallón	101
Figura 87: Resultados modelo equilibrio límite, Segundo escenario, Sección A, Pit Actual	103
Figura 88: Resultados modelo equilibrio límite, Segundo escenario, Sección A, Pit Final	103
Figura 89: Resultados modelo equilibrio límite, Segundo escenario, Sección H, Pit Final	104
Figura 90: Vista en planta de dominios geotécnicos y nivel de riesgo de estabilidad de taludes. Crítico (rojo), Alto (naranja)	109
Figura 91: Plano de instrumentación para pit actual (corto plazo) – Escenario con radar	112
Figura 92: Plano de instrumentación para pit final (mediano – largo plazo) – Escenario con radar	115
Figura 93: Gráfico de tendencias de comportamientos	121
Figura 94: Plano de instrumentación para pit actual (corto plazo) – Escenario sin radar	134
Figura 95: Plano de instrumentación para pit final (mediano – largo plazo) – Escenario sin radar	137

Introducción

Las operaciones mineras a cielo abierto se desarrollan en contextos geológicos muy complejos que son muy distintos en cada región del mundo, por lo que es de vital importancia desarrollar campañas de estudio en el área de influencia del proyecto. Estas campañas deben apuntar a caracterizar las condiciones geotécnicas de la zona mineralizada y de las rocas encajonantes del yacimiento ya que el diseño de los taludes se realiza en su mayoría en las zonas de estéril.

En base a las propiedades y caracterización geotécnica recolectadas en la etapa de estudio, se realizan análisis de estabilidad con diferentes parámetros de diseño para poder definir los parámetros de diseño que el área de planificación considerará para realizar el diseño de la mina a cielo abierto, sus fases y los ángulos de las paredes finales. Este diseño debe ser estable durante toda la vida de la mina y los años posteriores al cierre que requiera la legislación de la región donde se realiza la mina.

Lo mencionado anteriormente, es una breve descripción del proceso de diseño para una mina a cielo abierto, sin embargo, existen componentes que hacen complejo este trabajo, como las limitaciones de los equipos de recolección de información, que en muchos casos suelen tener un error natural de medición, la inexperiencia de los encargados de definir las campañas de caracterización geotécnica, las limitaciones económicas para destinar un fondo apropiado para realizar ensayos o estudios geotécnicos y la variabilidad del medio rocoso natural, la cual agrega mucha complejidad y requiere mucha información para caracterizar con un nivel de confiabilidad aceptable el yacimiento.

Es por esto que muchos proyectos inician su operación sin una robusta base de información geotécnica y por lo tanto, los parámetros de diseños concebidos en un inicio, suelen tener un desempeño pobre durante las etapas de operación. Para agravar la situación, durante las primeras etapas de desarrollo del proyecto, no se actualiza la información geotécnica, lo cual es un problema grave ya que no permite identificar a tiempo

potenciales zonas críticas que no se hayan reconocido en las primeras etapas de estudio que puedan dar problemas de estabilidad de taludes.

Es por estas razones, que es necesario, además de cubrir estas demandas de recolección de investigación geotécnica, monitorear la estabilidad de los taludes, con el objetivo de identificar a tiempo o en el mejor de los casos, predecir, potenciales eventos de inestabilidad que puedan poner en riesgo la seguridad del personal y de los activos de la compañía.

Existen diversos sistemas de monitoreo tales como las estaciones totales, extensómetros, inclinómetros, radares, escáner, etc., los cuales varían en una gran variedad de precios. Es por lo que se debe sustentar adecuadamente los sistemas de monitoreo necesarios para evitar sobre costos. Cada sistema de monitoreo tiene sus limitaciones, por lo que debemos identificar para que mecanismo de falla funciona cada uno.

Una metodología que ayuda a sustentar la selección de sistemas de monitoreo es la metodología basada en el riesgo, la cual permite definir para cada dominio geotécnico existente en el tajo Castellanos un nivel de riesgo que se compone de una variable de condición geotécnica y otra de desempeño geotécnico. Y en base al nivel de riesgo, se define un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico.

Esta metodología fue aplicada en la mina a cielo abierto Los Castellanos, la cual es una mina actualmente en operación, y que ha presentado en los últimos años eventos de inestabilidad a escala de banco e interrampa que han generado retrasos y detenciones en las operaciones. El más significativo ocurrió en una de las paredes del sector sur de la mina, donde ocurrió un evento de inestabilidad en 4 bancos, donde se formó una cuña que inhabilitó este sector, teniendo que definir un pushback adicional para recuperar el sector, lo cual tiene un impacto negativo en la rentabilidad del proyecto.

Mientras que las condiciones geotécnicas del tajo Castellanos son desfavorables en la mayoría de dominios geotécnicos debido a las fuertes lluvias que ocurren en la región y que recargan el nivel freático actual, y el cual aflora en las paredes intermedias del talud

final, además de que un sector de lutitas de muy mala calidad aflora en los niveles más profundos de la pared sur del tajo, el cual no ha sido identificado en los modelos geológicos o geotécnicos previos, y para el cual se han mantenido los parámetros de diseños que se definieron para los niveles superiores, donde predominan las areniscas, las cuales tienen una mejor competencia en comparación con las lutitas.

Es en este contexto de incertidumbre geológica y geotécnica, y del mal desempeño de la estabilidad en el tajo Los Castellanos, es necesario definir e implementar un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico ad-hoc a las condiciones de los dominios geotécnicos del tajo Castellanos, mientras se desarrolla en paralelo la toma de información geotécnica para robustecer y sustentar los parámetros de diseño para controlar la estabilidad de las fases futuras del tajo Los Castellanos.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

El proyecto Castellanos es una mina a tajo abierto la cual se encuentra aproximadamente a 3 km de la localidad de Santa Lucía dentro de los límites del municipio de Minas de Matahambre, en la provincia de Pinar del Río, a 200km al oeste de La Habana, Cuba.

Castellanos es un yacimiento polimetálico estratiforme de plomo y zinc. El yacimiento presenta una mineralización continua con una extensión de 1km de longitud con rumbo NE-SO y una potencia de 5m a 76m (18m en promedio) con un buzamiento promedio de 60° y una dirección de buzamiento hacia el NO. El tajo Castellanos se encuentra dividido en dos sectores, el sector Farallón al noreste con una profundidad actual de 90m y el sector Susana al suroeste con una profundidad actual de 88m.

El proyecto Castellanos cuenta con un total de 63.7 Millones de toneladas de reservas explotado con minería a cielo abierto con una ratio de desmonte/mineral de 4.9 en promedio, planificado a extraer hasta el año 2028 con un ritmo de producción variable en el tiempo con un ramp-up de 8.5 Millones de toneladas por año. Las leyes promedio de cabeza son de 6.19%, 2.97%, 48.16g/t para el zinc, plomo y plata respectivamente.

1.2 Planteamiento del problema de investigación

1.2.1 Descripción del problema

El tajo Castellanos ha presentado históricamente hasta la actualidad múltiples eventos de inestabilidad a escala de banco e interrampa. Así mismo se ocurren día a día múltiples pérdidas de cresta y formación de bancos dobles debido a los eventos de inestabilidad ocurridos. Estos eventos están relacionados a condiciones geotécnicas desfavorables y a las fuertes lluvias que existen en la región. En el tajo Castellanos también se presentan mecanismos de falla planar y toppling. Actualmente, en la zona profunda del sector Farallón (noreste) predomina el afloramiento de lutitas en las paredes del tajo lo cual no estaba previsto en el modelo geológico y está generando eventos de deslizamientos a

escala de banco con moderada frecuencia los cuales no están siendo identificados a tiempo y generan retrasos en la producción.

1.2.2 Formulación del problema

A pesar de los problemas de inestabilidad y la incertidumbre geológica y geotécnica ya mencionada, el proyecto Castellanos, no cuenta con un sistema de monitoreo de medición de desplazamientos ni de caudales.

Esta situación presenta un riesgo latente hacia la seguridad del personal de operaciones, hacia la seguridad de los equipos y hacia el cumplimiento del diseño y plan de minado a corto, mediano y largo plazo definidos como el escenario de mayor retorno económico.

Por lo tanto, se tiene la necesidad de elaborar y ejecutar un plan estratégico para la evaluación de parámetros de diseño, analizar las condiciones de estabilidad y proponer un sistema de monitoreo y protocolos de acción ante eventos desencadenantes (TARP – Triggered Action Response Plan) para el tajo Castellanos, con el objetivo de mantener una operación segura, sostenible y que genere rentabilidad.

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Implementar un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico para el tajo Castellanos aplicando la metodología basada en el riesgo.

1.3.2 Objetivos específicos

- Definir los mecanismos de falla para los sectores geotécnicos del tajo Castellanos.
- Identificar las condiciones operativas y el desempeño del diseño de taludes existentes en el tajo Castellanos.
- Definir los parámetros geotécnicos del macizo rocoso.
- Realizar un análisis de estabilidad a escala global e interrampa.
- Calibrar un modelo analítico mediante un back-análisis a un evento de inestabilidad registrado en el tajo Castellanos.

- Definir el protocolo de monitoreo y vigilancia ad-hoc a las condiciones geotécnicas y operacionales del tajo Castellanos.

1.4 Antecedentes de la investigación

1.4.1 Antecedentes internacionales

En agosto de 1999, ocurrió una falla en morrenas, de un volumen de 75,000m³, en la pared este del pit Koashva (Rusia). Previo a la falla, ocurrieron lluvias torrenciales, y la infiltración de agua era significativamente mayor a lo usual. En la ubicación del deslizamiento, afloraba un flujo de agua en el pie del banco 230, el cual tenía una altura de 30m y un ángulo de banco de 49°. El 5 de agosto de 1999, ocurrió un evento de inestabilidad en el banco 230 donde se desprendieron cerca de 100m³ de roca. Cuatro días después, el deslizamiento mayor comenzó, continuando durante casi un mes. La mayor parte de la falla ocurrió los primeros 10 días. El deslizamiento detuvo las operaciones. La remediación requirió la construcción de un dique de 11,000m³. Adicionalmente se requirió la instalación de perforaciones de drenaje.

Figura 1

Deslizamiento de morrenas en el tajo Koashva de la mina Vostochny

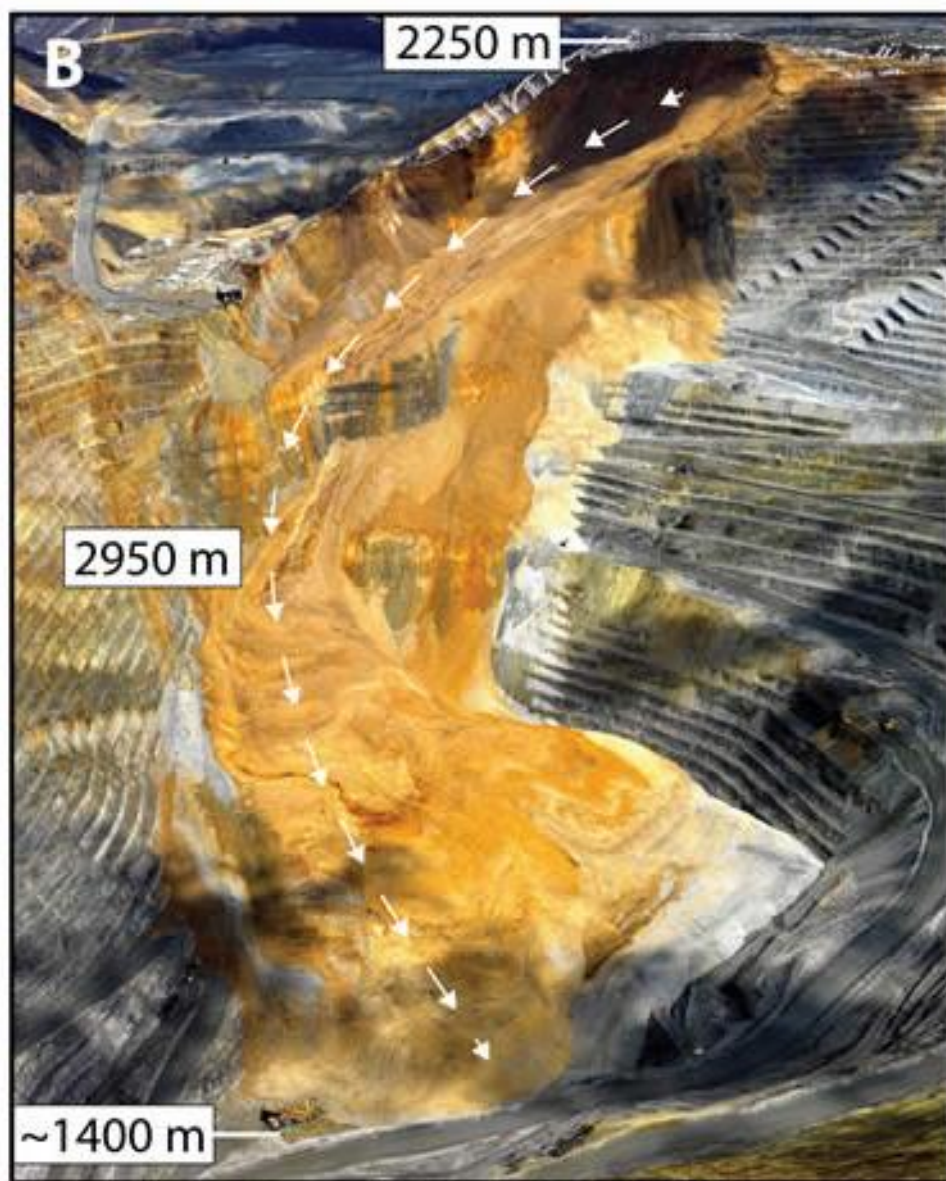


Nota: Adaptado de (Kozrev, A., 2001).

Por otro lado, un evento más reciente ocurrido el 13 de abril del 2013, en la mina Bingham Canyon (USA), en el cual se desplazaron aproximadamente 65 millones de metros cúbicos en un tajo abierto de 970m de profundidad. El evento sucedió en dos etapas de 90 segundos de duración cada una pero separadas por un intervalo de 1.5h. Afortunadamente, no hubieron fatales o daños a la propiedad dado que el intensivo monitoreo geotécnico permitió evacuar la zona a tiempo.

Figura 2

Fotografía del deslizamiento en Bingham Canyon ocurrido el 10 de abril de 2013



Nota: Adaptado de (Pankow, K., 2014).

Estos eventos históricos, muestran fallas a escala global, los cuales fueron gatillados por diversos factores (por ejemplo, fuertes lluvias en el primer caso, mala calidad de roca o suelo) y suelen ir manifestando desplazamientos progresivos que advierten el evento.

Estos eventos tienen el potencial de cobrar más de una vida humana, daños materiales y requieren altos costos de remediación, además de paralizar las operaciones.

En el caso del evento de la mina Bingham Canyon, se pudo anticipar el evento de inestabilidad y evacuar al personal, lo cual mitigó costos y evitó la pérdida de vidas humanas.

Por lo tanto, podemos notar que un sistema de monitoreo geotécnico es un control crítico para la operación minera y es más una inversión que un gasto.

Estos sistemas de monitoreo geotécnico se suelen dimensionar y definir acorde a las condiciones operativas y geotécnicas de la mina en evaluación, por lo que en el presente estudio, desarrollaremos como definir e implementar un sistema de monitoreo geotécnico.

1.4.2 Antecedentes locales

Adicionalmente, se tiene un antecedente de falla a escala interrampa en el tajo Castellanos que se evaluará en la presente investigación. Específicamente, el evento ocurrió el sector Susana, en el cual se formó una cuña de una altura de cuatro bancos en la pared sur de la zona Susana.

Esta cuña fue activada por el agua de las lluvias que ingresa al tajo, afectando a su resistencia al corte hasta que la superficie de falla deslizó y generó un evento de inestabilidad a escala interrampa que bloqueó la producción en dicho sector. No se afectaron equipos o vidas humanas, sin embargo, los trabajos para remediar el sector con caída de la cuña requieren un año de trabajos adicionales, y movimiento adicional de desmonte que no estaba planificado. Actualmente el tajo Castellanos no cuenta con ningún sistema de monitoreo, por lo que el evento solo pudo ser advertido visualmente minutos antes de que suceda.

1.5 Hipótesis de la investigación

1.5.1 Hipótesis general

Mediante la metodología basada en el riesgo para monitoreo de taludes, la cual considera las condiciones geotécnicas y operativas de los taludes, se implementará un programa de instrumentación y un sistema de monitoreo, el cual permitirá tener una alerta temprana de los potenciales eventos de inestabilidad en el tajo Castellanos.

1.5.2 Hipótesis específicas

- A través de los análisis geotécnicos de estabilidad, se pueden identificar los mecanismos de falla que controlen el comportamiento del macizo rocoso y ante los cuales se definirán los sistemas de instrumentación ad-hoc para cada sector del tajo Castellanos.
- Nos permitirá caracterizar el macizo rocoso e identificar el comportamiento de los materiales para definir sistemas de monitoreo que nos permitan evaluar la respuesta del comportamiento de los materiales ante las excavaciones.
- Se generaría un sustento geotécnico de los parámetros de diseño lo cual nos permitirá validar la estabilidad del diseño minero para garantizar la seguridad y viabilidad del LOM, evitando pérdidas de tiempo y económicas por la ocurrencia de eventos de inestabilidad ocasionados por parámetros de diseño sobreestimados.
- Aportará en tener las bases para la implementación del sistema de monitoreo ad-hoc a cada sector de la mina.
- Se contará con un sistema de monitoreo, alarma y vigilancia las 24 horas para garantizar la seguridad del personal y equipos de operaciones.

1.6 Variables

Las siguientes variables independientes son consideradas dentro de la presente investigación:

- Resistencia de la roca intacta.
- Frecuencia de fracturas.
- Condición de juntas.

- Condición de agua subterránea.
- Parámetros físico-mecánicos de roca intacta.

Las siguientes variables dependientes son consideradas dentro de la presente investigación:

- Calidad de macizo rocoso
- Índice de condición geotécnica.
- Índice de desempeño del diseño.
- Índice de estabilidad de taludes.
- Condición de estabilidad por sector geotécnico.
- Factor de seguridad.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 *Clasificaciones geomecánicas*

Las clasificaciones geomecánicas, fueron desarrolladas a base experiencia de ingeniería acumulada y permiten caracterizar los macizos rocosos a gran escala y por lo general comprenden las siguientes variables:

- Resistencia de la roca intacta
- RQD
- Frecuencia de fracturas
- Apertura de juntas
- Rugosidad de juntas
- Relleno de juntas
- Meteorización de juntas
- Condición de facturas
- Tamaño de bloques
- Entre otras

Las clasificaciones más usadas en la industria minera son el sistema de RMR desarrollado por Bieniawski, el sistema Q y el índice de GSI.

Cada sistema de clasificación tiene sus propias variables que se recolectan mediante logueos de testigos o mapeos de campo, mediante técnicas de levantamiento de información.

Estos datos se consolidan en una base de datos que luego permite el cálculo de los sistemas que atribuyen al tipo de roca.

2.1.1.1 Sistema RMR. El Rock Mass Rating (RMR) fue un sistema de clasificación desarrollado por Bieniawski el cual tiene un rango de 0 a 100 el cual representa un rango de roca muy mala (0) hasta roca muy buena (100).

Este sistema ha tenido revisiones y actualizaciones desde su creación hasta la actualidad, y las versiones más usadas son la versión de 1976 y 1989.

El sistema presenta 5 categorías principales las cuales son:

- Resistencia de la roca intacta
- RQD
- Espaciamiento
- Condición de las juntas
- Agua subterránea

En la Figura 3 se muestran los parámetros y sus rangos de puntuaciones. Cabe destacar que los valores de resistencia a la roca intacta, RQD y espaciamiento se pueden calcular acorde a gráficas definidas por el autor (Figura 4, Figura 5 y Figura 6).

Es decir, estas variables son continuas y no discretas, donde se deba definir un valor medio acorde al valor obtenido de cada parámetro.

Figura 3

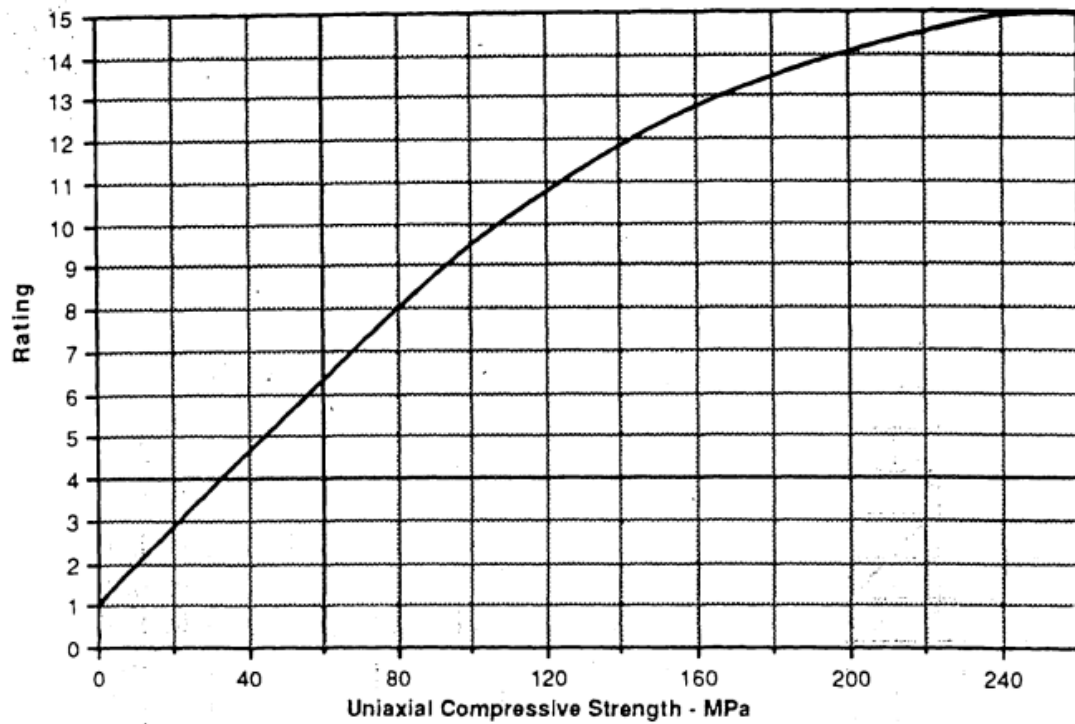
Parámetros de sistema de clasificación RMR

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1989).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm de espesor o separación 1-5mm Continuas	Relleno de falla suave> 5mm de espesor o separación > 5mm Continuas		
	Puntuación		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		
B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver F)									
Orientaciones de rumbo y buzamiento			Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntuaciones	Túneles y minas		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-		
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL									
Valoración			100←81	80←61	60←41	40←21	<21		
Categoría			I	II	III	IV	V		
Descripción			Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala		

Nota: Adaptado de (Bieniawski, Z., 1989).

Figura 4

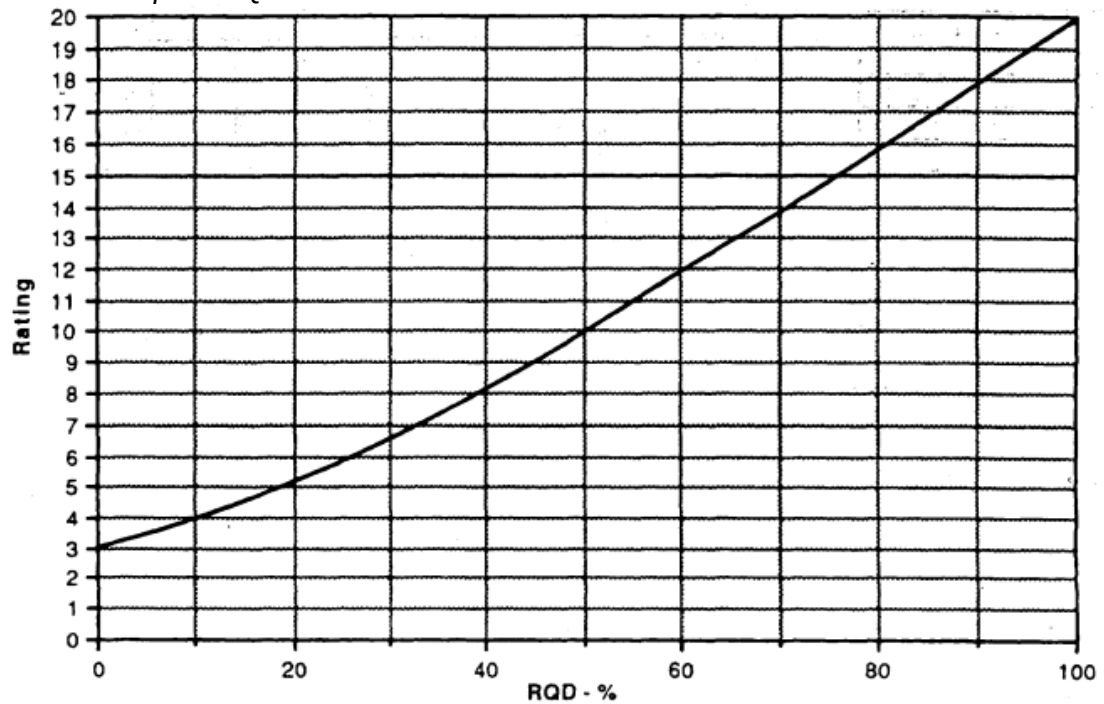
Puntuaciones para resistencia de la roca intacta



Nota: Adaptado de (Bieniawski, Z., 1989).

Figura 5

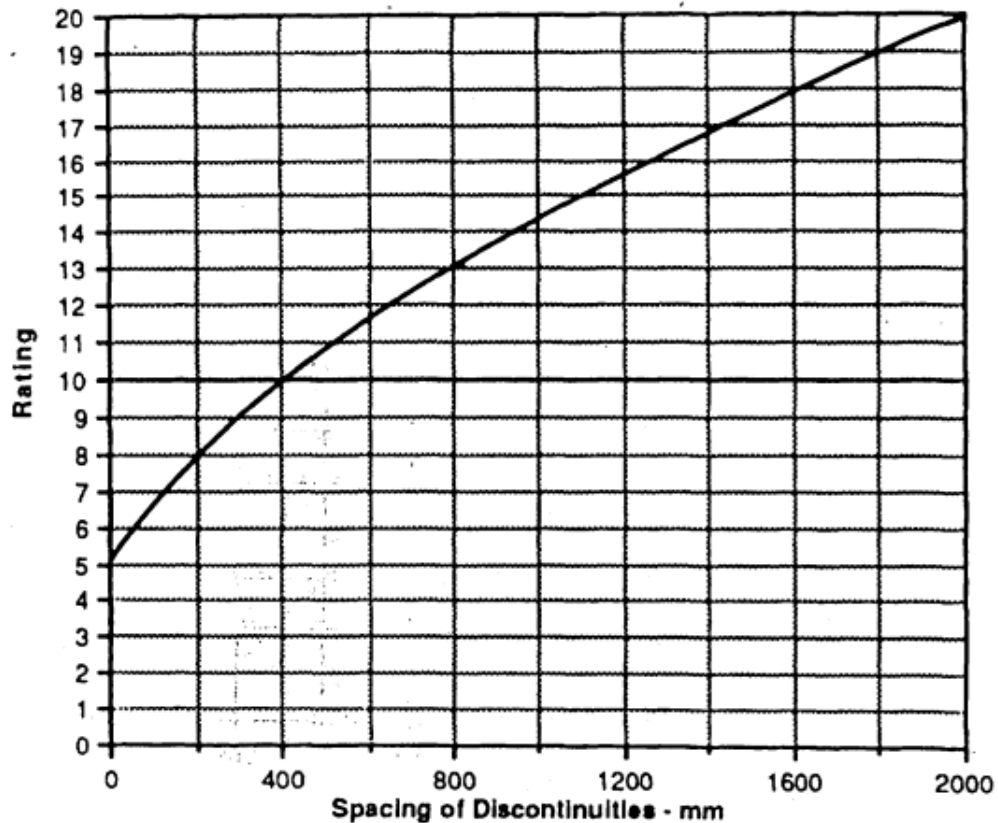
Puntuaciones para RQD



Nota: Adaptado de (Bieniawski, Z., 1989).

Figura 6

Puntuaciones para espaciamiento de discontinuidades



Nota: Adaptado de (Bieniawski, Z., 1989).

Con relación a las condiciones de las juntas, estas se subdividen en persistencia, apertura, relleno, rugosidad y meteorización. El detalle de los parámetros de condiciones de discontinuidades se muestra en la Figura 7.

Figura 7

Parámetros de condiciones de discontinuidades

E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD					
Longitud de discontinuidad (persistencia) Puntuación	<1 m 6	1-3 m 4	3-10 m 2	10-20 m 1	>20 m 0
Separación (apertura) Puntuación	Ninguna 6	<0.1 mm 5	0.1-1.0 mm 4	1-5 mm 1	>5 mm 0
Rugosidad Puntuación	Muy rugosa 6	Rugosa 5	Ligeramente rugosa 3	Lisa 1	Pulida 0
Relleno (relleno de falla) Puntuación	Ninguna 6	Relleno duro <5mm 4	Relleno duro >5mm 2	Relleno blando <5mm 2	Relleno blando >5mm 0
Meteorización Puntuación	No meteorizada 6	Ligeramente meteorizada 5	Moderadamente meteorizada 3	Altamente meteorizada 1	Descompuesta 0

Nota: Adaptado de (Bieniawski, Z., 1989).

Finalmente, el puntaje de RMR se define por la suma las puntuaciones de las 5 categorías principales, y se clasifica el tipo de roca.

2.1.1.2 Sistema GSI. El índice de resistencia geológica (GSI) fue desarrollado como una herramienta para estimar las constantes m_i , s y a en el criterio de falla de Hoek-Brown. Esta clasificación se compone de dos factores principales: la blocosidad o tamaño de bloque y la condición de las discontinuidades.

Esta clasificación es bastante popular y de fácil aplicación haciendo uso la cartilla mostrada en la Figura 8.

Sin embargo, también se determina mediante la Ecuación 1 (Kim y Cai, 2007), calculando el volumen de los bloques y las condiciones de juntas,

$$GSI = \frac{26.5 + 8.79 \ln J_c + 0.9 \ln V_b}{1 + 0.0151 \ln J_c - 0.0253 \ln V_b} \quad (1)$$

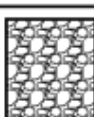
Donde:

J_c = Es la condición de juntas

V_b = Es el volumen de bloque en cm^3 .

Figura 8

Índice de resistencia geológico (GSI)

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente debiles en una orientacion desfavorable con respecto a la cara de la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoria regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un analisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES					
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →					
	Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in roca in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90				N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades	80		70			
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades			60			
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la interseccion de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificacion o esquistocidad			50			
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				40		
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formacion de bloques debido al pequeño espaciamento o esquistocidad débil o planos de corte					30	
						20	
							10
		N/A	N/A				

Nota: Adaptado de (Marinos, P., y Hoek, E., 2000).

2.1.1.3 Correlaciones entre sistemas. Como se describe en los párrafos anteriores, cada clasificación considera parámetros de las propiedades de la roca intacta y las discontinuidades, entre los que hay coincidencias como la condición de juntas que se encuentra presente tanto en el RMR como en el GSI.

Diversos autores han desarrollado correlaciones entre los sistemas de clasificación geomecánica que han sido ampliamente aceptadas en la industria. Estas correlaciones son una forma sencilla de calcular una clasificación en base a otra y están basadas en experiencia acumulada y generalizada de diversos contextos, por lo que deben usarse con precaución. Lo más recomendado es realizar la caracterización detallada de los sistemas que se requieran utilizar. De ser el caso de requerir usar una correlación, nunca debe usarse más de una correlación a la vez, ya que esto puede inducir mayor error en los resultados.

La Tabla 1 detalla las correlaciones entre sistemas de RMR, GSI y Q de Barton más usadas en la industria.

Tabla 1

Correlaciones entre sistemas de clasificación de macizo rocoso

CORRELACIÓN
$RMR_{76} = 9 * \ln Q_{74} + 44$
$RMR_{76} = RMR_{89} - 5$
$RMR_{76} = GSI = RMR_{89} - 5$
$RMR_{14} = 1.1 * RMR_{89} + 2$

Nota: Adaptado de (OSINERGMIN, 2017).

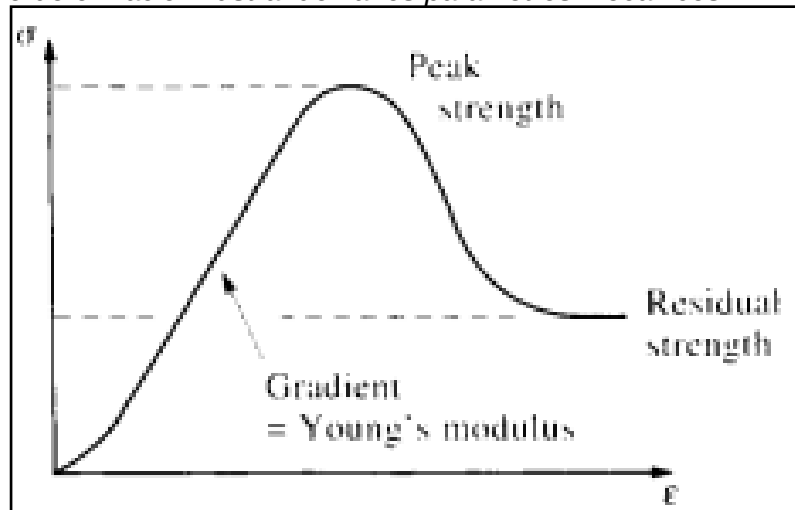
2.1.2 Propiedades de resistencia

Entender la respuesta de los materiales (deformación) ante los esfuerzos a los que son sometidos es vital para las evaluaciones de estabilidad. El comportamiento de los materiales se representa por las curvas de esfuerzo-deformación, donde por lo general los materiales presentan una zona elástica, una resistencia pico y una resistencia residual (Figura9). Las propiedades de resistencia describen el comportamiento de los materiales,

tales como el módulo de Young, la resistencia a la compresión simple, la resistencia a la tracción, la constante de roca intacta, entre otros.

Figura 9

Curve esfuerzo-deformación ilustrando varios parámetros mecánicos



Fuente: SciELO México

Es conveniente considerar primero la roca intacta, luego las discontinuidades y finalmente, como se combinan para determinar las propiedades de macizo rocoso.

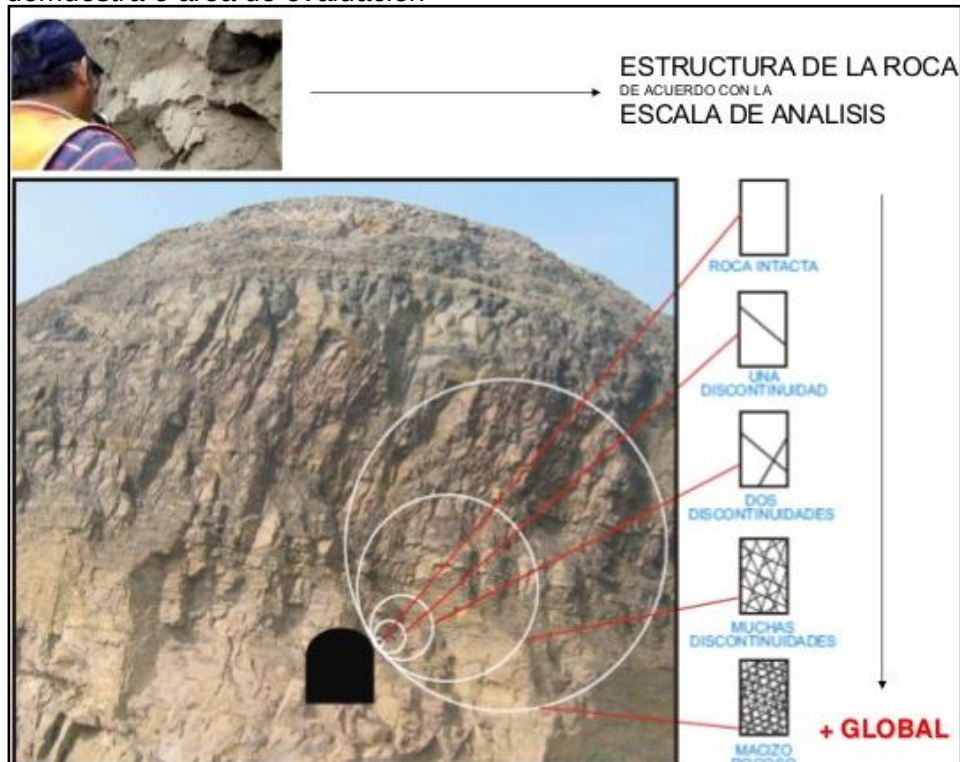
2.1.2.1 Efecto escala. El efecto escala es consecuencia de las componentes y la complejidad del medio rocoso.

Podemos referirnos a roca intacta cuando evaluamos un geomaterial continuo y que por lo general representa una pequeña área en la zona de evaluación, sin embargo, al extender el área de evaluación, suelen aparecer las discontinuidades, que hacen más complejo el comportamiento de todo el medio completo, denominado macizo rocoso, y mientras más se extiende el área de evaluación, se involucran más variables y se hace más complejo el comportamiento del medio.

La Figura 10 ilustra adecuadamente el efecto escala y sus implicancias al incrementar el área de estudio o tamaño de muestra.

Figura 10

Diagrama que muestra la transición de roca intacta a macizo rocoso con incremento del tamaño de muestra o área de evaluación



Fuente: Elaboración propia.

En base a la relación entre el tamaño de muestra y las características de la resistencia de la roca, existen tres clases que componen los componentes fundamentales: roca intacta, discontinuidades y macizo rocoso.

Las propiedades de resistencia de la roca intacta y de las discontinuidades suelen medirse mediante ensayos de laboratorio a pequeña escala.

Mientras que la resistencia del macizo rocoso se determina con métodos empíricos que involucran back análisis en modelos replicando similares condiciones geológicas, o calculándose en base a la resistencia de roca intacta.

2.1.2.2 Resistencia de roca intacta. La resistencia de la roca intacta se suele medir mediante ensayos de laboratorio en especímenes de pequeña escala sin discontinuidades. Debido a que las rocas son de naturaleza anisotrópica, es necesario realizar estos ensayos para conocer el comportamiento real del material, y poder realizar sus posteriores estudios de estabilidad acorde al contexto geológico de la zona de estudio.

Los principales parámetros de resistencia de la roca intacta son:

- Resistencia a la compresión simple
- Resistencia a la tracción
- Constante de roca (m_i)
- Módulo de Young (E)
- Ratio de Poisson (ν)

2.1.2.3 Resistencia de las discontinuidades. Al igual que la roca intacta, las discontinuidades son sometidas a esfuerzos que pueden superar las propiedades de resistencia de estas estructuras. Factores como la rugosidad, el tipo de relleno y la alteración influyen en la resistencia al corte de las discontinuidades.

En el caso de las discontinuidades, se expresan los parámetros de resistencia por la cohesión y el ángulo de fricción que son componentes del criterio de Mohr-Coulomb, el cual será explicado en el siguiente subcapítulo.

2.1.2.4 Criterios de falla. Según Hudson y Harrison (2005), no sabemos cómo exactamente falla una roca, ni en términos de la iniciación y propagación de microfracturas, o en términos de una ruptura total como parte de la propagación de microfracturas.

En ambos casos, el proceso es extremadamente complejo y no esté sujeto a caracterizaciones convenientes de modelos simplificados. Sin embargo, como ingenieros debemos en alguna medida medir las propiedades de falla y tener la capacidad de predecir cuándo ocurrirá la falla.

Por esto, se desarrollaron criterios de falla para representar el comportamiento de los materiales.

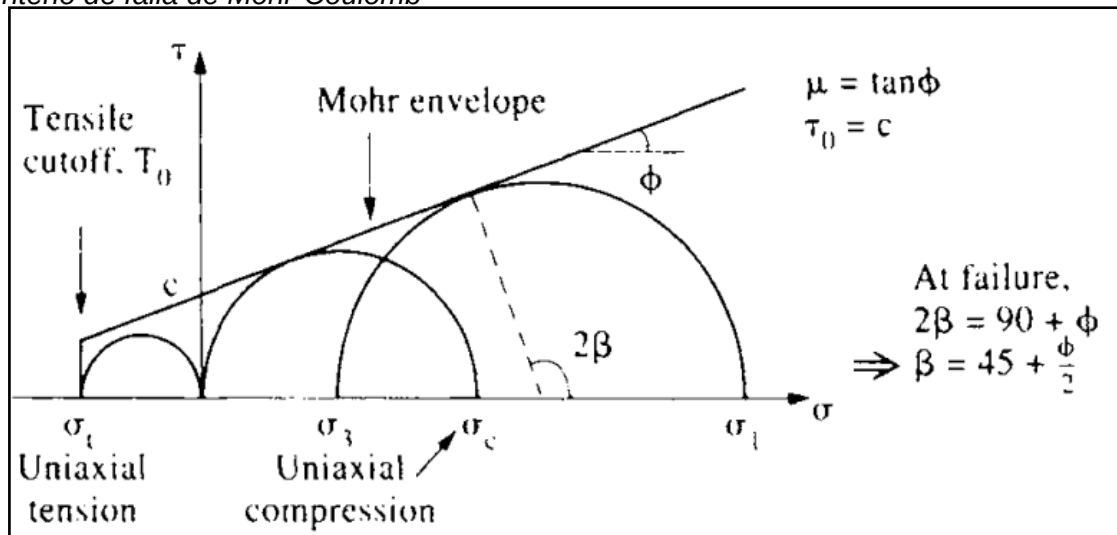
El criterio más comúnmente usado en la industria para representar la resistencia del macizo rocoso es el criterio de falla de Hoek-Brown Generalizado. Mientras que el criterio de falla de Mohr-Coulomb, se puede emplear para representar a las discontinuidades, suelos o incluso el macizo rocoso (con ciertas asunciones y aproximaciones para este último).

Criterio Mohr-Coulomb

Utilizando el concepto de cohesión (por ejemplo, la resistencia al corte de la roca cuando no se aplica un esfuerzo normal) y el ángulo de fricción interna (equivalente al ángulo de inclinación máximo en el que dos materiales simulares superpuestos se deslizan), generamos la envolvente linear de Mohr, la cual define el límite de los círculos de Mohr. En otras palabras, esfuerzos normales y cortantes por debajo de la envolvente representan condiciones estables, esfuerzos normales y cortantes en la envolvente representan el equilibrio límite, y esfuerzos normales y cortantes por encima de la envolvente representan inestables bajo una carga constante.

Figura 11

Criterio de falla de Mohr-Coulomb



Criterio Hoek-Brown generalizado

Este criterio inicia con las propiedades de roca intacta y luego introduce factores que reducen las propiedades de roca intacta en base a las características de las discontinuidades en el macizo rocoso (Hoek & Brown, 2002). Para representar el macizo rocoso se usa el GSI.

Este criterio se expresa como:

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

Donde m_b es un valor reducido de la constante del material (m_i) y está dado por:

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

s y a son constantes para el macizo rocoso dado por las siguientes relaciones:

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

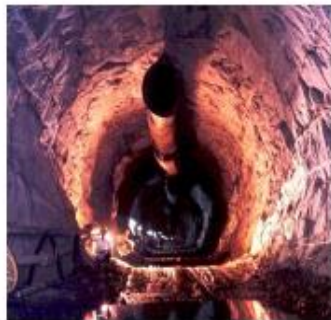
$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}}\right) \quad (5)$$

El factor “D” depende del grado de disturbancia al cual el macizo rocoso ha sido sujeto por daño de voladura y esfuerzos de relajación.

Varia desde 0 para macizos rocosos in situ o no disturbados hasta 1 para macizos rochosos muy disturbados (Figura 12).

Figura 12

Lineamientos para estimar el factor de disturbancia D

Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	$D = 0$
	Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting) results in minimal disturbance to the surrounding rock mass. Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	$D = 0$ $D = 0.5$ No invert
	Very poor quality blasting in a hard rock tunnel results in severe local damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass.	$D = 0.8$
	Small scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage, particularly if controlled blasting is used as shown on the left hand side of the photograph. However, stress relief results in some disturbance.	$D = 0.7$ Good blasting $D = 1.0$ Poor blasting
	Very large open pit mine slopes suffer significant disturbance due to heavy production blasting and also due to stress relief from overburden removal. In some softer rocks excavation can be carried out by ripping and dozing and the degree of damage to the slopes is less.	$D = 1.0$ Production blasting $D = 0.7$ Mechanical excavation

Nota: Adaptado de (Hoek et al., 2002).

2.1.3 Ensayos de laboratorio

Los ensayos de laboratorio se realizan para determinar propiedades de roca intacta y emplearse en posteriores análisis geotécnicos.

Los ensayos de laboratorio siguen estándares internacionales de preparación de muestras y de realización de los ensayos. Los más usados con los estándares del ISRM o del ASTM.

A continuación, se describirán los ensayos más utilizados en la industria minera y las propiedades que caracterizan.

2.1.3.1 Ensayo de propiedades físicas. El objetivo de este ensayo es determinar las propiedades físicas de densidad natural, densidad seca, densidad saturada, peso específico aparente, porosidad aparente y absorción o contenido de agua de la roca. Para ello, se pesan las muestras totalmente secas, totalmente húmedas y a condiciones normales, y con su volumen determinar sus propiedades con las siguientes fórmulas.

$$\text{Densidad Seca} \left(\frac{\text{gr}}{\text{cm}^3} \right) = \frac{\text{Peso Seco (gr)}}{\text{Volumen (cm}^3\text{)}} \quad (6)$$

$$\text{Densidad Saturada} \left(\frac{\text{gr}}{\text{cm}^3} \right) = \frac{\text{Peso Saturado (gr)}}{\text{Volumen (cm}^3\text{)}} \quad (7)$$

$$\text{Porosidad Aparente (PA)} = \frac{\text{Peso Saturado (gr)} - \text{Peso Seco (gr)}}{\text{Volumen (cm}^3\text{)}} * 100 \quad (8)$$

$$\text{Absorción o Contenido de Agua (\%)} = \frac{\text{Peso Saturado (gr)} - \text{Peso Seco (gr)}}{\text{Peso Seco (gr)}} * 100 \quad (9)$$

$$\text{Peso Específico Aparente (KN/m}^3\text{)} = \frac{\text{Peso Natural (gr)}}{\text{Volumen (cm}^3\text{)}} * 9.81 \quad (10)$$

2.1.3.2 Ensayo de carga puntual. Este ensayo determina el índice de carga puntual de la roca, que clasifica la resistencia de la roca. Se utiliza especímenes de roca en testigos, bloques o pedazos irregulares con un diámetro entre 30 a 85 mm.

Existen 4 tipos de ensayos de carga puntual aceptados por las normas internacionales como la ASTM y los ISRM Suggested Methods.

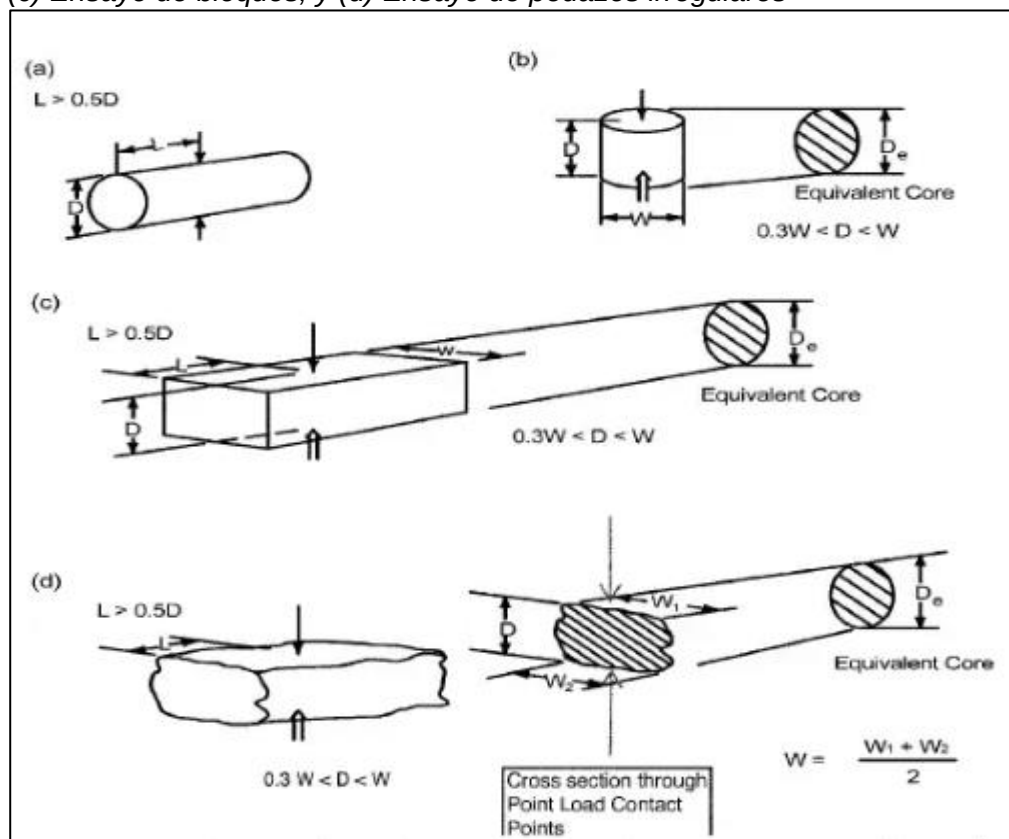
- Ensayo Diametral: La carga aplicada es a lo largo del diámetro de un testigo.
- Ensayo Axial: La carga aplicada es a lo largo del eje de un disco.

- Ensayo Bloques: La carga aplicada es a lo largo de la dimensión de menor tamaño
- Ensayo en pedazos irregulares: La carga aplicada es a lo largo de la dimensión de menor tamaño.

Según la norma ASTM D5731-16 se especifican las dimensiones recomendadas para los distintos tipos de ensayo de carga puntual, donde: L = distancia entre puntos de contacto y la cara libre más cercana, y D_e = Diámetro equivalente del testigo; como se observa en la Figura 13.

Figura 13

Puntos de carga y requerimiento de dimensiones para (a) Ensayo Diametral, (b) Ensayo axial, (c) Ensayo de bloques, y (d) Ensayo de pedazos irregulares



Nota: Adaptado de ASTM D5731-16.

Se requiere para determinar el índice de carga puntual, utilizar las siguientes fórmulas:

$$I_s = \frac{P}{D_e^2} \text{ MPa} \quad (11)$$

Donde:

P = Carga de rotura, N.

De = Diámetro equivalente, mm, y está dado por:

$$D_e^2 = D^2 \text{ para ensayos diametrales, mm}^2 \quad (12)$$

O

$$D_e^2 = \frac{4A}{\pi} \text{ para ensayos axiales, bloques y pedazos irregulares, mm}^2 \quad (13)$$

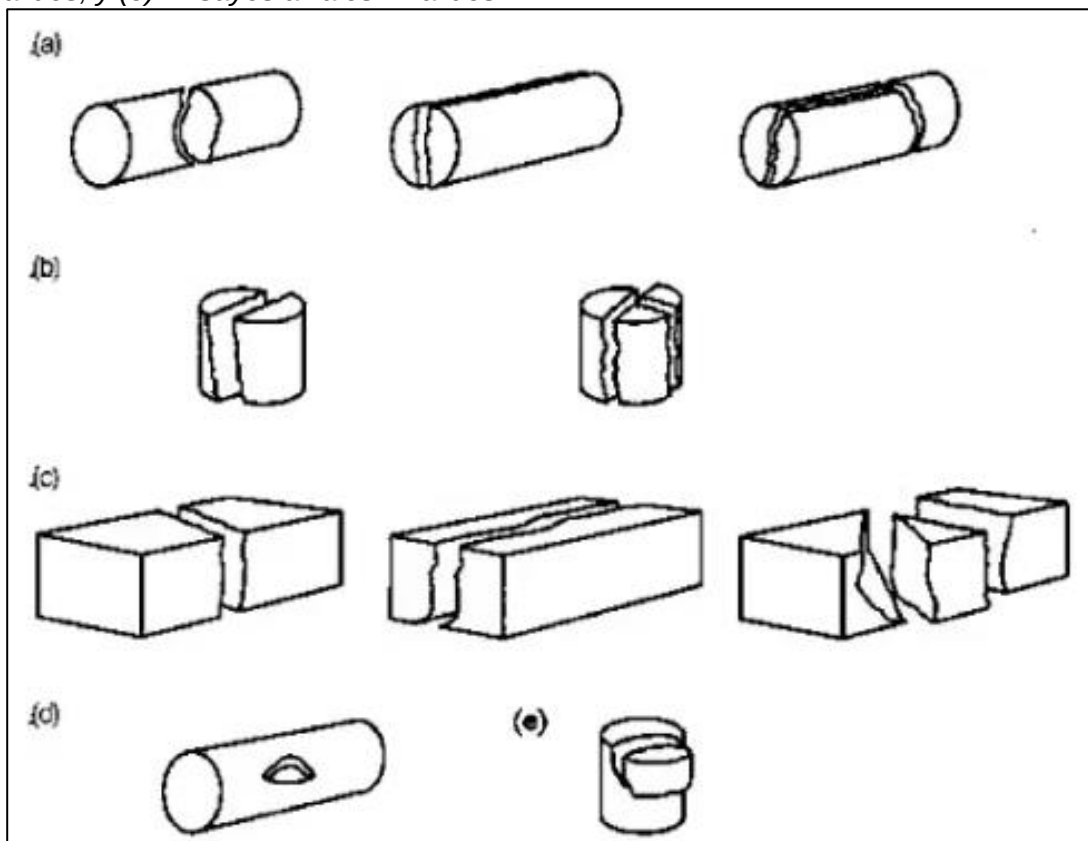
Donde:

$$A = WD = \text{mínima sección de área del plano de contacto.} \quad (14)$$

Existen roturas válidas para este tipo de ensayos, y se resumen en la Figura 14 según la ASTM D5731-16.

Figura 14

Típicos modos de falla para ensayos válidos e inválidos – (a) Ensayos diametrales válidos; (b) Ensayos axiales válidos; (c) Ensayos de bloque válidos; (d) Ensayos de testigos inválidos; y (e) Ensayos axiales inválidos.



Nota: Adaptado de ASTM D5731-16.

2.1.3.3 Ensayo de compresión simple. Este es un ensayo destructivo, que tiene por objetivo determinar la resistencia a la compresión no confinada de la roca. Se

realiza en testigos de roca intacto, aplicándole un esfuerzo vertical que incrementa constantemente, hasta alcanzar la resistencia máxima de la roca.

Según la norma ASTM D 2938 – 95, para las dimensiones de la muestra que ha de ser extraída como forma de testigo, recomienda seguir la norma D 4543 – 85, que dice que la relación longitud – diámetro (L/D) debe ser de 2 a 2.5, y el diámetro no debe ser inferior a 1 7/8 pulg. (47 mm).

Los extremos de la muestra deben cortarse paralelos entre sí y en ángulo recto con el eje longitudinal. Las superficies cilíndricas de la muestra deberán ser suaves y libres de irregularidades.

El esfuerzo es calculado con la siguiente fórmula:

$$\sigma = \frac{P}{A} \text{ MPa} \quad (15)$$

Donde:

P = Carga Máxima de rotura

A = Área del testigo

σ = Resistencia compresiva

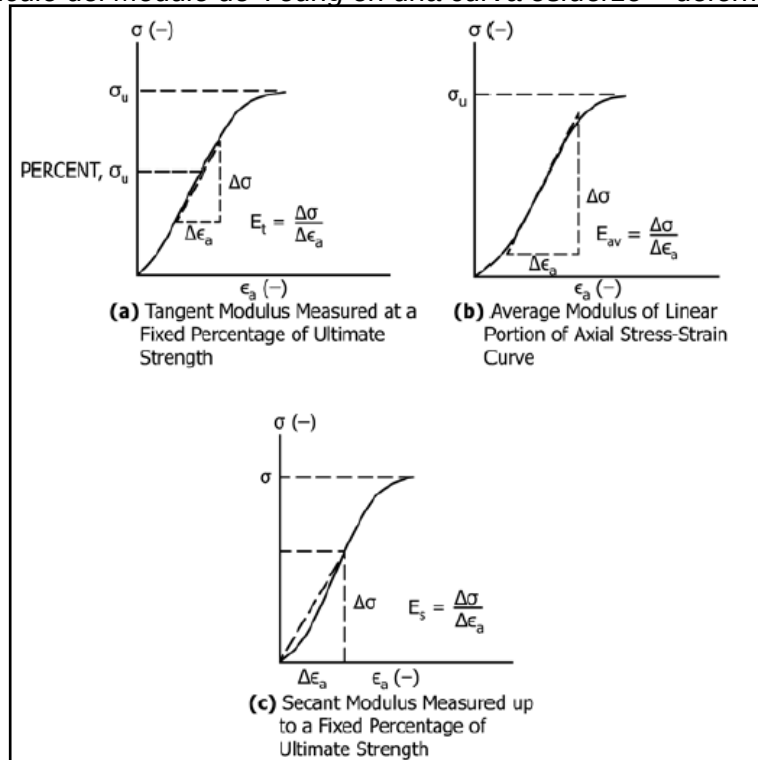
2.1.3.4 Ensayo de propiedades elásticas. La determinación de los módulos elásticos de un testigo de roca intacta en compresión uniaxial no confinada usa dispositivos para medir la deformación del testigo en todo momento del ensayo. Pueden utilizarse extensómetros o strain gauges para determinar estas deformaciones tanto axiales como laterales.

Se calcula el esfuerzo a la compresión, como en ensayos anteriores, en cada momento del ensayo junto con su deformación axial y lateral en cada instante.

Con estos datos, es posible determinar las gráficas de las deformaciones versus esfuerzo de la roca, y con ellas, el Módulo de Young (E), como se observa en la Figura 15.

Figura 15

Métodos de cálculo del Módulo de Young en una curva esfuerzo – deformación axial.



Nota: Adaptado de ASTM D7012 – 14.

Para determinar el cociente de Poisson, es necesario determinar la deformación unitaria axial

$$\epsilon_a = \frac{\Delta L}{L} \quad (16)$$

Donde:

ΔL = Cambio en la longitud axial (mm)

L = Longitud inicial no deformada (mm)

ϵ_a = Deformación axial (mm)

Y de igual forma, la deformación unitaria lateral.

$$\epsilon_l = \frac{\Delta D}{D} \quad (17)$$

Donde:

ΔD = Cambio en el diámetro (mm)

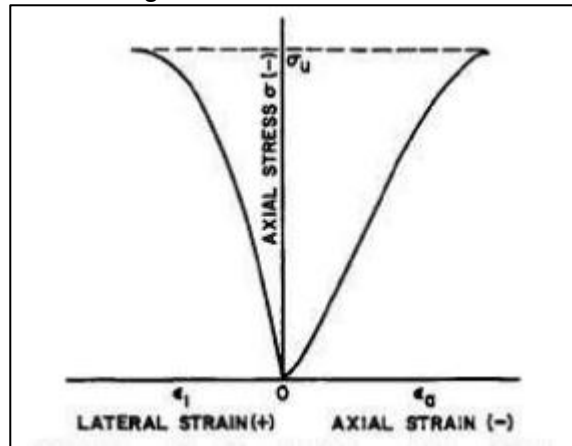
D = Diámetro inicial no deformado (mm)

ϵ_l = Deformación lateral (mm)

Las curvas de esfuerzo versus deformación deben ser graficadas para las direcciones axial y lateral, como en la Figura 16.

Figura 16

Formato para la presentación de gráficos.



Nota: Adaptado de ASTM D7012 – 14.

El valor de cociente de Poisson es afectado por el comportamiento no lineal de las curvas de deformación. El cociente de Poisson debe calcularse con la siguiente fórmula:

$$v = - \frac{\text{pendiente ed la curva axial}}{\text{pendiente de la curva lateral}} \quad (18)$$

Donde:

v = Cociente de Poisson

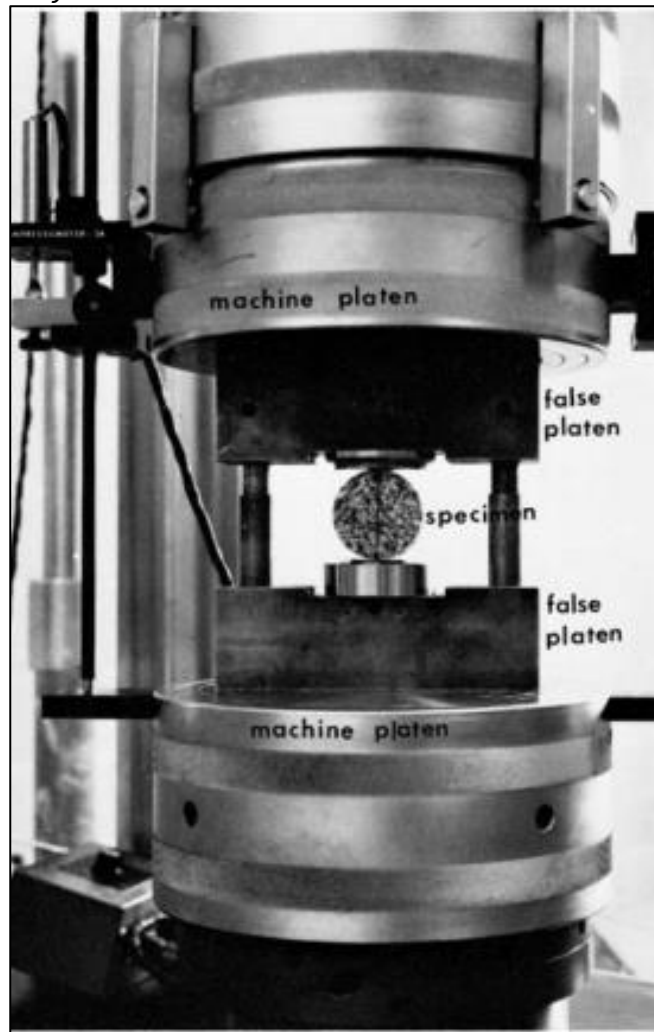
2.1.3.5 Ensayo de compresión triaxial en rocas. Este ensayo cubre la determinación del ángulo de fricción interno, cohesión mediante la Envolvente de Mohr. Para ello se realizan ensayos en una celda de confinamiento, llamada celda de Hoek, en la que se introduce un testigo, con dimensiones ya mencionadas por la norma ASTM D 4543 – 85, el cual aplica un confinamiento que es establecido por el usuario y luego es sometido a compresión uniaxial, hasta que el espécimen falle. Este procedimiento se realiza con diferentes confinamientos, para obtener como mínimo 3 círculos de Mohr válidos, que definirán la envolvente de Mohr, también llamada envolvente de resistencia.

Para este ensayo se registra la resistencia a la compresión (como en los ensayos a la compresión uniaxial no confinada) y el confinamiento al que ha sido sometido para determinar los respectivos círculos de Mohr.

2.1.3.6 Ensayo de tracción. La resistencia a la tracción se puede medir de forma directa o indirecta. El ensayo a la tracción indirecta o método brasileño es muy aceptado en la industria minera. Se usan testigos rocosos en forma de discos, que son ensayados diametralmente por el equipo de compresión uniaxial de platos planos. A cada espécimen se le aplica una carga compresiva que incrementa continuamente hasta que falle el espécimen. En la Figura 17 se observa la posición de la muestra en el ensayo.

Figura 17

Configuración del ensayo de tracción indirecta



Nota: Adaptado de ASTM D3967 – 16.

Los cálculos de la resistencia a la tracción, según la norma ASTM D3967 – 16, para platos de carga planos, se determinan con la siguiente fórmula:

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi t D} \quad (19)$$

Donde:

σ_t = Resistencia a la tracción, MPa

P = Máxima carga aplicada, N

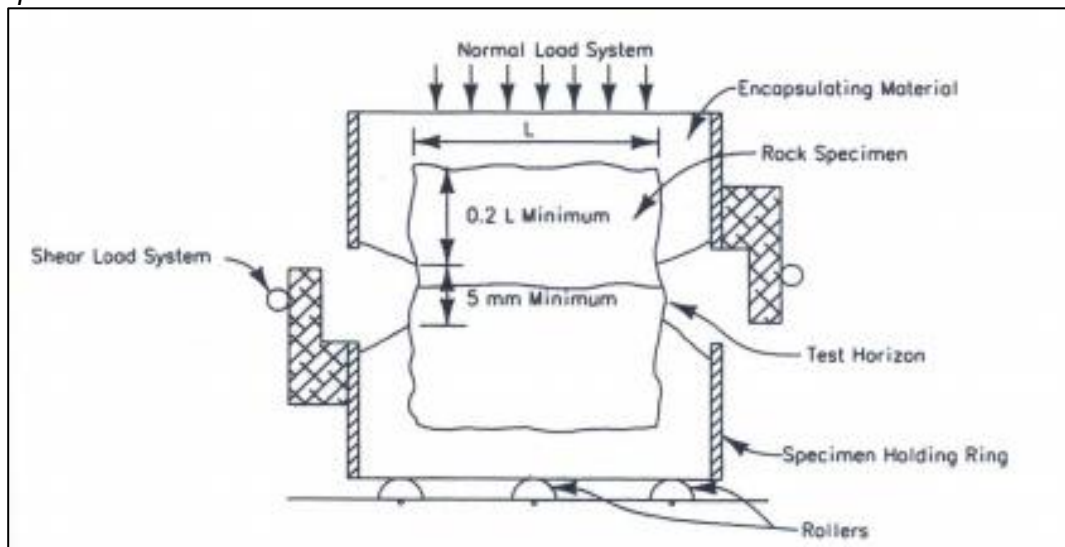
t = Espesor del espécimen, mm

D = Diámetro del espécimen, mm

2.1.3.7 Ensayo de corte directo. El objetivo de este ensayo es determinar el ángulo de fricción y la cohesión de una discontinuidad. Para ello, se aplica una fuerza constante y normal al plano de corte del espécimen, incrementando una fuerza cortante a lo largo de plano para causar un desplazamiento de corte. La fuerza normal y de corte aplicadas son registradas para determinar los parámetros requeridos.

Figura 18

Configuración esquemática del ensayo. Caja de corte directo con un espécimen encapsulado

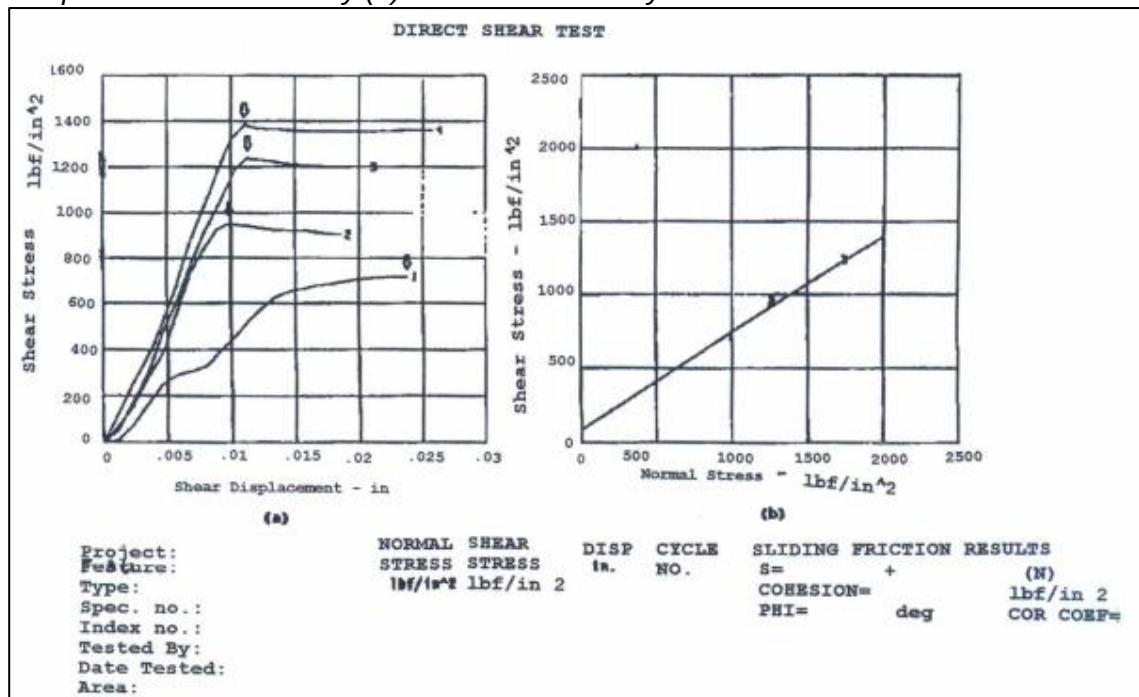


Nota: Adaptado de ASTM D5607 – 02.

Se muestra el esquema del ensayo en la Figura 18 según la norma ASTM D 5607 – 02. Se calculan los esfuerzos cortantes para diferentes magnitudes de esfuerzo normal, con la carga sometida entre el área del espécimen. Luego con esa información se gráfica de esfuerzo cortante versus esfuerzo normal, y se le ajusta una gráfica lineal que permite determinar la cohesión y el ángulo de fricción, como en la Figura 19.

Figura 19

Presentación típica de los resultados de un ensayo de corte directo: (a) Esfuerzo cortante y desplazamiento de corte y (b) Esfuerzo cortante y esfuerzo normal



Nota: Adaptado de ASTM D5607 – 02.

2.1.3.8 Ensayo de compresión triaxial en suelos cohesivos. Los ensayos triaxiales son los encargados de entregar la información sobre los parámetros de resistencia de los suelos, específicamente hablando, las propiedades de cohesión (c) y ángulo de fricción (ϕ).

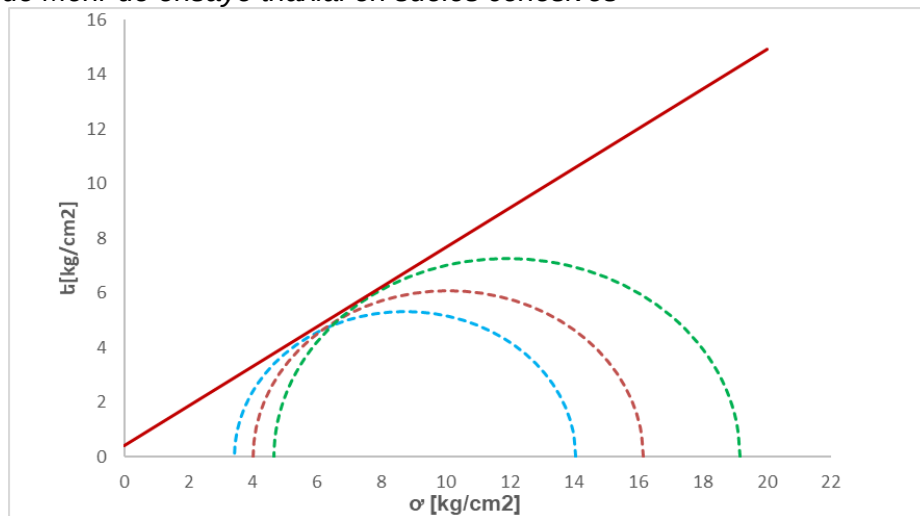
El estándar que detalla la metodología es el ASTM D4767 – 11.

Dentro de los ensayos triaxiales se consideraron los distintos confinamientos utilizados y los esfuerzos desviatóricos reportados para formar los círculos de Mohr, tal como se observa en la Figura 20.

Donde la recta tangente a dichos círculos está definida por las constantes de cohesión y fricción en base a una función lineal, donde la cohesión es la constante y la tangente del ángulo de fricción es la pendiente.

Figura 20

Círculos de Mohr de ensayo triaxial en suelos cohesivos



Fuente: Elaboración propia.

2.1.4 Estructuras geológicas

Según el Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería (Osinergmin, 2017), la mayor parte de los problemas de inestabilidad y la consecuente falla de los macizos rocosos en las minas, están asociados a las diferentes estructuras geológicas, generalmente la parte más débil del macizo rocoso. De allí la necesidad de un conocimiento detallado de las estructuras geológicas, que pueda mejorar la capacidad de comprensión de los mecanismos de falla del macizo rocoso y prevenir potenciales eventos de caídas de roca.

Estas estructuras geológicas tienen diversas dimensiones, las cuales se dividen en mayores, intermedias y menores. Estas estructuras pueden ser fallas, estratos, discontinuidades, entre otras. Los parámetros principales que las caracterizan son la persistencia, apertura, relleno, alteración y resistencia al corte, los cuales ya fueron descritos en los capítulos previos. Además, dos parámetros adicionales que serán desarrollados en esta sección son el azimuth y buzamiento.

La orientación de las estructuras se agrupa en “sets” o familias. Estas familias de discontinuidades tienen el potencial de generar bloques inestables.

Según Wyllie y Mah (2005), la información de orientación de discontinuidades puede ser obtenida de múltiples fuentes superficiales y subterráneas de mapeo,

perforaciones diamantinas y geofísica, y es necesario combinar esta data usando un procedimiento confiable para el análisis.

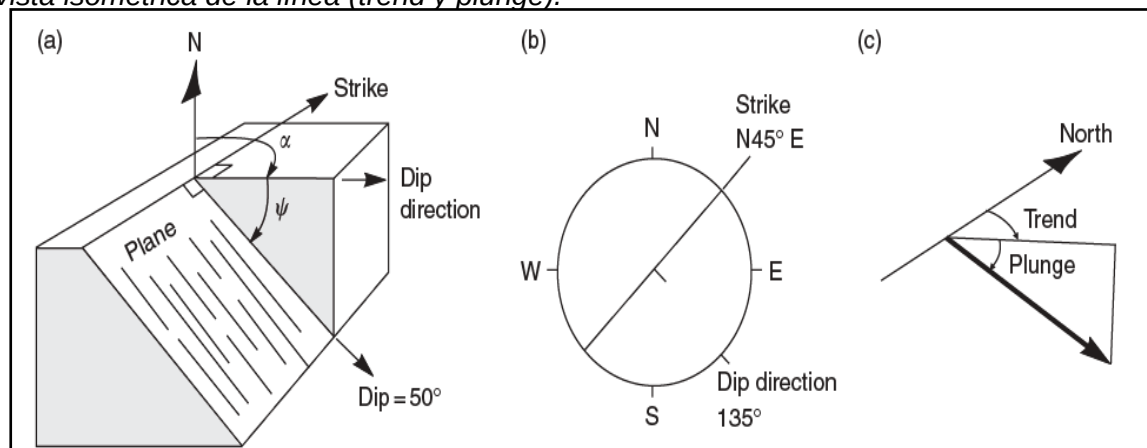
Este análisis es facilitado por el uso de un simple y claro método para expresar la orientación de una discontinuidad.

La terminología recomendada es el buzamiento y la dirección de buzamiento la cual se define de la siguiente manera y se muestra un esquema en la Figura 21:

- Buzamiento es la máxima inclinación de una discontinuidad medida desde un plano horizontal.
- Dirección de buzamiento o azimuth es la dirección de la traza horizontal de la línea de buzamiento medida en sentido horario desde el norte.

Figura 21

Terminología para definir la orientación de discontinuidades: a) vista isométrica del plano, dirección de buzamiento (dip direction) y buzamiento (dip); b) vista en planta del plano; c) vista isométrica de la línea (trend y plunge).



Nota: Adaptado de (Wyllie, D., y Mah, C., 2005).

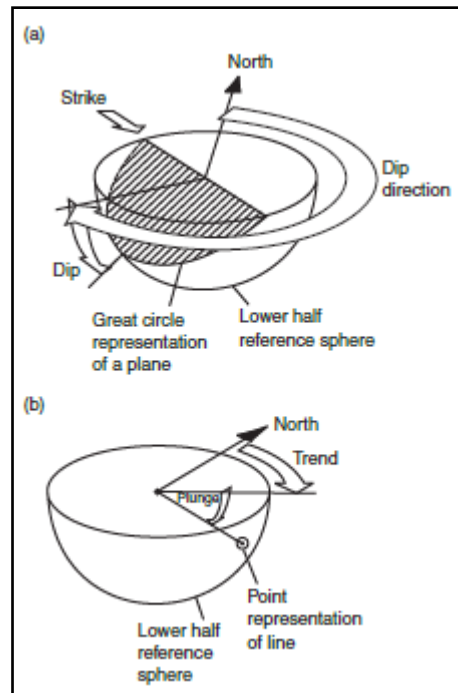
Para realizar análisis, es necesario graficar estas orientaciones, para ello es usada la proyección estereográfica.

Esta proyección permite orientar información espacial en 3D en un gráfico bidimensional de análisis.

La proyección estereográfica consiste en una esfera de referencia en la cual su plano ecuatorial es horizontal, y su orientación es fija relativa al norte (Figura 22).

Figura 22

Representación estereográfica del plano y línea en el hemisferio inferior de la esfera de referencia



Nota: Adaptado de (Wyllie, D., y Mah, C., 2005).

Planos y líneas con una dirección específica son posicionados en un sentido imaginario de tal manera que los ejes del plano o línea pasen a través del centro de la esfera de referencia. La intersección del plano o línea con la mitad inferior de la esfera de referencia es un arco circular llamado un círculo mayor, mientras que, para una línea, la intersección con la esfera de referencia es un punto (Wyllie y Mah, 2005).

2.1.5 Modelos geotécnicos

A menudo se piensa que el comportamiento geotécnico puede describirse a partir de una variable aislada, como las litologías, lo que puede ser el caso para un contexto muy simple. Sin embargo, es bien sabido que la mayoría de los escenarios geotécnicos son muy complejos y no deben depender de una única variable, sino de la interacción de una serie de fenómenos que dan lugar a zonas complejas en las que la mayoría de ellas están sujetas a una elevada incertidumbre. En este sentido, la identificación de estas zonas o dominios de diseño debe dar lugar a zonas de comportamiento homogéneo en la medida de lo posible.

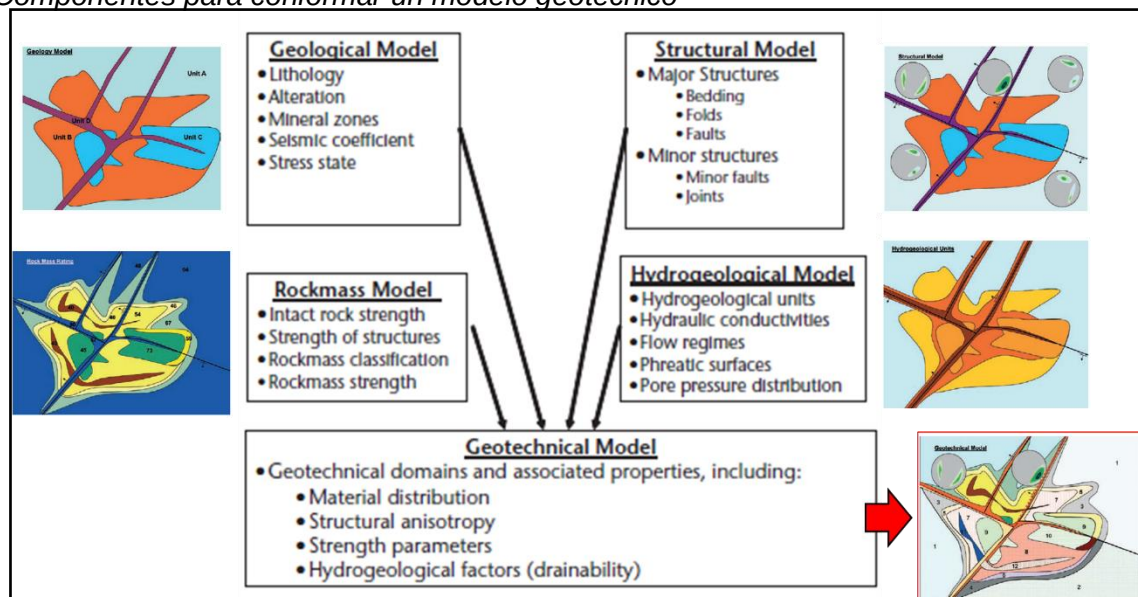
Previo a desarrollar la construcción de los modelos geotécnicos, es necesario definirlo y diferenciarlo de los modelos de calidad de macizo rocoso, de resistencia, estructural, geológico, entre otros.

Las zonas, dominios o modelos geotécnicos se definen como áreas con características similares y cuasi-homogéneas en términos estructurales (orientación e intensidad de fracturamiento), de macizo rocoso, propiedades de resistencia (mecánicas, elásticas y físicas) e hidrogeológicas.

Por lo tanto, el proceso de definición de los dominios geotécnicos, como se explica en la Figura 23, implica la asociación de los submodelos de macizo rocoso, estructural e hidrogeológico y que consideran como soporte modelos geológicos, de alteración y de mineralización.

Figura 23

Componentes para conformar un modelo geotécnico



Nota: Adaptado de (Read, J., y Stacey, P., 2009).

Según Read y Stacey (2009), la construcción de un modelo geotécnico es un proceso evolutivo a través de varios niveles de desarrollo. En muchos proyectos, la información suficiente para desarrollar un modelo detallado solo está disponible en la fase de factibilidad o durante la etapa de construcción. En etapas tempranas, tales como etapas conceptuales y de pre-factibilidad, un modelo geotécnico contiene mucho menos

información. Esto quiere decir, que el nivel de detalle de un modelo geotécnico depende directamente de la cantidad de información disponible.

En muchos proyectos, e incluso minas en operación, la cantidad de información geotécnica está por debajo de la fase de desarrollo del proyecto, por lo que los modelos son poco robustos, lo cual no es recomendable en ningún caso.

2.1.6 *Análisis de estabilidad de taludes*

El objetivo de realizar análisis de estabilidad de taludes es validar el diseño de taludes, el cual debe garantizar la estabilidad, seguridad y la viabilidad económica de la explotación de una mina a cielo abierto.

El análisis se suele realizar a diferentes escalas, tales como las escalas de banco, interrampa y global, y considerando las componentes de los modelos geotécnicos. La Figura 24 resume los procesos de análisis durante la etapa del diseño.

Según Read y Stacey (2009), cuando evaluamos potenciales mecanismos de falla, una consideración fundamental para cualquier macizo rocoso es que en rocas duras el control principal será estructural, mientras que, para rocas débiles, la resistencia puede ser el factor que controle la estabilidad.

Los análisis de estabilidad requieren un nivel o criterio de aceptabilidad para poder discernir entre un talud estable o inestable. El criterio más empleado es el factor de seguridad, el cual compara la capacidad de resistencia contra la oferta de esfuerzos por efecto de la perturbación del medio, lo cual resulta en una ratio definida de la siguiente manera:

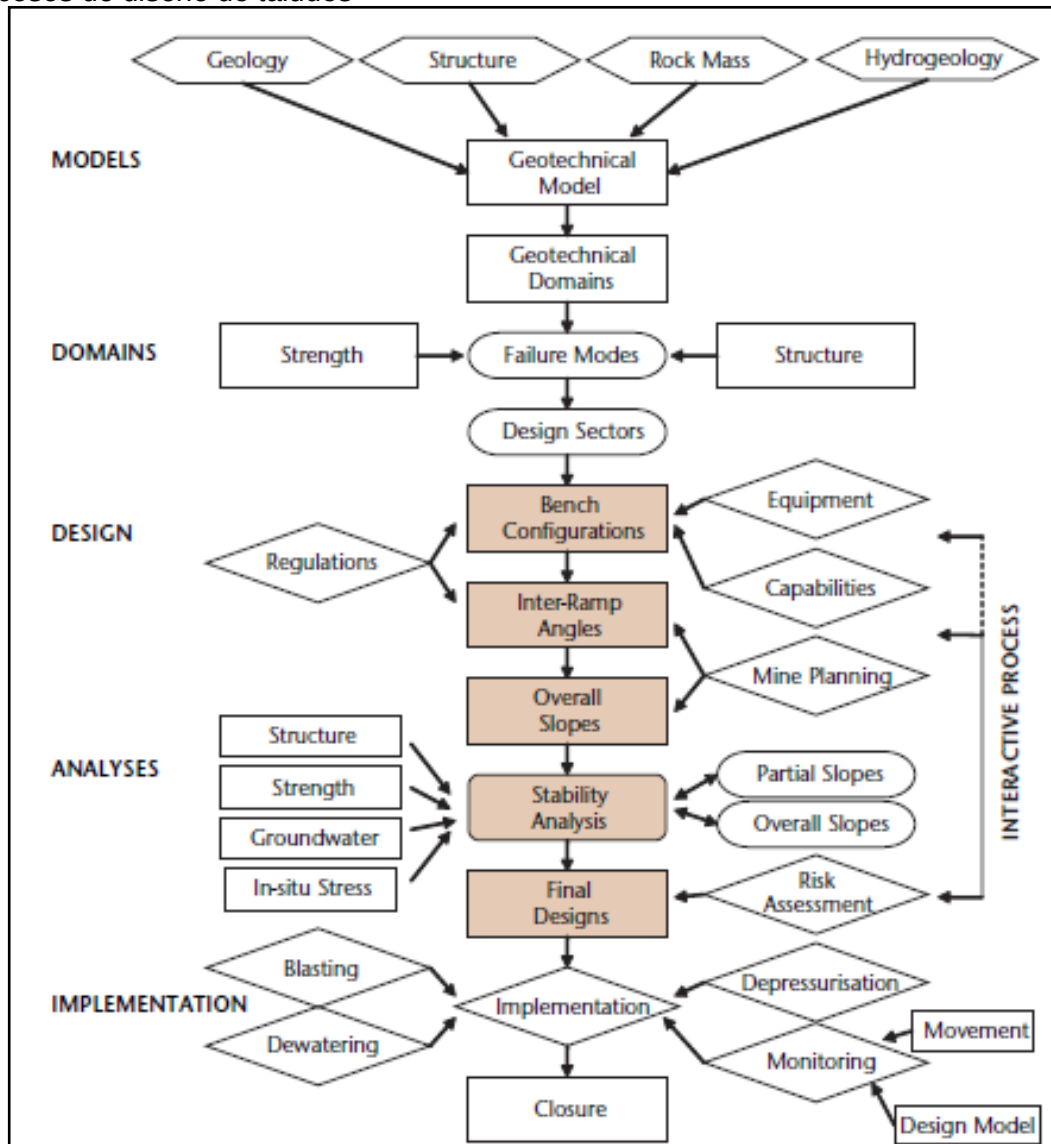
$$FoS = \frac{\text{Capacidad de resistencia}}{\text{Esfuerzos ejercidos o demanda}} \quad (20)$$

En general, cuando los esfuerzos ejercidos superan la capacidad de resistencia, se interpreta que el medio ha fallado o es inestable, cuando son iguales se interpreta una condición de equilibrio y cuando la capacidad de resistencia es mayor al esfuerzo ejercido, se interpreta una condición estable.

Los criterios de aceptabilidad los define usualmente la legislación de cada región donde se realizan análisis de estabilidad, y se sustentan en criterios internacionales mundialmente aceptados por la industria.

Figura 24

Procesos de diseño de taludes



Nota: Adaptado de (Read, J., y Stacey, P., 2009).

Según Read y Stacey (2009), los principales tipos de análisis se dividen en:

- Análisis cinemáticos, los cuales están basados en proyecciones estereográficas y principalmente se aplican a diseño de bancos.
- Análisis de equilibrio límite, aplicados a fallas estructuralmente controladas en bancos y a escala interrampa. Análisis de escala interrampa y global donde la

estabilidad es controlada por la resistencia del macizo rocoso, con o sin anisotropía estructural.

- Análisis numéricos con métodos de elementos finitos y elementos distintos para la evaluación y/o diseño a escala interrampa o global.

2.1.6.1 Análisis cinemático. En las proyecciones estereográficas o estereogramas se grafica la información de orientación de estructuras para evaluar su densidad e identificar familias de estructuras, las cuales tiene el potencial de generar bloques, planos de debilidad o mecanismos de falla más complejos que propicien un evento de inestabilidad.

Este proceso llamado análisis cinemático permite identificar los mecanismos de falla en los taludes.

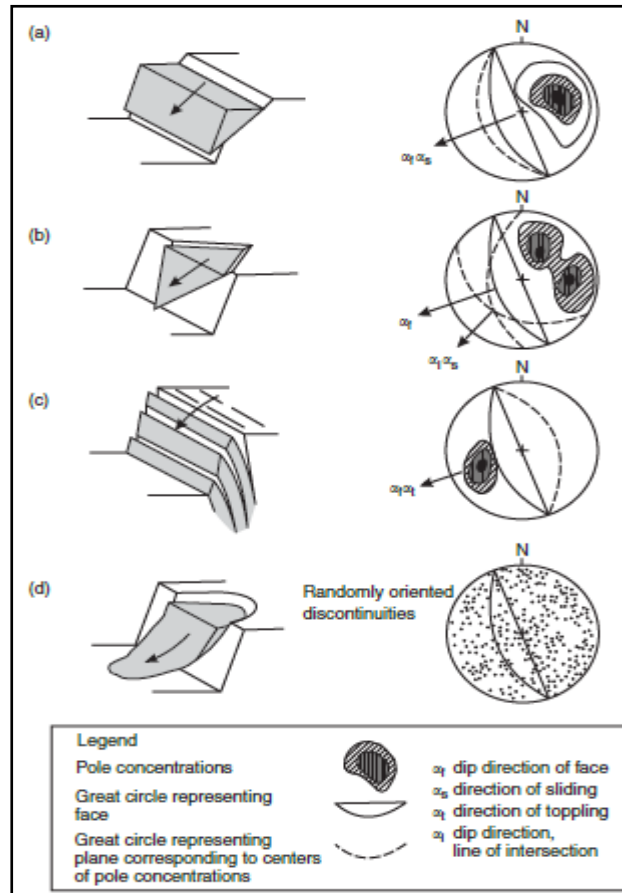
En el análisis cinemático se compara las orientaciones de las estructuras principales con la orientación del talud a definir para conocer los mecanismos de falla más probables a ocurrir y tomar medidas de mitigación o criterios de diseño que minimicen las probabilidades de ocurrir un evento de inestabilidad.

Existen múltiples mecanismos de falla, desde mecanismos muy complejos y específicos hasta los más simples. Los más simples son los mecanismos de falla planar, en cuña, de vuelco o circular.

La Figura 25, muestra la combinatoria de concentración de polos y el plano de orientación del talud que propicia cada mecanismo de falla. Cabe destacar, que el mecanismo de falla circular hace referencia a medios con discontinuidades aleatorias de un sistema muy fracturado o de suelos.

Figura 25

Tipos principales de fallas en taludes, y condiciones de geología estructural que causan estas fallas:



Nota: a) falla planar en roca con juntas persistentes buzando a favor de la cara del talud y en una dirección paralela a la cara del talud; b) falla en cuña dada la intersección de dos discontinuidades; c) falla por vuelco en roca dura por discontinuidades que buzcan en dirección contraria a la cara del talud; y d) falla circular en roca muy débil, o fracturada con orientaciones de discontinuidades aleatorias

Fuente: Adaptado de (Hudson, J., y Harrison, J., 1997).

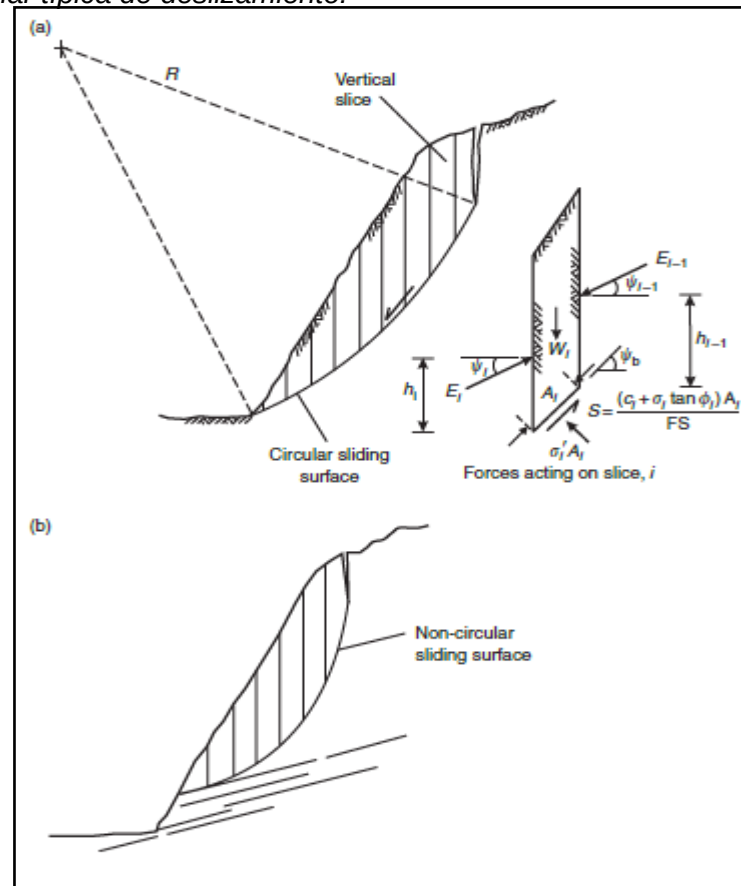
2.1.6.2 Modelos analíticos. Los modelos analíticos se basan en ecuaciones, fórmulas simplificadas, y asunciones geométricas y mecánicas que permiten evaluar de manera rápida la estabilidad de taludes. Son muy utilizados y mundialmente aceptados en la industria los métodos de equilibrio límite como modelos de evaluación analíticos.

Los métodos de equilibrio límite son usados para determinar la estabilidad de planos de deslizamiento, bloques, y cuñas que son resueltas por una simple mecánica de cuerpo libre y no dependen de la distribución efectiva de esfuerzos normales a lo largo de las superficies de falla. Para determinar la estabilidad en superficies de falla se utiliza el método de las dovelas, el cual se realiza usualmente en 2D, y divide el talud en “n” dovelas

por encima de la superficie de falla. Esta superficie es usualmente asumida como un semi-círculo (Read y Stacey, 2009).

Figura 26

Superficie circular típica de deslizamiento:



Nota: a) superficie circular de radio largo en material débil, con detalle de fuerzas en una dovela (slice). b) superficie no circular en material débil con roca resistente como base
Fuente: Adaptado de (Wyllie, D., y Mah, W., 2004).

Los métodos más conocidos de análisis basados en el método de las dovelas y en condiciones de equilibrio estático se resumen en la Tabla 2.

Tabla 2

Condiciones de equilibrio estático satisfechas por el método de las dovelas

MÉTODO	EQUILIBRIO DE FUERZAS		EQUILIBRIO DE MOMENTO
	X	Y	
Fellenius OMS	No	No	Si
Bishop's simplified	Yes	No	Si
Janbu's simplified	Si	Si	No
US Corps of Engineers	Si	Si	No
Lowe & Jarafiath	Si	Si	No
Morgenstern & Price	Si	Si	Si
Spencer	Si	Si	Si
Sarma	Si	Si	Si

Nota: Adaptado de (Read, J., y Stacey, P., 2009).

Los métodos tradicionales tales como Fellenius, Bishop o Janbu, fueron los pioneros en dar solución a las ecuaciones de equilibrio límite, sin embargo, son soluciones parciales que descuidan ciertas variables y no necesariamente satisfacen el equilibrio de fuerzas y de momentos a la vez.

Por otro lado, Morgenstern y Price (1965), Spencer (1967, 1973) y Sarma (1973) satisfacen el equilibrio de fuerzas y momentos.

2.1.6.3 Criterios de aceptabilidad. Para las evaluaciones se define el Factor de Seguridad (FoS) como criterio de evaluación de estabilidad y su respectivo criterio de aceptabilidad. Como referencia se consideran los criterios de Read y Stacey (2009), detallados en la Tabla 3, los cuales son mundialmente aceptados en la industria.

Tabla 3

Criterios de aceptabilidad de taludes

ESCALA	FOS (MIN) (CONDICIONES ESTÁTICAS)
Banco	1.1
Interrampa	1.2
Global	1.3

Nota: Adaptado de (Read, J., y Stacey, P., 2009).

2.1.7 Métodos de monitoreo e instrumentación

En muchas minas a cielo abierto, el proceso de diseño de taludes es muy complejo. Existen muchas variables que interactúan entre sí, tales como la caracterización de macizos rocosos, la hidrogeología, entre otras, que suelen estar basadas en investigaciones incompletas o interpretaciones subjetivas. Estos modelos afectados por limitaciones prácticas, económicas o tiempos ajustados reducen la confiabilidad del diseño recomendado. Por ello el proceso de diseño de taludes es un proceso iterativo y requiere un monitoreo sistemático y documentación de las condiciones geológicas y el desempeño de los taludes, revisiones periódicas y actualizaciones de los criterios de diseño y el plan de minado (Read y Stacey, 2009). Según Sharon y Eberhardt (2020), los métodos de monitoreo pueden variar significativamente con respecto a su versatilidad en:

- Como se despliegan los instrumentos (en superficie o en perforaciones)

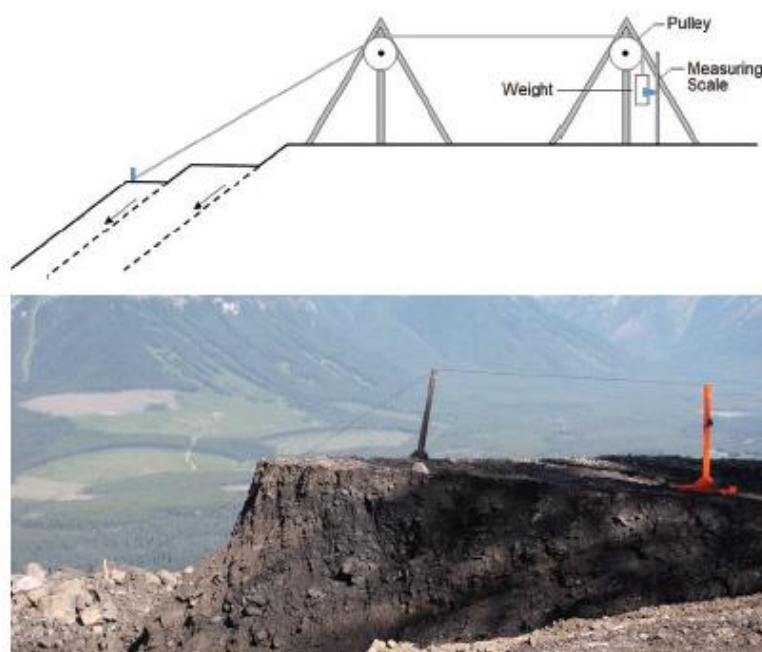
- Qué van a monitorear (desplazamientos de taludes, presiones de agua)
- Cómo lo van a medir (vector total de movimiento, posiciones relativas, líneas de visión).
- Cómo será registrada la información (manual, automatizada) y transmitida (manualmente, inalámbricamente) y su frecuencia (periódica, en tiempo real).

2.1.7.1 Inspecciones visuales. Las inspecciones visuales son la metodología más básica de monitoreo. Esta permite identificar áreas de riesgo donde con anterioridad se mantenían inactivas y empezaron a moverse. Según Sharon y Eberhardt (2020), las inspecciones visuales se pueden clasificar en reporte de incidentes (caídas de roca potenciales), inspecciones diarias de áreas activas de trabajo, inspecciones detalladas en zonas de alto riesgo, inspecciones mensuales e inspecciones finales.

2.1.7.2 Extensómetros. Estos equipos son usados comúnmente para monitorear el movimiento detrás de la cresta del talud donde no se requiere una alta resolución de monitoreo. Son usualmente empleados en desmonteras o en zonas con potencial de falla de tipo vuelco. Pueden ser del tipo manual o de lecturas automatizadas.

Figura 27

Diagrama esquemático de extensómetro (modificado por Hogarth et al. 2017) y foto mostrando el monitoreo del talud de una desmontera



Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

2.1.7.3 Estaciones totales y prismas. Las estaciones totales suelen emplearse para medir distancias desde un punto de referencia donde se ubica la estación total hacia puntos objetivos que son usualmente prismas. Estas pueden ser manuales o robotizadas, así como de extracción de información manual o de comunicación inalámbrica.

El registro periódico (registro manual) o en tiempo real (robotizado) permite medir en diferentes intervalos de tiempo los desplazamientos ocurridos y monitorear el área de interés.

Por otro lado, la cantidad de prismas impacta directamente en la velocidad de lectura de la estación total, así como también existen ruidos atmosféricos que pueden inducir error en las lecturas de desplazamientos de prismas y en la frecuencia de monitoreo.

Figura 28

Ejemplo de estación total posicionada en refugio



Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

2.1.7.4 Radar. Este sistema es ampliamente usado en la industria minera y se mantiene como el instrumento de monitoreo por excelencia. Las principales ventajas de un radar son:

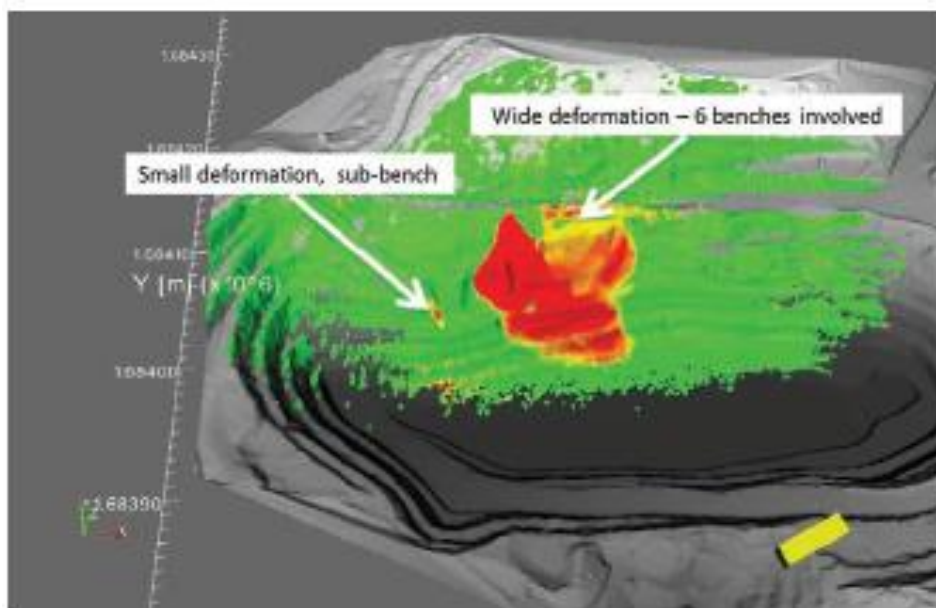
Proveen alta resolución y una amplia área de cobertura en los taludes con precisión submilimétrica a distancias que exceden 1km con una frecuencia de monitoreo cercana al tiempo real.

El monitoreo por radares no requiere la preparación del talud o acceso al talud, porque no usa puntos de referencia. El sistema consiste en generar ondas sinusoidales dirigidas hacia los taludes a ser monitoreados, donde una fracción de la energía es reflejada de vuelta al radar.

Finalmente, las señales recibidas son interpretadas por el sistema y transformadas a desplazamientos en cada punto del talud monitoreado, permitiendo cuantificar los desplazamientos en diferentes intervalos de tiempo y calcular la velocidad de desplazamiento que nos permite interpretar el comportamiento en tiempo real de los taludes.

Figura 29

Mapa de desplazamiento acumulado después de tres días de mediciones

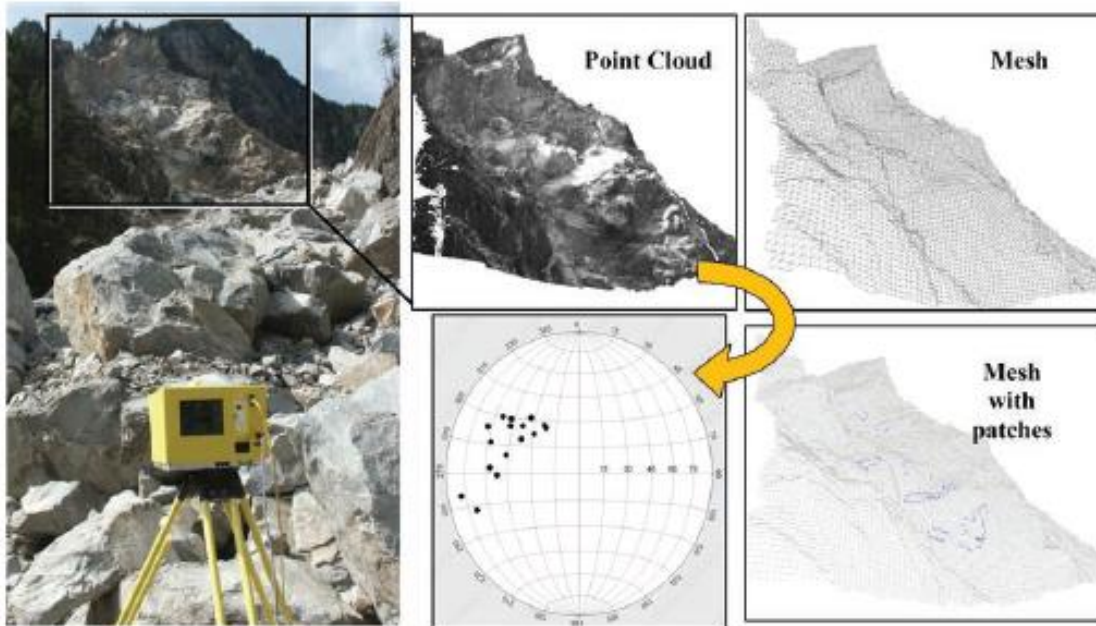


Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

2.1.7.5 Laser Scanners: LiDAR. Inicialmente en la industria minera, se empleaba este sistema de monitoreo con propósitos de obtener la superficie modelada en 3D. Sin embargo, los avances en software y hardware permiten un monitoreo LiDAR cercano al tiempo real. Estos sistemas requieren procesar la nube de puntos tomada para medir en base a las superficies registradas los desplazamientos a diferentes intervalos de tiempo.

Figura 30

Procedimiento de procesamiento de nube de puntos, incluyendo la generación de una superficie desde la nube de puntos y reconocimiento automático de discontinuidades persistentes



Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

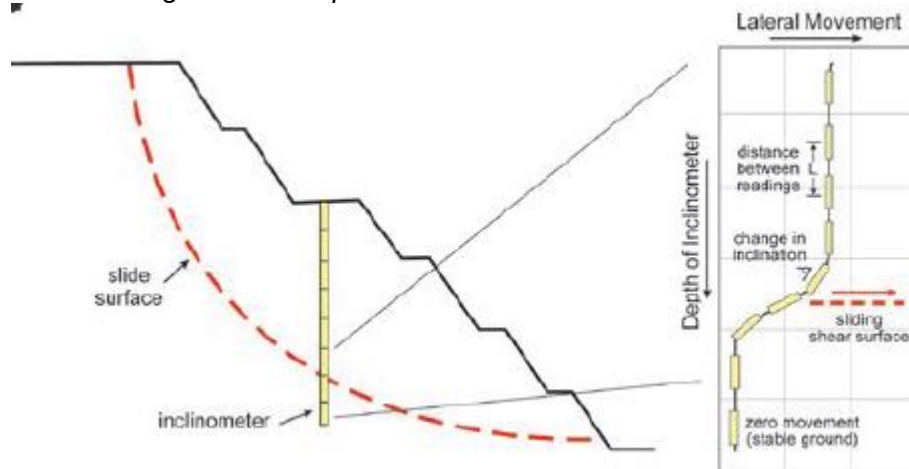
2.1.7.6 Radar satelital. Este sistema provee mapas de desplazamiento superficial basado en radares satelitales. Estos son típicamente provistos como fáciles de integrar a sistema de monitoreo existente.

La única ventaja de estos sistemas es la capacidad de medir desplazamientos en el orden de mm/año (precisión) a lo largo de áreas donde orbitan satélites. Sin embargo, la frecuencia de monitoreo es elevada dadas las largas distancias de recorrido que toman los satélites para monitorear.

2.1.7.7 Inclínómetros. Los inclinómetros son instrumentos para medir los cambios de inclinación en un pozo como resultado del movimiento de los taludes. Estos se emplean usualmente para medir desplazamientos en superficies de falla tal como la superficie de falla circular. Estos pueden ser usados manualmente o de manera automatizada.

Figura 31

Principios de monitoreo de inclinómetros para detectar la ubicación y desplazamientos desarrollados a lo largo de una superficie de deslizamiento

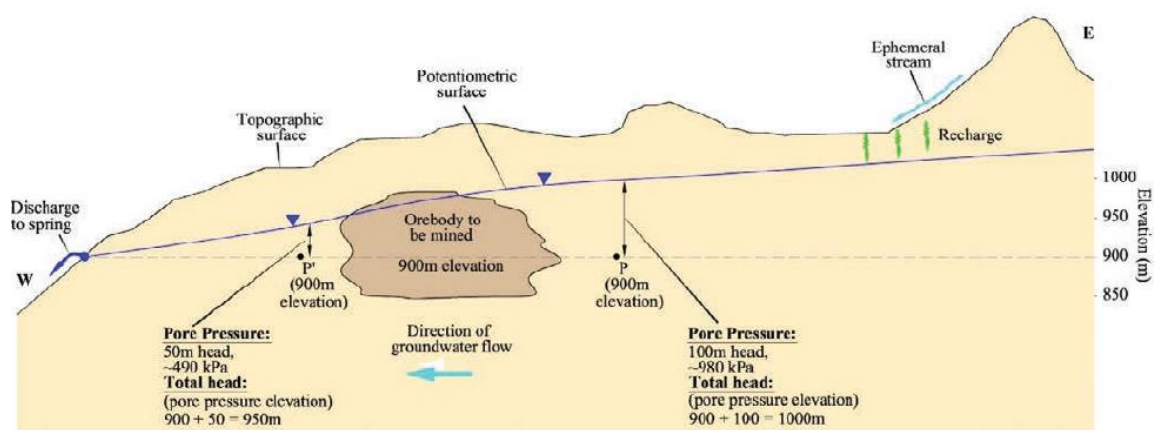


Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

2.1.7.8 Monitoreo de agua subterránea. El agua es un factor importante que debilita la resistencia del macizo rocoso y la resistencia al corte de las discontinuidades, lo cual incrementa el riesgo de inestabilidad mientras se encuentre presente en una mayor proporción en el macizo rocoso. El agua subterránea puede provenir de acuíferos circundantes a la zona de estudio o de la recarga de aguas superficiales tales como ríos o lluvias.

Figura 32

Relación entre el nivel total de agua subterránea y la presión de poros



Nota: Adaptado de (Beale y Read, 2013).

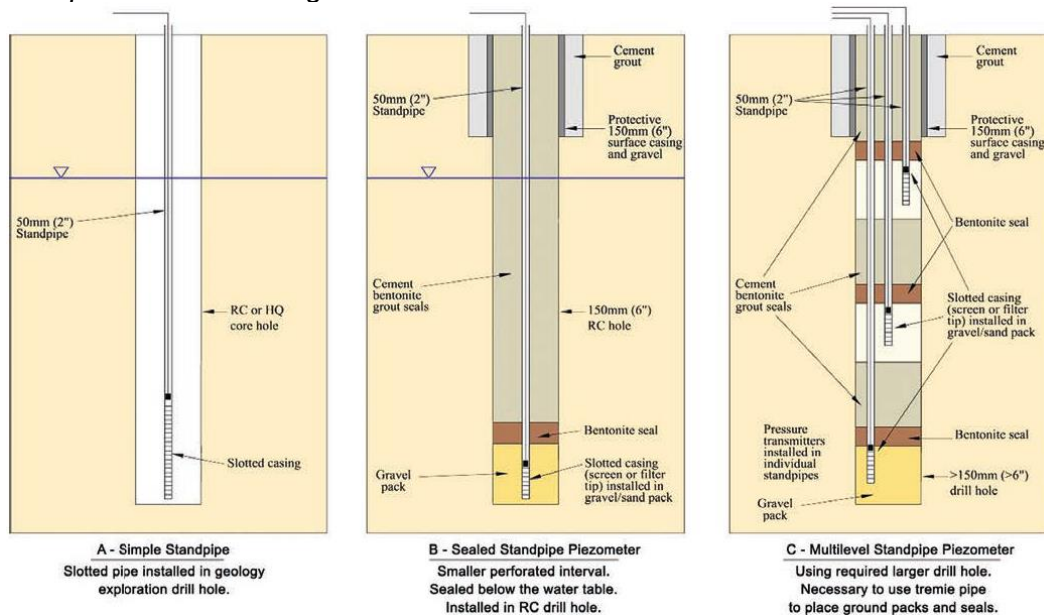
Por lo tanto, el monitoreo de agua subterránea nos permite identificar la posición de nivel de agua, su distancia hacia las paredes del talud, y el caudal o presión de poros.

Los instrumentos comúnmente usados para monitorear el agua subterránea son los piezómetros, donde existen principalmente dos variedades:

- Los piezómetros casa grande que permiten para monitorear el nivel de agua.
- Los piezómetros de cuerda vibrante que permiten monitorear la presión de poros en diferentes puntos de un mismo piezómetro o pozo.

Figura 33

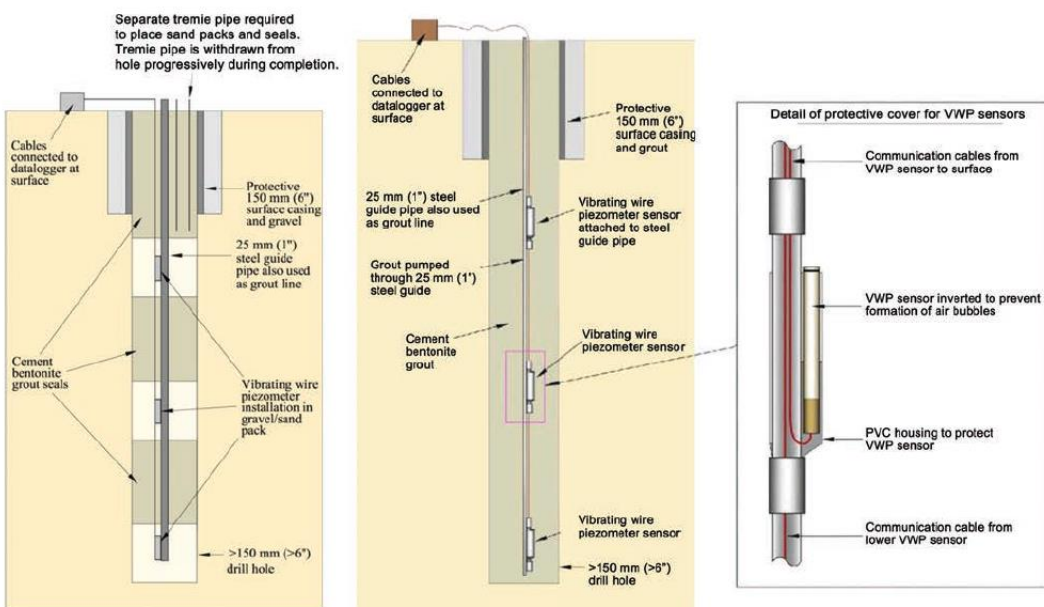
Tipos de piezómetros Casagrande



Nota: Adaptado de (Beale y Read, 2013).

Figura 34

Ejemplos de piezómetros de cuerda vibrante (VWP)



Nota: Adaptado de (Beale y Read, 2013).

Un adecuado monitoreo de los recursos hídricos permite una mejor toma de decisiones en la gestión de recursos hídricos, donde el objetivo es eliminar la variable del agua de los taludes para mejorar las condiciones de estabilidad y operativas.

2.1.8 Metodología de análisis de estabilidad

El enfoque considerado requiere consolidar e interpretar la información geotécnica para transformarla en modelos geotécnicos y se represente la calidad y comportamiento de materiales presentes en las zonas de interés.

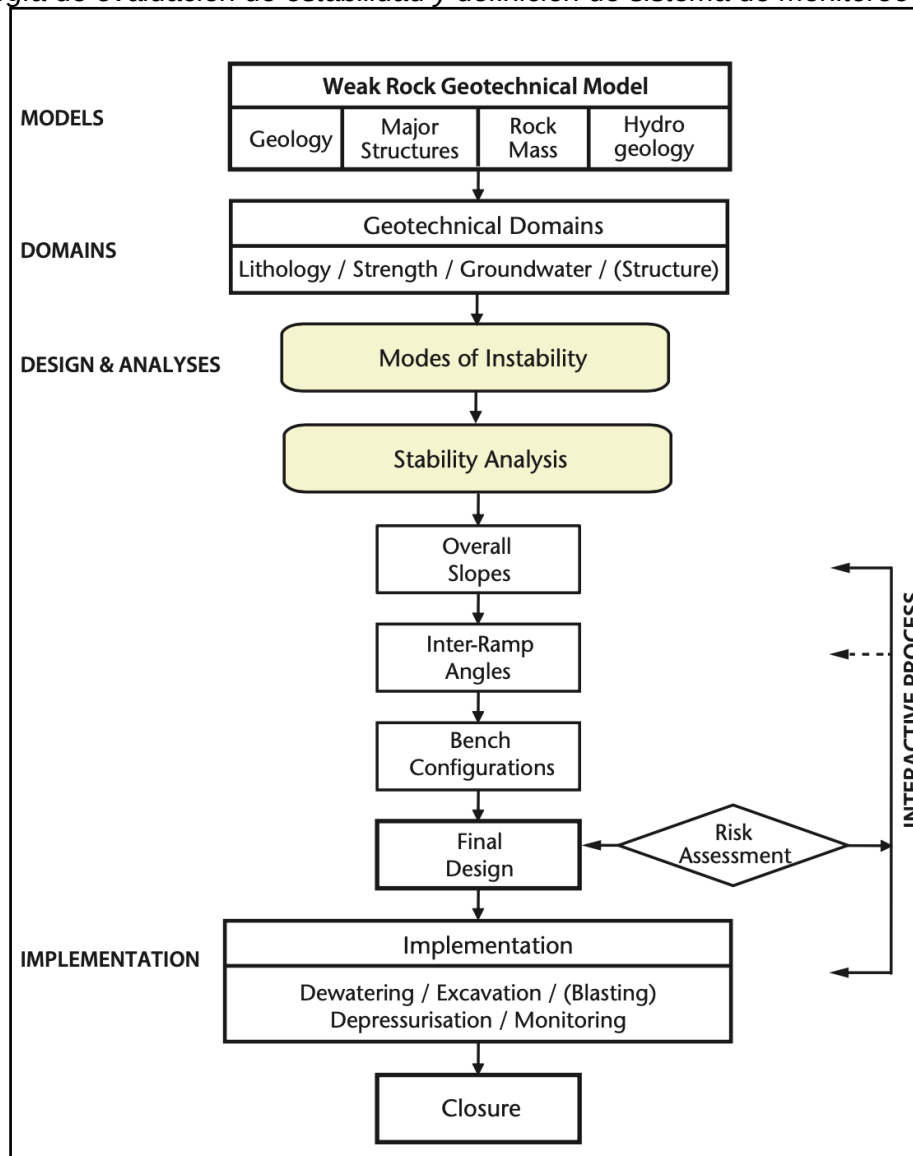
Las condiciones estructurales y de calidad de cada dominio geotécnico liderarán los diferentes modos de falla que puedan existir, los cuales se identifican en análisis estereográficos.

Luego, modelos analíticos de equilibrio límite a escala global e interrampa se realizarán para calibrar las propiedades geotécnicas y luego evaluar el desempeño de diseño proyectado del LOM.

Finalmente, estos análisis decantan en la implementación de sistemas de monitoreo ad-hoc a los mecanismos de falla esperados en cada dominio geotécnico y en dar recomendaciones para los diseños del LOM, controles de voladura e hidrogeológicos que favorezcan las condiciones de estabilidad. El monitoreo además permite retroalimentar la base de datos geotécnica y realizar un ciclo iterativo de actualización de modelos geotécnicos en las zonas futuras de minado para validar los diseños planificados.

Figura 35

Metodología de evaluación de estabilidad y definición de sistema de monitoreo



Fuente: Elaboración propia.

2.1.9 Metodología basada en el riesgo

Para definir un sistema de monitoreo, se deben evaluar las condiciones geotécnicas definir las variables de riesgo las cuales deben medirse y monitorearse. Esto puede ser respondido por la metodología basada en el riesgo para monitoreo de taludes. Esta metodología desarrollada por el 'Geotechnical Center of Excellence (CGE)' de la Universidad de Arizona donde participaron distintos miembros del CGE, Piteau Associates y Newmont Goldcorp Mining (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

Este enfoque es empleado considerando las condiciones geotécnicas, los parámetros de diseño y su rendimiento geotécnico-operacional, para determinar un índice de estabilidad de taludes que tenga en cuenta la probabilidad de que se produzca un evento geotécnico no deseado en cada uno de los dominios analizados.

Para definir el índice de estabilidad de taludes, se emplea el índice de condiciones geotécnicas (ICG) el cual evalúa diversos ítems geotécnicos y asigna un valor entre 0 y 10 por dominio geotécnico acorde a información geotécnica. En la Tabla 4, se muestran los Factores del Índice de Condición Geotécnica (ICG). Adicionalmente se emplea el Índice de Desempeño del Diseño (IDD) el cual evalúa los controles existentes, el diseño de taludes y su desempeño y asigna un valor entre 0 y 10 por cada ítem evaluado por dominio geotécnico acorde a las condiciones operacionales de la mina. En la Tabla 5 se muestran los Factores de Índice de Desempeño del Diseño (IDD).

Tabla 4

Factores de índice de condición geotécnica (ICG)

DESCRIPCIÓN	VALOR
Condiciones muy pobres	0
Condiciones pobres	2.5
Condiciones moderadas	5
Condiciones favorables	7.5
Condiciones muy favorables	10

Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

Tabla 5

Factores de índice de desempeño del diseño (IDD)

DESCRIPCIÓN	VALOR
Desempeño muy pobre	0
Desempeño pobre	2.5
Desempeño moderado	5
Desempeño favorable	7.5
Desempeño muy favorable	10

Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

Las condiciones evaluadas y que son puntuadas se resumen en la Tabla 6.

Tabla 6

Condiciones a evaluar para definición de índice de estabilidad de taludes

ÍNDICE DE CONDICIÓN GEOTÉCNICA (ICG)		
1.0	Condiciones estructurales y de macizo rocoso	
	1.1	Resistencia de roca intacta
	1.2	Calidad de macizo rocoso
	1.3	Daño de macizo rocoso
	1.4	Deterioro de macizo rocoso
	1.5	Condiciones de estructuras menores
	1.6	Condiciones de esfuerzos in situ
	1.7	Complejidad geológica
2.0	Condiciones de agua superficial y subterránea	
	2.1	Precipitación
	2.2	Agua superficial
	2.3	Nivel freático relativo al diseño del pit
	2.4	Sistemas de agua subterránea
	2.5	Capacidad de drenaje de macizo rocoso
	2.6	Potencial de recarga
ÍNDICE DE DESEMPEÑO DEL DISEÑO (IDD)		
1.0	Controles, monitoreo y reconciliación superficial	
	1.1	Controles de agua superficial
	1.2	Mediciones de despresurización
	1.3	Gestión de presión de poros
	1.4	Estudio Hidrogeológico
	1.5	Objetivos de presión de poros y reconciliación
2.0	Diseño de taludes	
	2.1	Altura de taludes
	2.2	Forma de taludes
	2.3	Confiabilidad de parámetros de diseño
	2.4	Análisis de estabilidad
	2.5	Flexibilidad del diseño
3.0	Desempeño de taludes y controles operacionales	
	3.1	Controles de voladura
	3.2	Ratio de hundimiento
	3.3	Desempeño de paredes
	3.4	Excavación de fase
	3.5	Verificación y reconciliación de diseño

Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

El puntaje total para todas las condiciones evaluadas es sumado y dividido por la suma de los máximos puntajes de las condiciones valorizadas para determinar un porcentaje por condición geotécnica y otro porcentaje por desempeño de diseño. Estos porcentajes son escalados con un factor de 50% cada uno para determinar el índice de estabilidad de taludes. La Tabla 3, detalla en función al índice de estabilidad de taludes, cual es la probabilidad de ocurrencia de un evento de inestabilidad y la descripción añade detalle sobre el desempeño que suelen presentar sectores con dicha probabilidad, además de definir los rangos del factor de riesgo en la matriz de evaluación (Tabla 8).

Para definir adecuadamente el índice de estabilidad de taludes, es necesario realizar análisis de estabilidad que nos permitan identificar los mecanismos de falla que se desenvuelven en los distintos sectores geotécnicos acorde a condiciones estructurales, de macizo rocoso e hidrogeológicas.

Por lo tanto, se desarrollarán análisis cinemáticos y modelos de equilibrio límite calibrados a escala interrampa y escala global para interpretar el comportamiento esperado del macizo rocoso o suelo ante los diseños definidos y poder complementar la selección del sistema de monitoreo ad-hoc al comportamiento geotécnico en el tajo.

Tabla 7

Descripción cualitativa de probabilidad de ocurrencia de evento de inestabilidad por Índice de Estabilidad de Taludes

FACTOR DE LA MATRIZ DE RIESGO	ÍNDICE DE ESTABILIDAD DE TALUDES (%)	PROBABILIDAD	DESCRIPCIÓN
5	<20	Muy alta	Lo más probable es que se produzca un evento Se produce el evento diariamente
4	20-40	Alta	Se espera que se produzca un evento Se produce el evento semanalmente/mensualmente
3	40-60	Moderada	Puede producirse un evento bajo ciertas circunstancias Se produce el evento anualmente
2	60-80	Baja	El evento se ha producido en otro lugar Se produce el evento cada 10 años
1	80-100	Muy Baja	El evento puede ocurrir en circunstancias excepcionales

Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

Luego, el índice de estabilidad de taludes se combina con el índice de consecuencia de un proceso de operación minera para determinar el índice de riesgo global para cada sector de la mina, utilizando una matriz de riesgo.

Tabla 8

Matriz de riesgo para evaluación de sistema de monitoreo

		ÍNDICE DE CONSECUENCIA				
		1	2	3	4	5
Índice de estabilidad de taludes	5	Alto	Alto	Crítico	Crítico	Crítico
	4	Moderado	Alto	Alto	Crítico	Crítico
	3	Bajo	Moderado	Alto	Alto	Crítico
	2	Bajo	Bajo	Moderado	Alto	Alto
	1	Bajo	Bajo	Bajo	Moderado	Alto

Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

Una vez el índice de riesgo es definido, la Tabla 9 es usada como guía para definir el sistema de monitoreo recomendado para cada dominio geotécnico del tajo, así como la frecuencia de monitoreo, inspecciones y reportes requerido.

Esta metodología debe ser actualizada regularmente durante la operación, ya que los peligros pueden cambiar y los sistemas de monitoreo pueden evolucionar.

Además de que se debe considerar el criterio y experiencia para complementar la recomendación del plan de instrumentación de monitoreo geotécnico.

Tabla 9

Recomendaciones de sistema de monitoreo, frecuencia de monitoreo y frecuencia de reportes acorde al nivel de riesgo

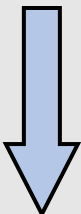
SUGERENCIAS DE MONITOREO				
	RIESGO BAJO	RIESGO MODERADO	RIESGO ALTO	RIESGO CRÍTICO
	-Data validada y revisada por un ingeniero semanalmente/mensualmente -Data debe ser validada por medio de múltiples instrumentos	-Mantener un sistema de monitoreo sin necesidad de medición en tiempo real que aborde adecuadamente el mecanismo de falla -Data validada y revisada por un ingeniero diariamente -Data debe ser validada por medio de múltiples instrumentos -Considerar un sistema de monitoreo en tiempo real con alarmas	-Mantener un sistema de monitoreo sin necesidad de medición en tiempo real que aborde adecuadamente el mecanismo de falla -Data validada y revisada por un ingeniero cada guardia -Data debe ser validada por medio de múltiples instrumentos -Considerar uno o más sistemas de monitoreo en tiempo real con alarmas	-Mantener un sistema de monitoreo sin necesidad de medición en tiempo real que aborde adecuadamente el mecanismo de falla -Data validada y revisada por un ingeniero cada guardia -Data debe ser validada por medio de múltiples instrumentos -Considerar múltiples sistemas de monitoreo en tiempo real con alarmas (al menos un sistema de gran cobertura de área)
FRECUENCIA DE MONITOREO				
	RIESGO BAJO	RIESGO MODERADO	RIESGO ALTO	RIESGO CRÍTICO
Alarma	Según sea necesario	Revisión diaria	Por guardia; considerar sistema de alarma en tiempo real	Por guardia a sistema de alarma en tiempo real
Inspecciones Visuales	Semanalmente	Diariamente	Por guardia	Por guardia a constante (Con observador)
Reporte	Mensualmente	Semanalmente/ Mensualmente	Diariamente/ Semanalmente	Diariamente

Nota: Adaptado de (Sharon, R., y Eberhardt, E., 2020).

La Figura 36 muestra el enfoque jerárquico de los sistemas de monitoreo recomendados para cada nivel de riesgo definido por la metodología previamente descrita.

Figura 36

Enfoque jerárquico de sistema de monitoreo basado en el riesgo

Nivel de Riesgo	Sistema de monitoreo	Frecuencia de Monitoreo	Acceso requerido
Bajo	Inspecciones de bermas (inspecciones de grietas)	Incremento de frecuencia de monitoreo (algunos pueden ser alarmados si se dispone de los sistemas de telemetría y alerta adecuados) 	Acceso a bermas
	Lectura manual de grietas o extensómetros superficiales		Acceso a bermas
Moderado	Escáneres Laser		Acceso a bermas (instalación/mantenimiento)
	Inclinómetros		Acceso a bermas (lecturas)
	TDR/VWP		Acceso a bermas (lecturas)/Telemetría
	Extensómetros superficiales automatizados		Acceso a bermas (lecturas)/Telemetría
	Lectura manual de prismas		Acceso inicial a bermas (instalación)
Alto	Prismas automatizados (Estación total)	Requiere telemetría y alarmas en tiempo real (ej. Alerta, Alarma, Evacuación)	Acceso a bermas (instalación/mantenimiento)
Crítico (Monitoreo de seguridad crítica)	Radar		Remoto
	Extensómetros superficiales automatizados con alarmas remotas locales		Remoto

Nota: Adaptado de (Graff y Wessels, 2013).

2.2 Tipo y diseño de la investigación

El tipo de investigación del presente trabajo es aplicada, ya que busca implementar un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico aplicando la metodología

basada en el riesgo para definir el alcance del sistema para cada sector de la mina acorde a condiciones o variables cualitativas y cuantitativas de campo.

El enfoque del presente trabajo es mixto, ya que considera variables cualitativas del desempeño del diseño, así como variables cuantitativas que caracterizan el macizo rocoso y que evalúan la estabilidad del mismo.

El diseño del presente trabajo es experimental ya que se manipulan variables y factores del macizo rocoso para representar su comportamiento y desarrollar modelos que nos permitan analizar su desempeño.

2.3 Unidad de análisis

Esta investigación tiene como unidad de análisis el tajo Castellanos, ubicado en Cuba.

2.4 Matriz de consistencia

Figura 37

Matriz de consistencia del proyecto de investigación: “Implementación de un plan de instrumentación de monitoreo geotécnico – Caso Castellanos”

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variables	Metodología
El tajo Castellanos ha presentado históricamente hasta la actualidad múltiples eventos de inestabilidad a escala de banco e interrampa. Así mismo se ocurren día a día múltiples pérdidas de cresta y formación de bancos dobles debido a los eventos de inestabilidad ocurridos. Estos eventos en la actualidad no son controlados y se manifiestan en muchos sectores del tajo sin ser atendidos adecuadamente. Esto atenta contra la integridad y seguridad del personal de operaciones y los activos de la compañía.	Objetivo General: Implementar un plan de instrumentación de sistema monitoreo de taludes para el tajo Castellanos aplicando la metodología basada en el riesgo para monitoreo de taludes. Objetivos Específicos: Definir los mecanismos de falla para los sectores geotécnicos del tajo Castellanos. Identificar las condiciones operativas y el desempeño del diseño de taludes existentes en el tajo Castellanos. Realizar un análisis de estabilidad a escala global e interrampa. Calibrar un modelo analítico mediante un back-análisis a un evento de inestabilidad registrado en el tajo Castellanos.	Hipótesis General: Mediante la metodología basada en el riesgo para monitoreo de taludes, la cual considera las condiciones geotécnicas y operativas de los taludes, se implementará un programa de instrumentación y un sistema de monitoreo, el cual permitirá tener una alerta temprana de los potenciales eventos de inestabilidad en el tajo Castellanos.	Variables Independientes: Resistencia de roca intacta Frecuencia de fracturas Condición de Juntas Condición de agua subterránea Parámetros físico-mecánicos de roca intacta Variables Dependientes: Calidad de macizo rocoso Índice de condición geotécnica Índice de desempeño del diseño Índice de estabilidad de taludes Condición de estabilidad por sector geotécnico Factor de seguridad	Tipo de investigación: Aplicativa Tipo de enfoque: Mixto (cualitativo y cuantitativo) Diseño de investigación: Experimental

Fuente: Elaboración propia.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

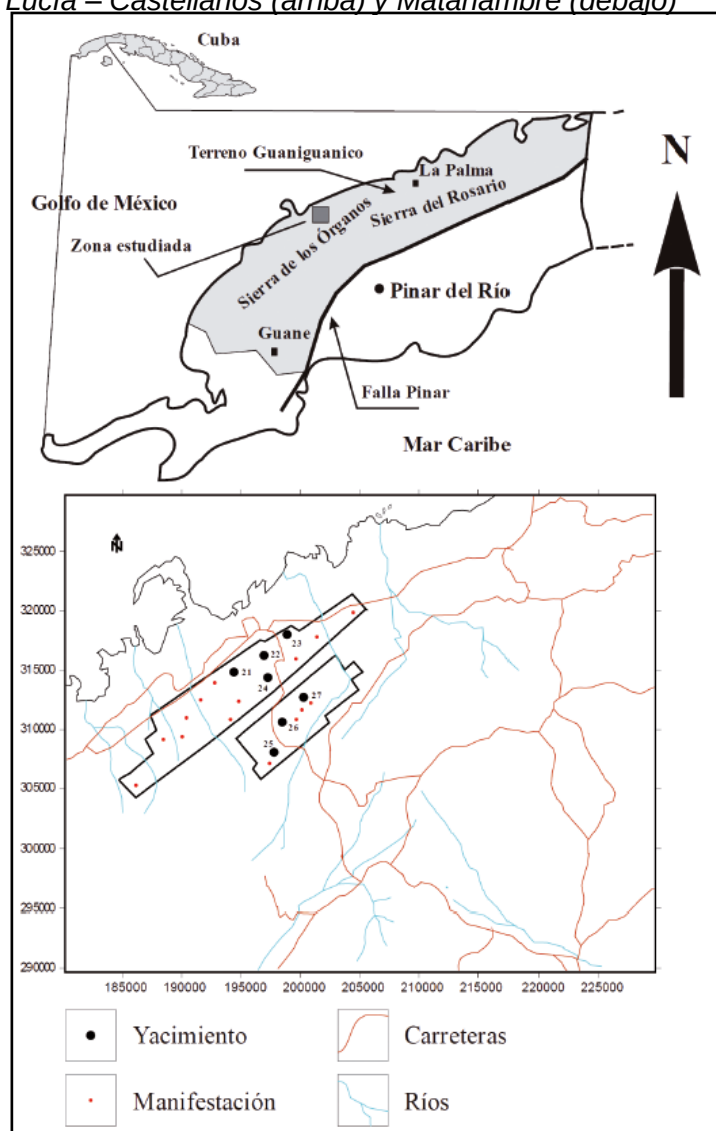
3.1 Recolección de datos

3.1.1 Caso Mina Castellanos

3.1.1.1 Ubicación y acceso. La mina a cielo abierto Los Castellanos se encuentra aproximadamente a 3 km de la localidad de Santa Lucía dentro de los límites del municipio de Minas de Matahambre, en la provincia de Pinar del Río, a 200km al oeste de La Habana, Cuba.

Figura 38

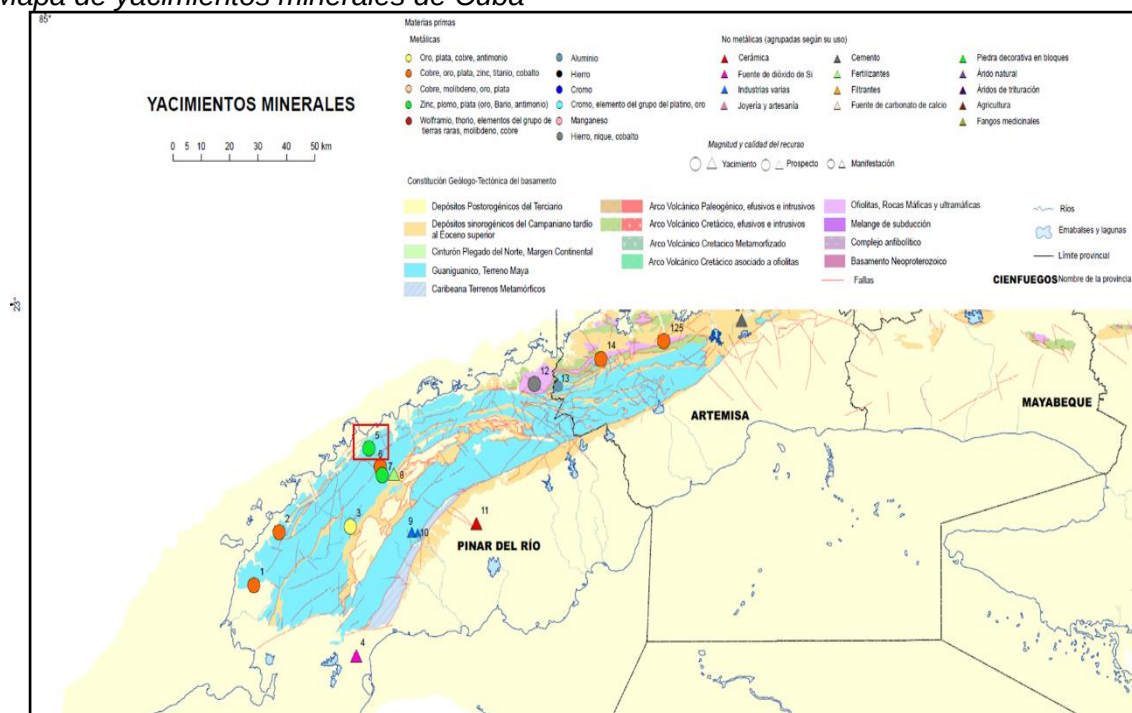
Ubicación Mapa de ubicación geográfica, de yacimientos y manifestaciones en los campos minerales Santa Lucía – Castellanos (arriba) y Matahambre (debajo)



Nota: A escala 1: 50 000. 21) La Esperanza; 22) Castellanos; 23) Santa Lucía; 24) Sur; 25) Nieves; 26) Matahambre 27) Mella

Figura 39

Mapa de yacimientos minerales de Cuba



Fuente: Elaboración propia.

3.1.1.2 Marco geológico. El proyecto Castellanos se ubica en la Zona Metalogénica Guaniguanico (Nota: A escala 1:50 000. 21) La Esperanza; 22) Castellano; 23) Santa Lucía; 24) Sur; 25) Nieves; 26) Matahambre; 27) Mella; Figura 39), específicamente en la subzona metalogénica Castellano. En ella se desarrolla el Miembro Castellano (parte superior de la Formación San Cayetano) y la Fm. Francisco.

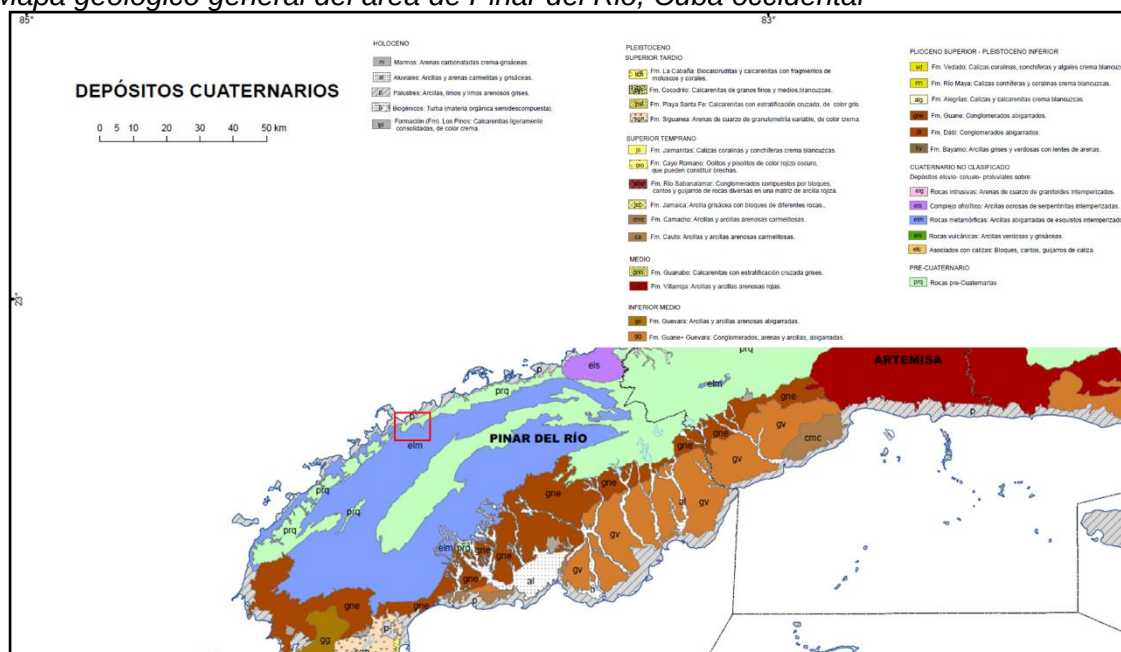
El Miembro Castellano y la parte indiferenciada de la Fm. San Cayetano están repetidos tectónicamente como resultado de los procesos de sobrecojimientos ocurridos, los que conllevaron a la división en escamas tectónicas de las secuencias originales.

El Miembro Castellano consiste en una secuencia de pizarras negras, areniscas (cuarzosas y polimícticas) y limolitas, todas interestratificadas, con lentes e intercalaciones de calizas y dolomías.

En raras ocasiones aparecen lentes de evaporitas asociadas con argilitas, pizarras arcillo - hidromicáceas y dolomitas. La estratificación es variada, siendo a veces de capas gruesas y en otras de capas muy finas.

Figura 40

Mapa geológico general del área de Pinar del Río, Cuba occidental

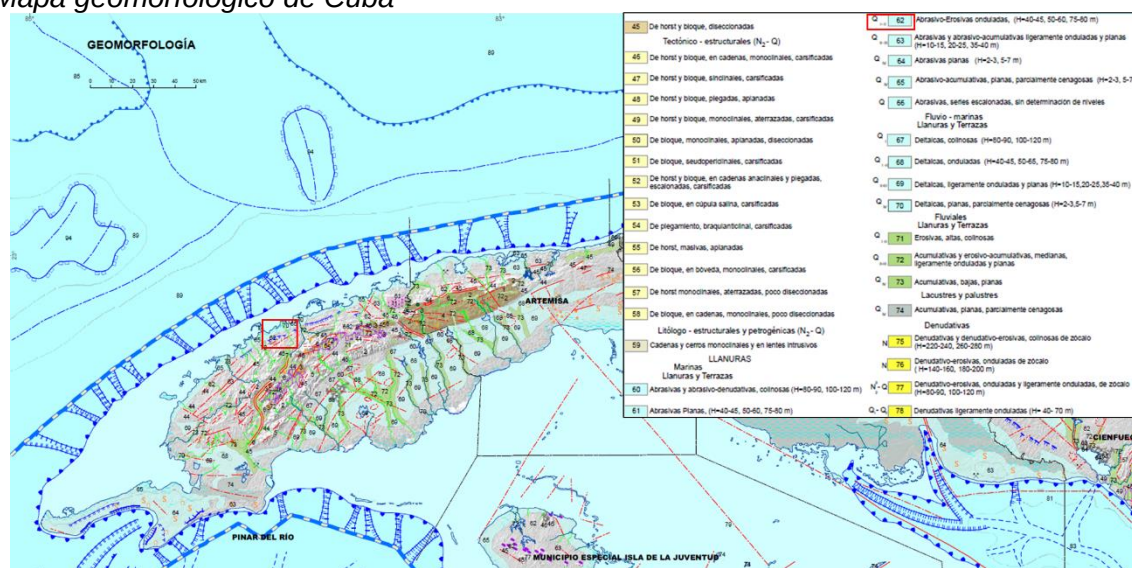


Fuente: Elaboración propia.

3.1.1.3 Geomorfología. El yacimiento Los Castellanos se ubica en la parte occidental de La Llanura Costera Norte de Pinar del Río, y geográficamente al sur del distrito de Santa Lucía. Esto la posiciona en un tipo de relieve de llanuras marinas y terrazas abrasivo-erosivas onduladas entre unos 40 a 80 m.s.n.m. (Figura 41).

Figura 41

Mapa geomorfológico de Cuba



Fuente: Elaboración propia.

3.1.1.4 Geología regional. La zona metalogénica Guaniguanico donde se ubica el yacimiento Los Castellanos, se extiende desde los municipios Mantua y Guane hasta la parte oriental de la Sierra del Rosario y está compuesta por secuencias terrígenas, terrígeno – carbonatadas y carbonatadas de cuenca intracontinental y margen continental primitivo (Sin-rift), así como de margen continental maduro (Post-rift), con magmatismo toleítico subordinado de tipo distensional en grado variable (desde moderado hasta ausente).

Esta zona metalogénica se corresponde con la Zona Tectono - Estratigráfica Guaniguanico (García et al., 2006), también llamada en la literatura Terreno Guaniguanico (Iturralde–Vincent, 1996).

Los fluidos mineralizantes portadores de metales base dieron origen a los depósitos piríticos, piríticos – polimetálicos y pirítico – calcopiríticos de la Zona Metalogénica Guaniguanico eran reducidos, condicionados por el carácter reductor de la mayor parte de la estratigrafía Jurásica – Cretácica Inferior existente en dicha zona.

La mineralización discordante con la roca encajonante y el control tectónico por fallas postminerales con relación a las menas pirítico - polimetálicas, así como la elevada abundancia geoquímica regional del Ba en la Zona Metalogénica Guaniguanico, sugieren que la mineralización barítica en dicha zona es, en buena parte, posterior a la pirítico - polimetálica.

3.1.1.5 Geología local. Los Castellanos es un yacimiento polimetálico vetiforme de plomo y zinc. Perteneciente a un tipo de yacimiento de sulfuros masivos tipo sedimentarios exhalativos (SEDEX). Este depósito se encuentra alojado en la formación geológica San Cayetano perteneciente al Jurásico, que consiste en una alternancia de areniscas, limolitas y argillitas del Jurásico, con intercalaciones de lentejones de pizarras negras y capas de Calizas y Dolomías. Además, se observan varios yacimientos estratificados asociados de barita al suroeste.

El yacimiento presenta una mineralización continua con una extensión de 800m de largo de rumbo y hasta un máximo de 300m de buzamiento descendente. El azimut medio

es de 65° y el buzamiento medio de 50° hacia el noroeste. El espesor del depósito varía entre 5m a 76m (18m en promedio). Los minerales predominantes en el yacimiento son pirita con menores cantidades de esfalerita y galena

El cuerpo mineralizado puede estar compuesto de una simple unidad o de tres unidades controladas estratigráficamente, una encima de otra, separadas por rocas encajonantes formadas por pizarras negras carbonosas, caliza y dolomita.

La principal clasificación litológica se basa en la posición del cuerpo y las unidades estratigráficas que rodean el área mineralizada, las cuales están conformadas por:

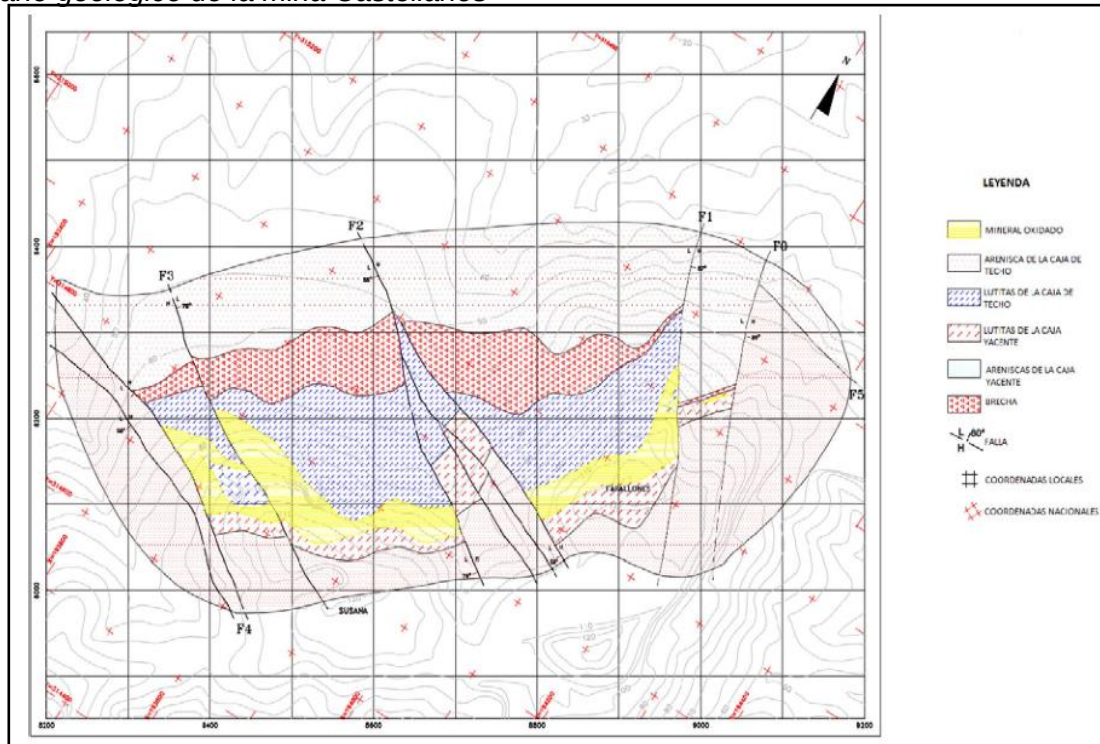
- Arenisca de la capa suprayacente, debajo del área mineralizada, la cual está compuesta por una serie de areniscas silicificadas con intercalaciones subordinadas de limolitas y pizarras. La arenisca constituye casi el 70% del grupo que ha sido alterado por silicificación, cloritización y sericitización. La mineralización consiste en la pirita y calcopirita asociada al área de stockwork debajo de la mineralización polimetálica;
- Pizarras de la capa suprayacente que yacen concordantemente sobre las areniscas de la caja subyacente y están intercaladas con la mineralización polimetálica. Estas pizarras son carbonosas y a veces calcáreas con disseminaciones de pirita. Es común la presencia de intercalaciones de areniscas, dolomitas y calizas. Las dos últimas aparecen frecuentemente intercaladas con la mineralización. Las pizarras constituyen aproximadamente el 80% a 90 % de la unidad. El contacto entre las rocas encajonantes y la mineralización siempre es angular;
- Pizarras de la caja suprayacente similares a las pizarras de la capa suprayacente, excepto por el menor contenido de pirita. Hay una unidad principal de caja suprayacente, pero también se presentan bolsones de pizarra aislados;
- Areniscas de la caja suprayacente muy similares a las encontradas en la capa suprayacente y que son consideradas como parte de la misma unidad litológica en un nivel estructural distinto. Estas areniscas se encuentran separadas de las pizarras de la caja suprayacente por una zona de cizalla de corrimiento discordante,

la Falla Norte, que ha repetido la secuencia estratigráfica. La brecha de la falla de corrimiento se compone principalmente de bloques de serpentinita y forma un nivel guía. Las brechas pueden tener un espesor de hasta 60 m.

La siguiente Figura muestra un plano geológico del yacimiento Los Castellanos.

Figura 42

Plano geológico de la mina Castellanos



Fuente: Elaboración propia.

3.1.1.6 Geología estructural. El yacimiento se ubica entre fallas de corrimiento que varían de noroeste a sureste. Estas fallas repiten la Formación San Cayetano. La principal zona de corrimiento que afecta el yacimiento es la Falla Norte, que consiste en una estructura estratigráfica subparalela bien desarrollada, y está compuesta por milonita con serpentinita, gabro, arenisca y clastos de brechas de limolita. No coincide con los principales contactos litológicos al compararla con las areniscas y esquistos del contacto de la caja subyacente, y tiene un buzamiento que oscila entre 25° y 60° hacia el noroeste. La Falla Norte tiene las areniscas de la caja suprayacente dentro del contacto con las pizarras de la caja suprayacente.

La Falla Sur que bordea el yacimiento Castellano hacia el suroeste no afecta la mineralización, pero podría afectar la zona de stockworks y el afloramiento de la Formación San Cayetano.

La fase final de la actividad tectónica asociada al yacimiento Castellano tuvo como resultado una serie de fallas inversas, normales y transversales que han fragmentado la zona mineralizada en una serie de bloques (Figura 42).

3.1.1.7 Hidrogeología. De acuerdo con los trabajos de exploración realizados en el yacimiento (Vologdin N., 1963), por la composición litológica, las propiedades de filtración y físico-mecánicas, se pueden separar seis grupos fundamentales de rocas (de arriba – abajo en el corte):

- Sedimentos arcillosos y rocas de la parte superior del corte; corteza de intemperismo - zona de oxidación.
- Paquete supramenífero de limolitas y areniscas.
- Rocas brechosas de las zonas tectónicas.
- Paquete de las pizarras carbonosas encajantes de las menas polimetálicas.
- Paquete inframenífero de areniscas, con intercalaciones de limolitas.
- Zonas de milonitas.

Los niveles de las aguas subterráneas yacen a profundidades desde las decenas de centímetros en las partes bajas del relieve hasta los 33 m en las cimas.

Generalmente, los manantiales se encuentran desde la cota absoluta +35 hasta la +93. Por la abundancia de agua y la disposición con relación al cuerpo menífero se pueden separar cinco zonas acuíferas de la corteza de intemperismo:

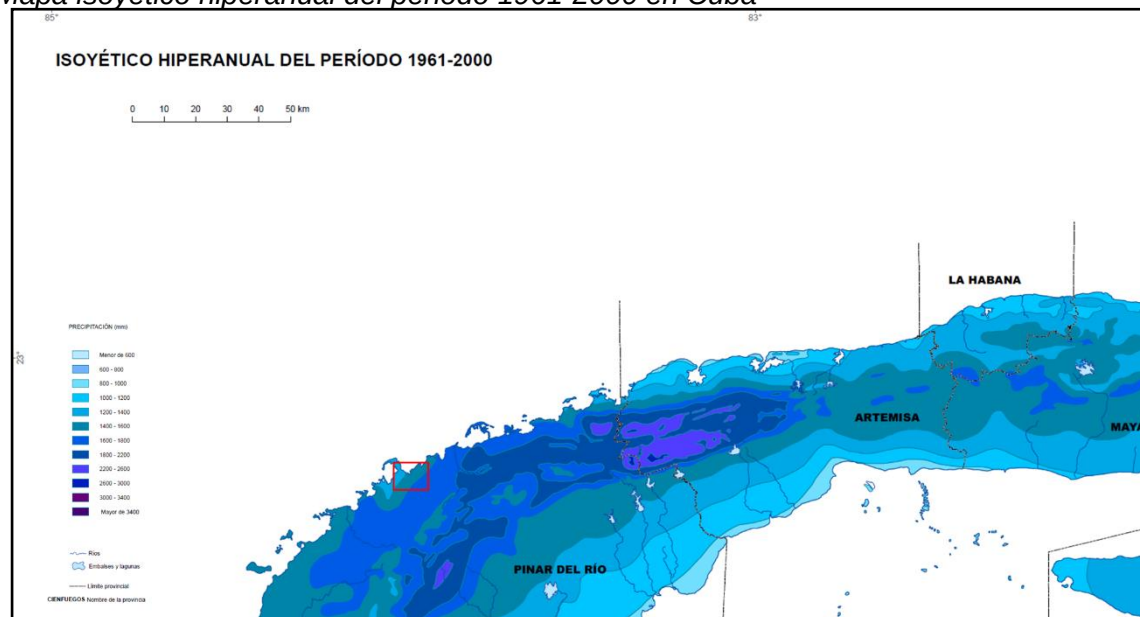
- Zona acuífera del paquete superior (supramenífero): Está representada por una interestratificación de limolitas, pizarras arcillosas y areniscas que, según los trabajos exploratorios realizados, se caracteriza por tener gastos específicos entre 0,009 y 0,001 l/seg., coeficiente de filtración de 0,002 m/ día. Es decir, que esta es una zona prácticamente seca.

- Zona acuífera de las brechas: Está representada por fragmentos de areniscas cuarzosas, limolitas, argilitas, pizarras arcillosas, calizas, dolomitas, rocas ultra básicas serpentizadas, caracterizada por gastos de 0,33 – 0,29 l/seg, abatimientos entre 2,9 y 13,3 m y gastos específicos entre 0,11 y 0,02 l/seg.
- Zona acuífera del paquete encajante de mena: Está representada por limolitas y pizarras arcillo carbonosas que se interestratifican con areniscas, calizas, dolomitas y formaciones de sombrero de hierro, que se caracterizan por tener una abundancia de agua relativamente irregular, gastos medidos en sondeos de 0,03 hasta 0,7 l/seg, abatimientos entre 65 y 136 m, gastos específicos de 0,001- 0,5 l/seg, coeficientes de filtración de 0,04 - 3,75 m/día. La abundancia de agua relativamente alta la poseían los depósitos del sombrero de hierro donde el coeficiente de filtración era de 3,75 m/día. Bajo esta zona, se formaba una depresión en el nivel de la corriente de las aguas subterráneas que lo convertían en un receptor, acumulador y un conductor de las aguas subterráneas contenidas en los depósitos de rocas encajantes. Las reservas de agua de esta zona eran pequeñas.
- Zona acuífera del paquete inframenífero: Está integrada por areniscas que se interestratifican con estratos poco potentes de limolitas y pizarras. Se caracteriza por gastos específicos de 0,25 – 0,04 l/seg.
- Zona acuífera de las milonitas: Tiene su desarrollo en la parte suroeste del yacimiento y está representada por material arcilloso, donde la irrigación es esporádica y el contenido de agua es pequeño. Los gastos determinados en los sondeos fueron de 0,03 l/seg y menores, con abatimientos de 35 - 62 m; los sondeos eran prácticamente secos. Por los datos de las observaciones de régimen, la amplitud de las oscilaciones de los niveles de las aguas subterráneas medidas durante un año fue de 1,2 – 2,75 m.
- Las reservas estáticas de las aguas subterráneas no son grandes en las zonas tectónicas.

En el balance general de la afluencia de agua, predominan las precipitaciones atmosféricas (Vologdin N., 1963). La potencia del equipo de bombeo deberá determinarse por la necesidad de evacuar las aguas provenientes de las lluvias en su período correspondiente y en el de la influencia de ciclones tropicales. La Figura 43 muestra un promedio anual de 1400mm por año en el área de la mina Castellanos.

Figura 43

Mapa isoyético hiperanual del periodo 1961-2000 en Cuba

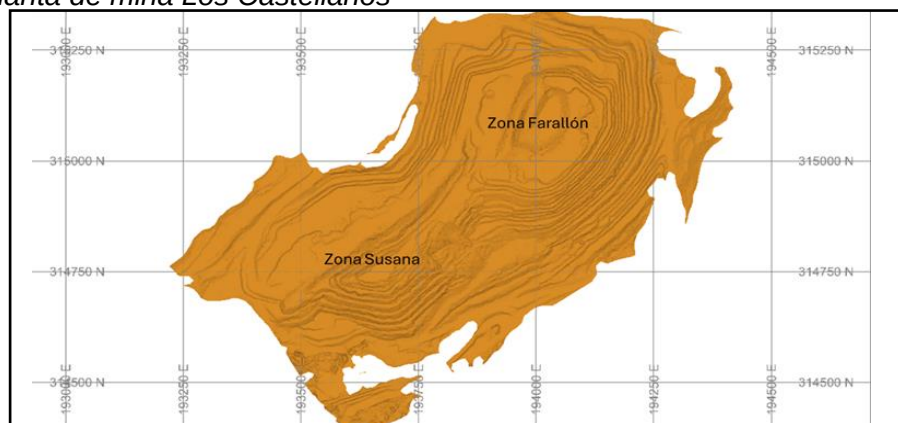


Fuente: Elaboración propia.

Explotación de la mina. Los Castellanos es una mina en operación y consta principalmente de dos sectores, la Zona Farallón ubicada al noreste y la Zona Susana ubicada al suroeste (Figura 44).

Figura 44

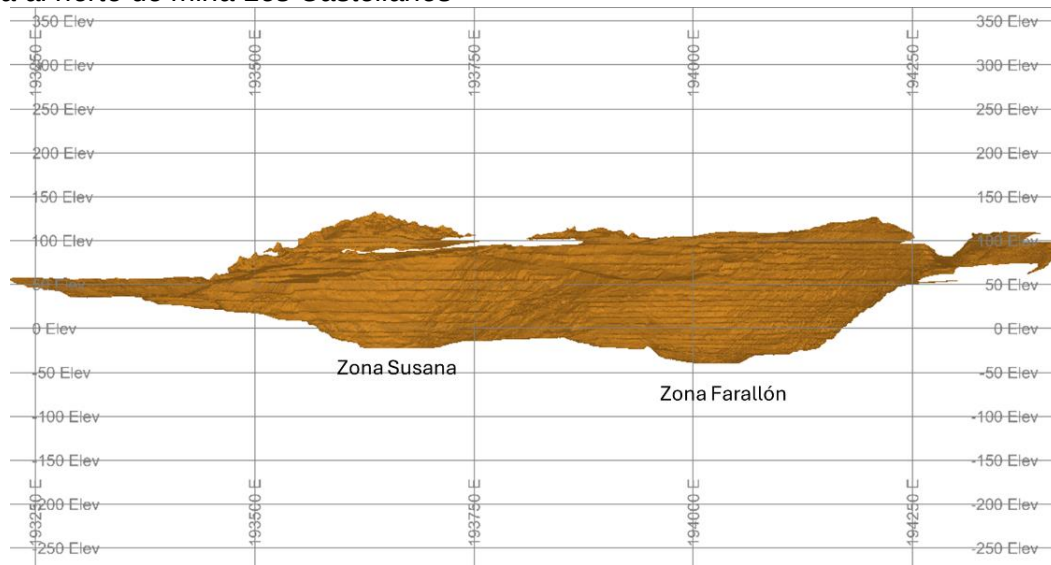
Vista en planta de mina Los Castellanos



Fuente: Elaboración propia

Figura 45

Vista al norte de mina Los Castellanos

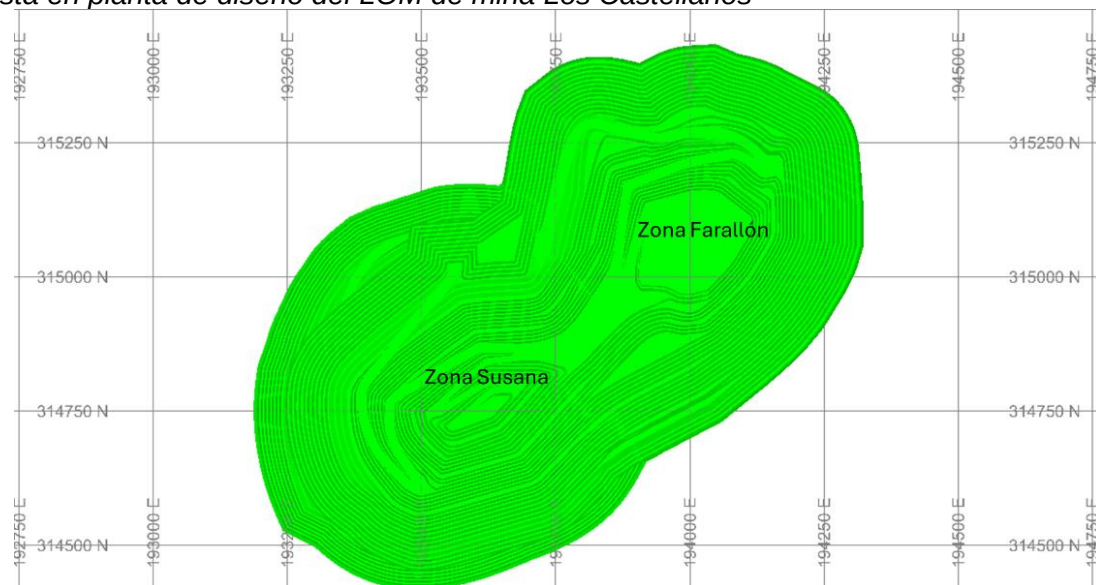


Fuente: Elaboración propia.

La producción del mineral extraído de la mina que alimenta la planta proyecta un LOM hasta el año 2028 con un ritmo de explotación de 1 millón de toneladas al año, equivalente a 2,800 toneladas por día aproximadamente. El total de desmonte y mineral a minar por año asciende a las 13,500 toneladas por día aproximadamente, con una ratio de desmonte-mineral promedio de 4.9.

Figura 46

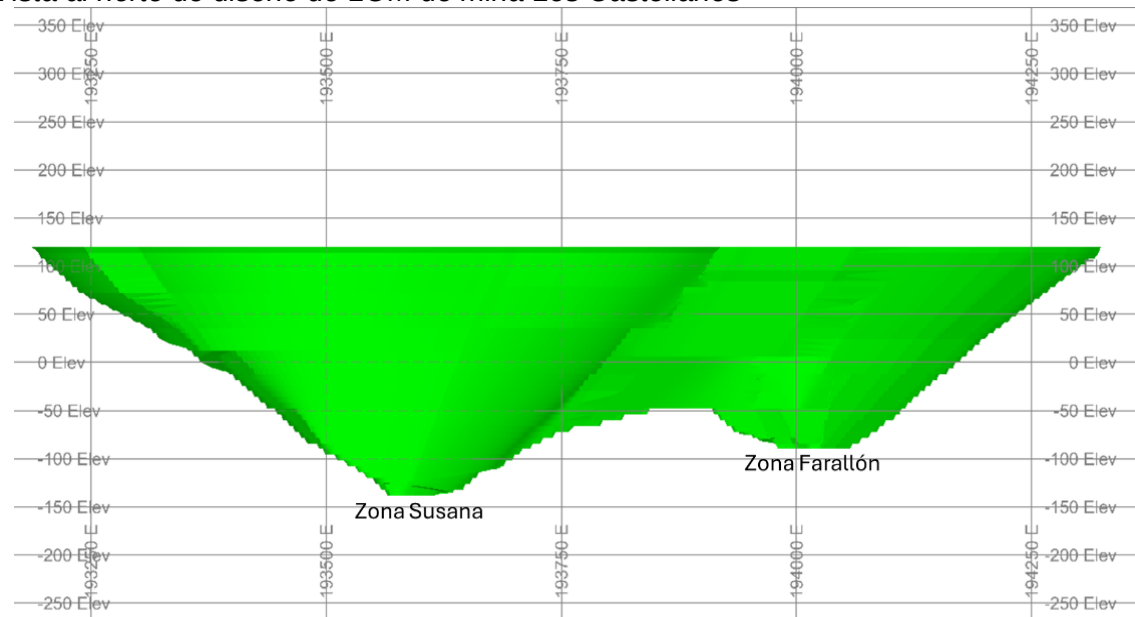
Vista en planta de diseño del LOM de mina Los Castellanos



Fuente: Elaboración propia

Figura 47

Vista al norte de diseño de LOM de mina Los Castellanos



Fuente: Elaboración propia.

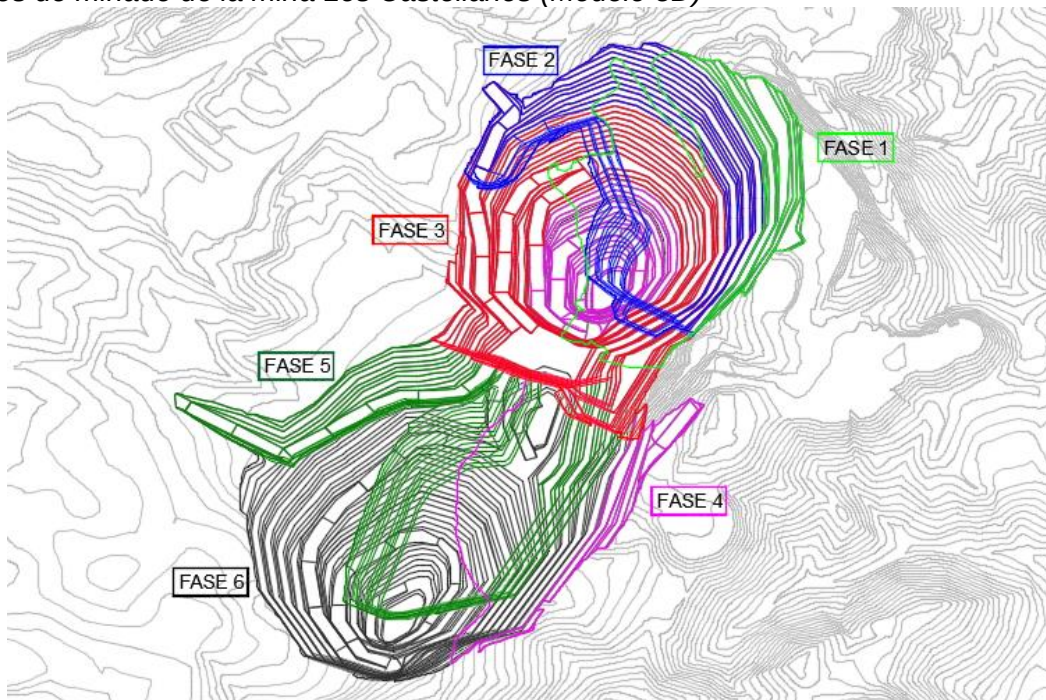
3.1.1.8 Método de minado. El método de minado a tajo abierto es el que emplea actualmente la mina para extraer el mineral del yacimiento Castellanos y enviarlo hasta la planta de procesamiento.

La mina está diseñada para alcanzar la cota -66 y -130 en los sectores Farallón y Susana respectivamente. Ambas zonas, alcanzan a tener una longitud de 1km aproximadamente medido en la dirección Noreste, y un ancho de 420m aproximadamente medido en la dirección Sureste. La profundidad del open pit alcanza los 200m aproximadamente.

La mina Castellanos se ha planificado explotar en 6 fases diferentes, que han sido desarrolladas desde el 2016 y se proyectan hasta el 2028. Se inició por el sector este de la mina (Farallón) y se irá desplazando del noreste hacia el suroeste hasta alcanzar el sector oeste (Susana). Las siguientes figuras muestran las fases de diseño de la mina a tajo abierto.

Figura 48

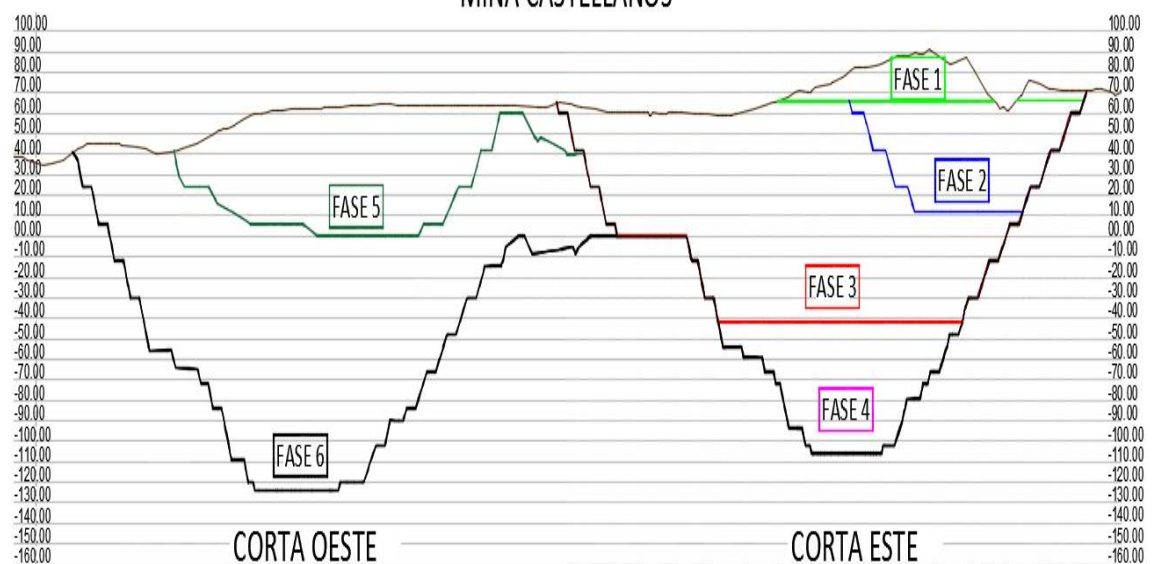
Fases de minado de la mina Los Castellanos (Modelo 3D)



Fuente: Elaboración propia.

Figura 49

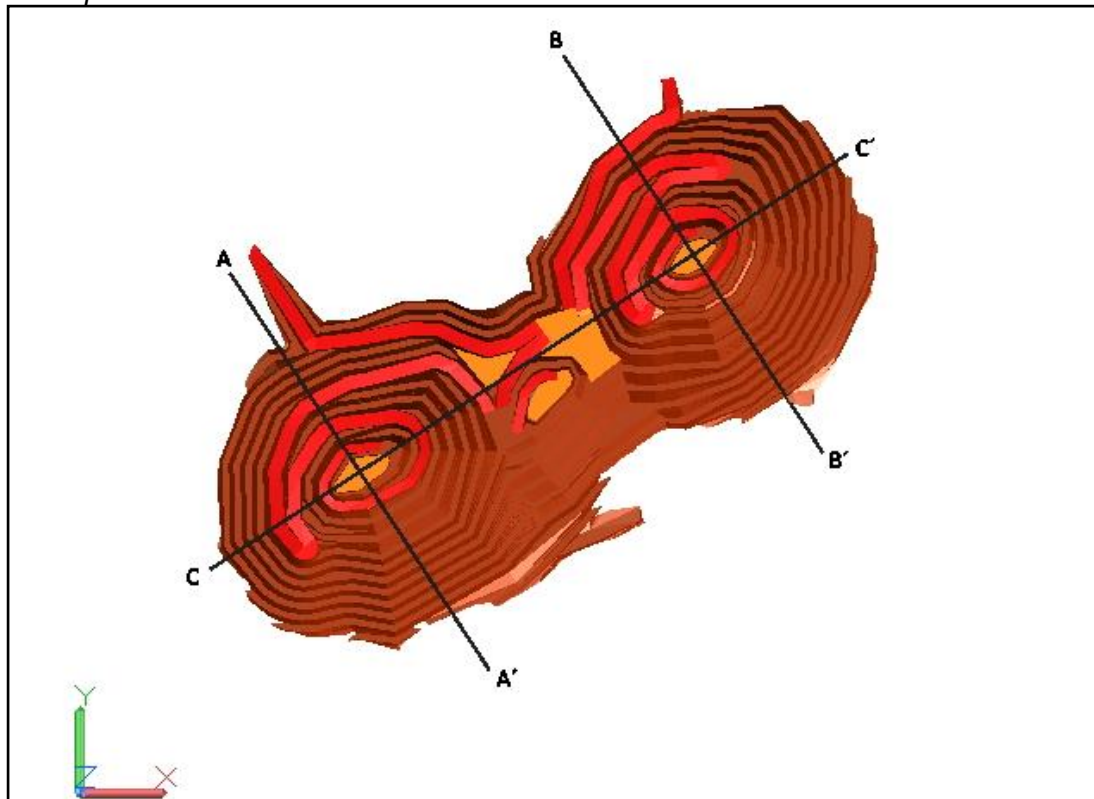
Fases de explotación de la mina Los Castellanos (Vista en sección)
MINA CASTELLANOS



Fuente: Elaboración propia

Figura 50

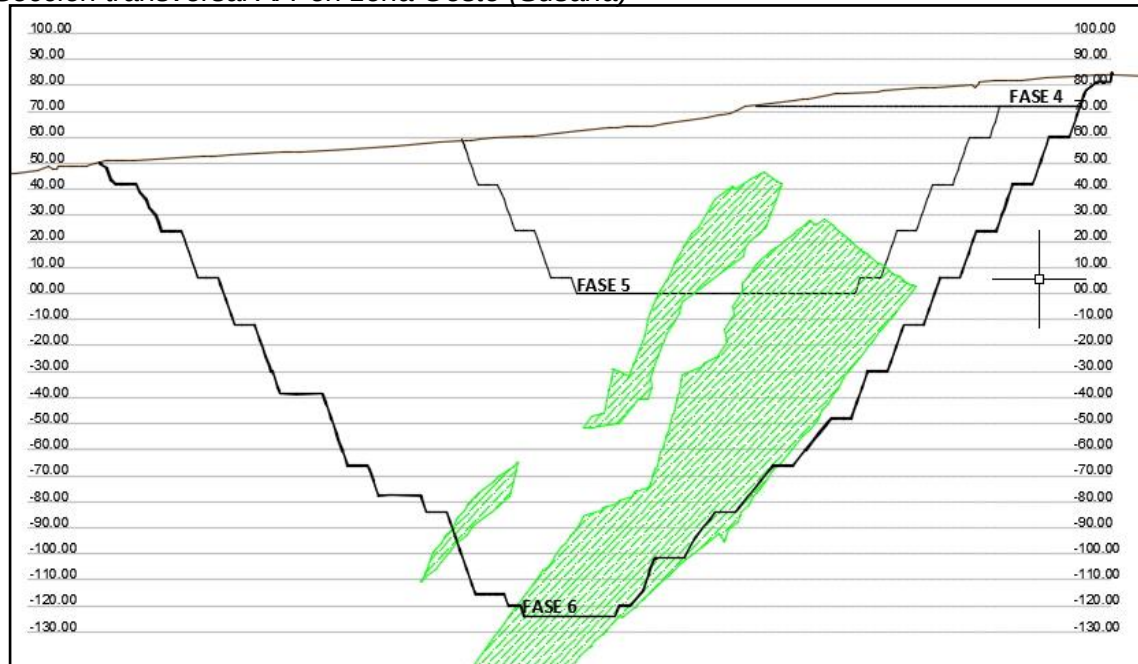
Vista en planta del diseño de la mina Los Castellanos



Fuente: Elaboración propia.

Figura 51

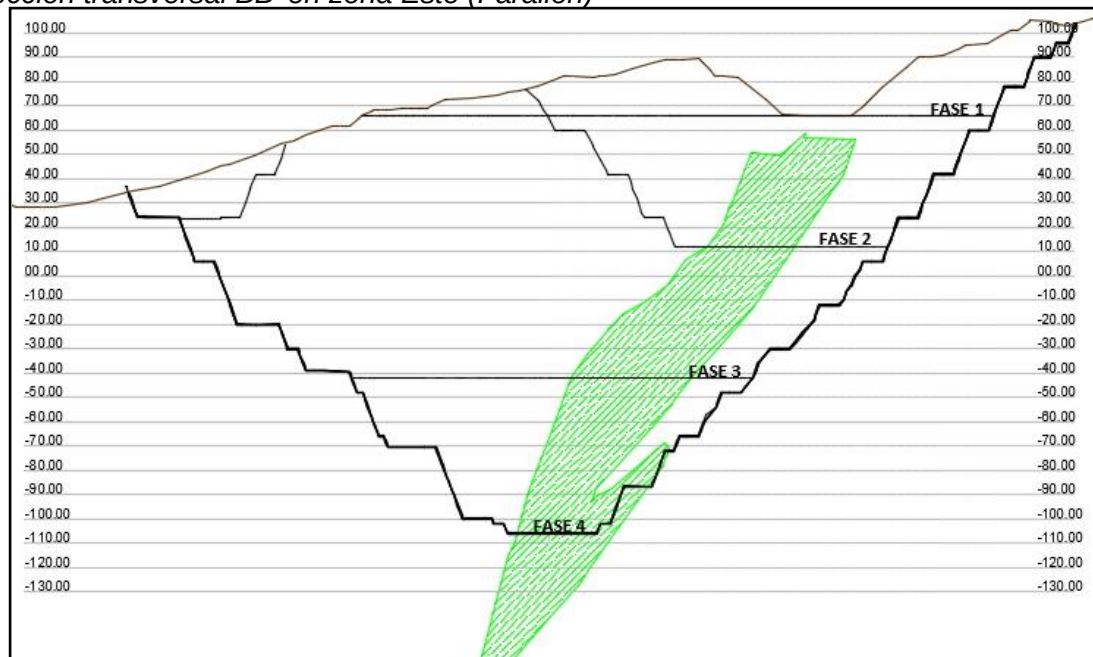
Sección transversal AA' en zona Oeste (Susana)



Fuente: Elaboración propia

Figura 52

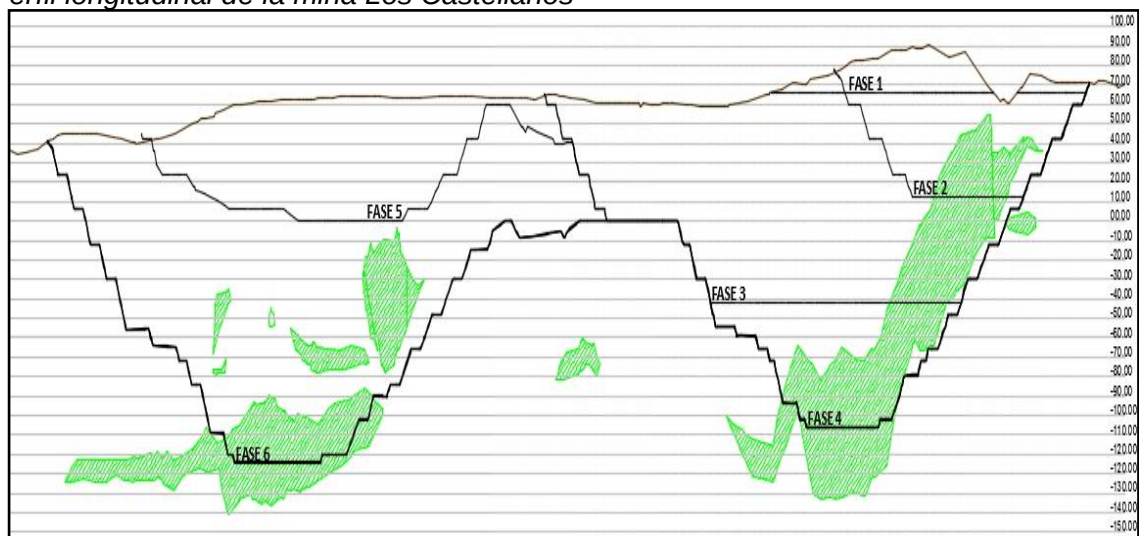
Sección transversal BB' en zona Este (Farallón)



Fuente: Elaboración propia.

Figura 53

Perfil longitudinal de la mina Los Castellanos



Fuente: Elaboración propia.

Los parámetros de diseño de los taludes se resumen en la siguiente Tabla.

Tabla 10

Parámetros de diseño del tajo Los Castellanos

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
Altura de los bancos de estéril	m	6-12
Altura de los bancos de mineral	m	6
Anchura min. De las bermas	m	5
Anchura media de las bermas	m	8
Pendiente med. De los taludes	°	65
Pendiente min. De los taludes	°	59
Pendiente max. De los taludes	°	70
Pendiente de talud global o general	°	45
Anchura camino/acceso, un carril	m	10
Anchura camino/acceso, doble carril	m	15
Curvatura de la rampa	m	8
Gradiente general de la rampa	%	10
Gradiente de la rampa en curvas muy pronunciadas	%	4

3.1.1.9 Operaciones unitarias. El minado a cielo abierto clásico considera el uso de palas y camiones para transportar el material o desmonte fragmentado mediante operaciones de perforación y voladura. Teniendo en cuenta los ritmos de producción objetivo, la geometría del depósito y las prácticas operativas, se emplea el uso de equipos mineros pequeños a medianos.

Para la perforación de taladros se emplean perforadoras hidráulicas para perforar agujeros verticales de 115mm de diámetro. La malla de perforación propuesta es generalmente cuadrada, con el espaciado de las perforaciones que varía según las características de la roca. Estos normalmente varían entre 3.0mx3.5m a 4.5mx6.0m. La profundidad de los taladros es de aproximadamente 7 metros (6m de altura de banco más 1m aproximadamente de sobre perforación) para mineral y 13.2m (altura de banco de 6 a 12 metros, más 1.5m aproximadamente de sobre perforación) para estéril.

Los caminos de acarreo necesarios para llegar al mineral y facilitar la extracción de minerales en el tajo se diseñaron teniendo en cuenta la flota propuesta de los equipos mineros. En el caso de los caminos principales, se aceptó una disposición de caminos de

doble vía. El acceso de un solo carril se usará cuando se alcance el fondo del tajo, donde el ancho de explotación se estimó en 30 metros. El ancho del camino de una sola vía se diseñó con 10 m.

El modelo de camión utilizado para transporte de material corresponde a Volvo A40F, que tiene un ancho aproximado de 3.5 metros. La curvatura de la rampa se ha diseñado para contener un radio de giro de 8 m como mínimo para un camión Volvo A40F. Se ha utilizado una gradiente general de rampa de 12%. En curvas muy pronunciadas el gradiente máximo disminuye a 8%.

La siguiente tabla resumen las dimensiones de las rampas de acceso dentro de la mina a cielo abierto.

Tabla 11

Criterios de diseño de rampas de acceso y camiones de acarreo

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
Ancho de un solo carril	m	10
Ancho de doble carril	m	15
Radio de giro mínimo	m	8
Pendiente general de la rampa	%	12
Máxima pendiente en curvas pronunciadas	%	8

Para minimizar los problemas operativos que puedan ocurrir debido a formaciones débiles de roca en la caja piso, las rampas principales se diseñaron en la caja techo en todas las fases de diseño y pit final. Se cuenta con dos accesos para cada zona de la mina (Farallón y Susana).

Los requerimientos de equipos se han evaluado en base a los tonelajes programados aplicando métodos de explotación convencionales. Se han realizado cálculos de rendimiento para cada tipo de equipos principales (es decir, perforadoras, excavadoras, camiones de acarreo) y para cada tipo de roca a extraer de la cantera. También se cuenta con equipos auxiliares tales como tanques de combustible, niveladoras, tanques de agua, compactadoras, entre otros. Todos los equipos mineros requeridos se encuentran disponibles en el sitio.

Todo material proveniente del tajo (suelo, roca estéril, óxidos auríferos, minerales) será transportado a uno de los destinos (acopio de tierra vegetal, desmontera, depósito de óxidos, plataforma de acopio de mineral o ROM) en camiones Volvo A40F de 40 toneladas y 25m³ de capacidad de carga.

La operación de carga se realizará con retroexcavadoras. A continuación, se detalla el equipo total disponible para la máxima vida de la mina (LOM).

Tabla 12

Lista de equipos disponibles para la explotación de la mina Los Castellanos

DESCRIPCIÓN MÁQUINA	MARCA	MODELO	AÑO FABRICACIÓN	UNIDADES
Perforadora hidráulica	Sandvik	DP1500i	2016	2
Retroexcavadora de 2.3 m ³	Volvo	EC480DL	2013	1
Retroexcavadora de 5.2 m ³	Liebherr	R976	2016	1
Retroexcavadora de 4.3 m ³	Liebherr	R974C	2007	1
Retroexcavadora de 2.5 m ³	Liebherr	R944C	2007	1
Retroexcavadora de 6.0 m ³	¹	FEL-L35C	¹	1
Cargador Frontal sobre ruedas, 6.5 m ³	Volvo	L350F	2013	1
Camión A40F de 40 Tn y 25m ³	Volvo	A40F	2015	9
Camión A40E de 40 Tn y 25m ³	Volvo	A40E	¹	5
Buldozer de 8.3m ³	Liebherr	PR754	2012	1
Buldozer de 13.6m ³	Liebherr	PR764	2013	1
Buldozer de 8.3m ³	Liebherr	PR 734-4L	2015	1
Motoniveladora G940	Volvo	G940	2012	1
Cilindro Compactador de 19 Tn.	Lebrero	Rahile-X6	2012	1
Cilindro Compactador de 19 Tn.	Bomag	BW211D-4	2007	1
Cisterna Agua de 25000 litros	Volvo	FMX 400	2013	1
Cisterna Combustible de 15000 litros	Volvo	FMX 400	2013	1
Camión de lubricación/ reparaciones	Volvo	FM84	¹	1
Bomba de agua	¹	¹	¹	1
Torre de Iluminación	Terex	RL-4	2012	4
Mezcladora Móvil (Explosivos)	Volvo	FM84	¹	1
Camioneta 4x4	Toyota	Hilux	2012	5

Nota: ¹ Sin información.

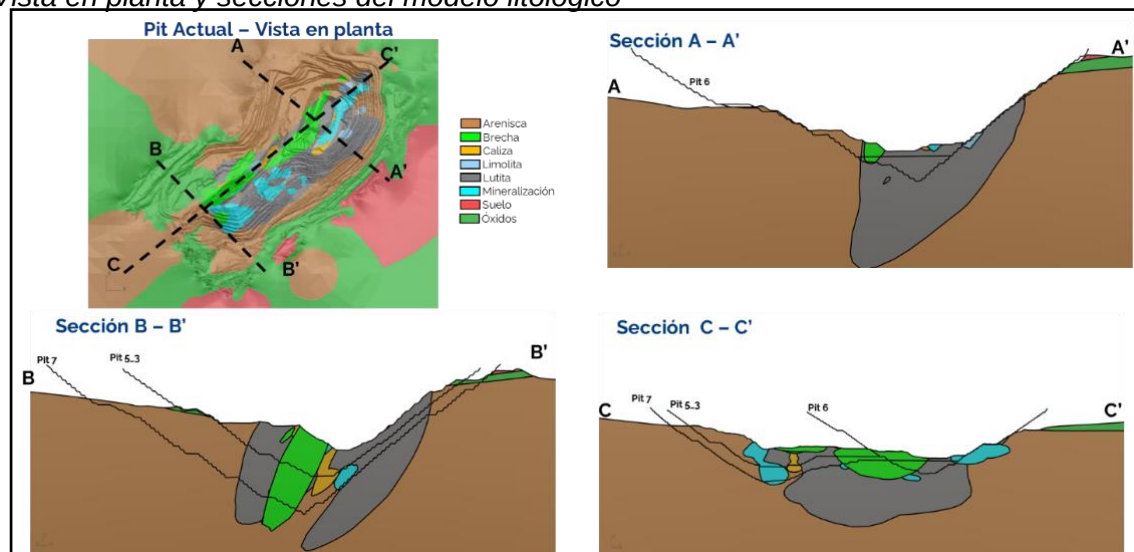
La presa de relaves de la mina Castellanos almacena los residuos resultantes del proceso de flotación de la planta de beneficio. Esta se ubica en un valle ubicado al límite sur del área de propiedad de la mina, aproximadamente a 1.5km al sureste y aguas arriba de la planta de beneficio.

3.1.2 Investigaciones geotécnicas básicas

3.1.2.1 Modelo litológico. Se tiene un modelo litológico 3D desarrollado en base a los mapeos superficiales de afloramientos (mapas geológicos), al modelo del cuerpo mineralizado y a los sondajes con logueo geológico históricos. El modelo representa las diferentes litologías de la roca encajonante y mineral existentes en el yacimiento Los Castellanos. Es importante destacar que el modelo extrapola la información de sondajes o mapeos hacia las cajas. La Figura 5 muestra vistas y secciones del modelo litológico 3D de la mina Los Castellanos. Se aprecia que las litologías predominantes en la caja piso son las lutitas y areniscas. En menor proporción se encuentran las calizas y limolitas. En la caja techo predominan las areniscas. La mineralización es variable, con un rumbo de 50° y viene acompañada de zonas de brecha y óxidos. La zona de mayores problemas geotécnicos es la caja piso, específicamente en la zona de lutitas y en el contacto con las areniscas.

Figura 54

Vista en planta y secciones del modelo litológico



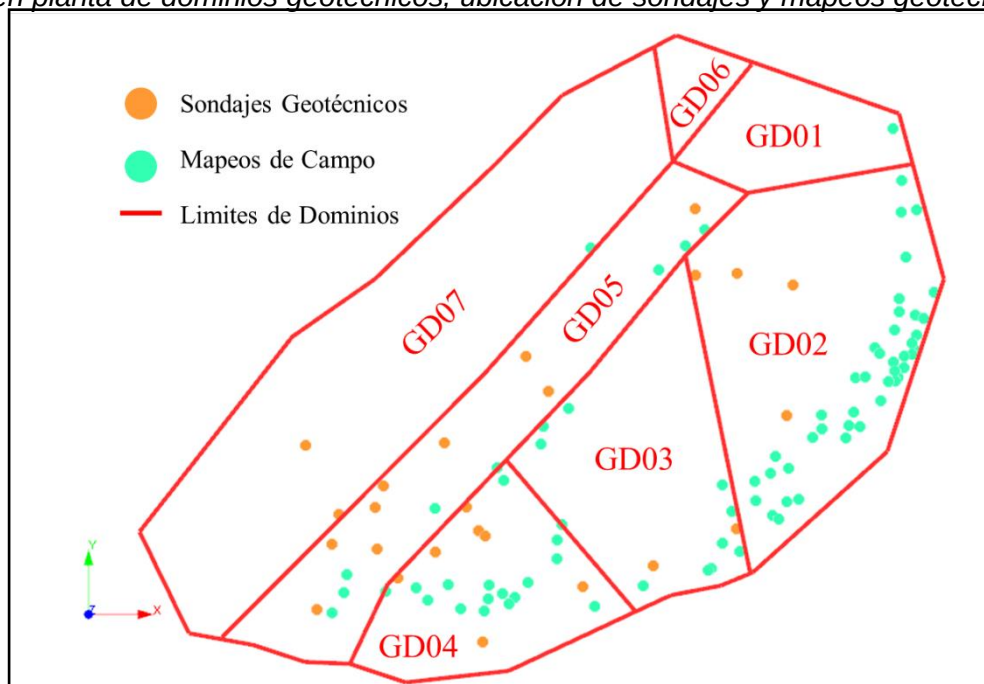
Fuente: Elaboración propia

3.1.2.2 Dominios geotécnicos. Se cuenta con una sectorización de dominios geotécnicos que está basada en las litologías predominantes que afloran en el yacimiento Castellanos. Esta sectorización se define en una sección horizontal, subdividida en 7 dominios geotécnicos.

En la Figura 55 se muestra la definición actual de dominios realizada por el área de Geotecnia de la mina.

Figura 55

Vista en planta de dominios geotécnicos, ubicación de sondajes y mapeos geotécnicos

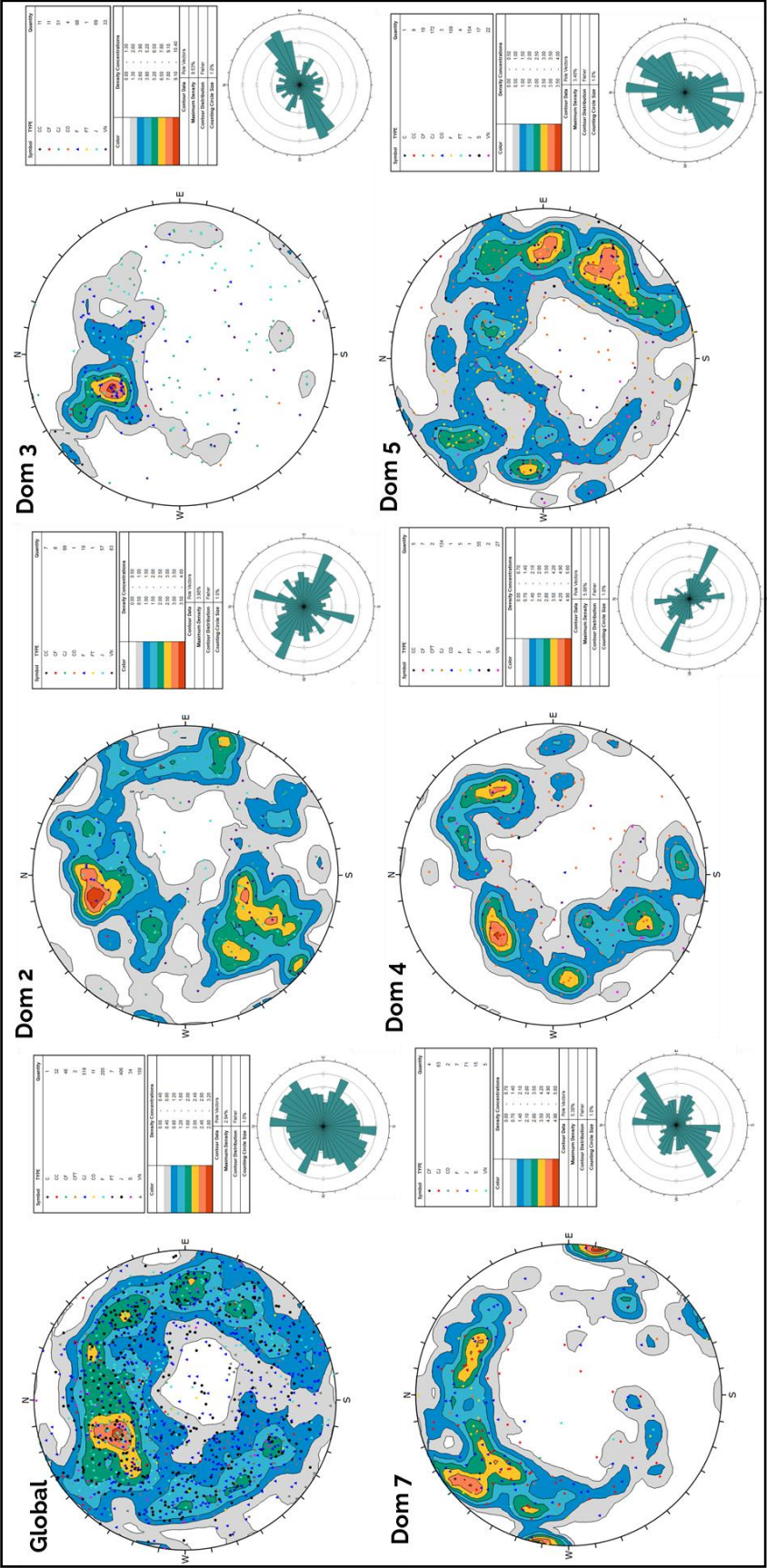


Fuente: Elaboración propia.

3.1.2.3 Modelo estructural. Las fuentes de datos de información de estructuras menores fueron las mediciones de ángulos alfa y beta de la campaña de sondajes orientados (BH) que fueron transformados en dip y dip direction para ser graficados en estereogramas por dominios geotécnicos para realizar los análisis cinemáticos (Figura 56).

Figura 56

Estereogramas de campaña de core orientado BH por dominio geotécnico

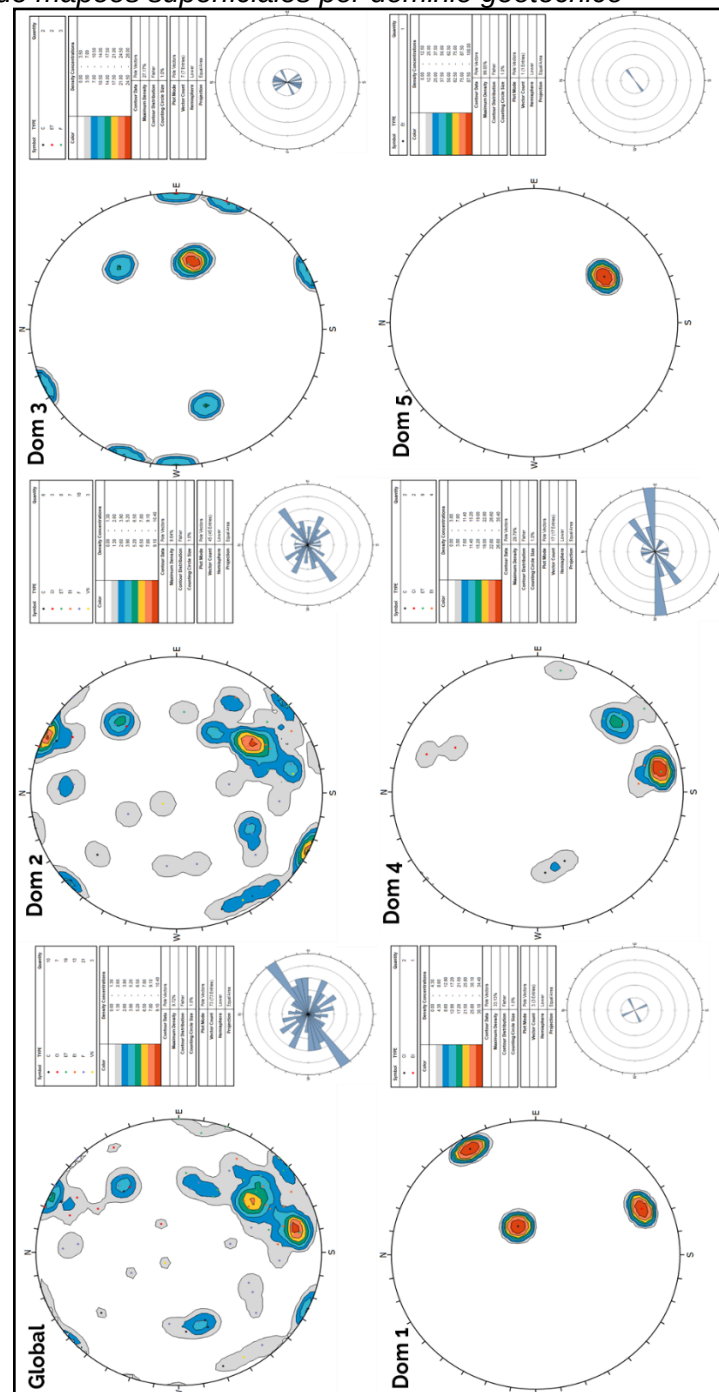


Fuente: Elaboración propia

Adicionalmente, de los mapeos superficiales se recopiló la información de las discontinuidades para identificar familias en estereogramas (Figura 57), donde la información más relevante es la identificación de la familia de estratos. Estas familias se simularon para obtener una distribución de polos de estructuras menores para incluir dentro de la evaluación cinemática.

Figura 57

Estereogramas de mapeos superficiales por dominio geotécnico

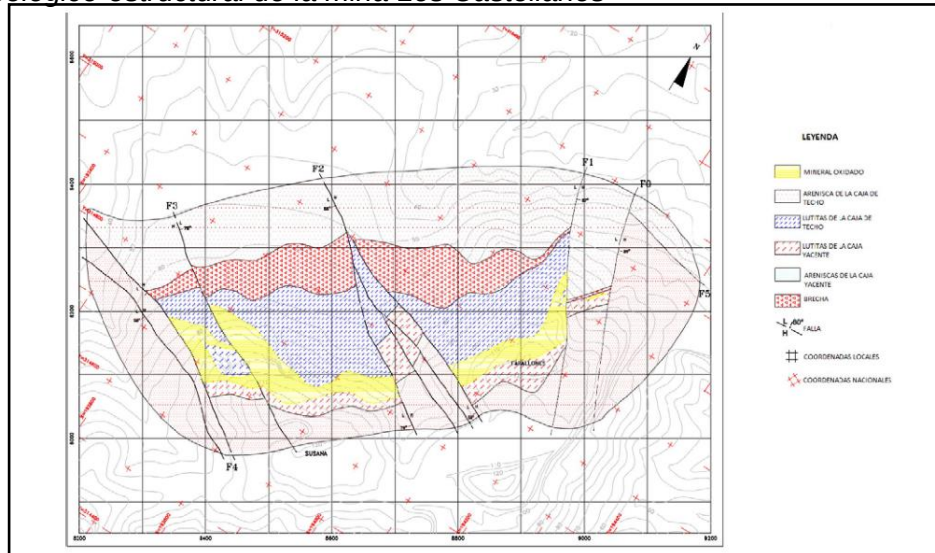


Fuente: Elaboración propia.

Las fallas mayores e intermedias fueron consideradas en la interpretación mas no fueron simuladas, ya que no se cuenta con un modelo 3D o levantamiento de estas estructuras mayores. La Figura 58 muestra la distribución de estructuras mayores. Estas presentan dos orientaciones preferentes, un grupo hacia el noreste y otro hacia el noroeste.

Figura 58

Plano geológico-estructural de la mina Los Castellanos

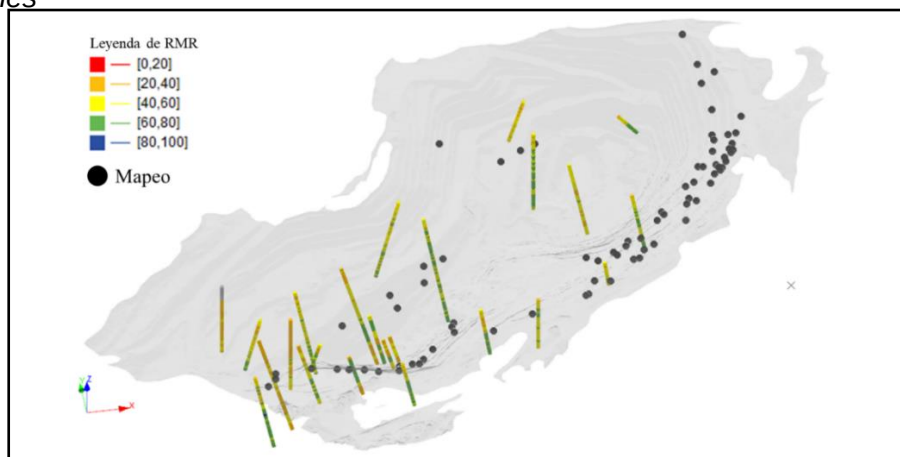


Fuente: Elaboración propia.

3.1.2.4 Calidad del macizo rocoso. La principal fuente de datos para definir la calidad de macizo rocoso proviene de logueos geotécnicos de perforaciones diamantinas. En la Figura 59 se muestra la distribución de los sondajes con información de RMR y la ubicación de los mapeos superficiales.

Figura 59

Vista isométrica de ubicación de sondajes con información geotécnica y mapeos superficiales



Fuente: Elaboración propia

Esta información también cuenta con el registro del GSI el cual ha sido interrogado con el modelo litológico para obtener los GSI por tipo de litología. Se utilizó los P25 (Percentil 25) para definir la calidad del macizo rocoso como criterio conservador. La Tabla 13 muestra la estadística descriptiva del GSI para cada litología.

Tabla 13

Estadísticas descriptivas del GSI por litología

Litología	Promedio	Desviación estándar	Mínimo	Percentil 25	Percentil 50	Percentil 75	Máximo	Coefficiente de variación
Arenisca	43	11	20	33	42	53	66	26%
Brecha	39	12	20	25	39	50	65	32%
Limolita	43	15	20	35	45	56	69	34%
Mineralización	56	9	35	50	55	65	65	15%
Óxidos	34	6	23	35	35	37	40	17%
Lutita	42	11	18	33	45	51	65	25%
Serpentina	46	11	23	35	49	54	65	23%
Suelo	33	7	20	31	34	36	41	20%

3.1.2.5 Ensayos de laboratorio. Respecto a las densidades, estas fueron definidas por ensayos de laboratorio durante una campaña de perforación del 2013 y los resultados son reportados en el informe de factibilidad del tajo Castellanos, desarrollado por Wardell-Armstrong (Reino Unido, 2013). En la Tabla 14, de muestra el resumen de las densidades para cada tipo de roca. Cabe destacar que la densidad de mineral promedio es de 3.57 t/m³ (Tabla 15).

Tabla 14

Resumen de densidades por tipo de roca

TIPO DE ROCA	CÓDIGO DEL MODELO	VALOR DE DENSIDAD ASIGNADO (t/m ³)
SUELO	SR	2.20
OXIDO	OX	2.44
BRECHA DE BLOQUE DE TECHO	BR	2.69
CALIZA	CA	2.70
LIMOLITA	LM	2.70
PIZARRA SUPRAYACENTE	PP	2.76
PIZARRA SUBYACENTE	PY	2.81
ARENISCA SUPRAYACENTE	AP	2.72
ARENISCA SUBYACENTE	AY	2.72

Nota: Adaptado de (Wardell-Armstrong, 2013).

Tabla 15*Resumen de mediciones de densidad de mineral promedio*

	PROMEDIO	DESVIACION ESTÁNDAR
Medida	3.57	0.37
Calculada	3.56	0.32

Nota: Adaptado de (Wardell-Armstrong, 2013).

Según el reporte del año 2016 de WSP, se tienen resultados de ensayos de carga puntual diametral, axial y de UCS por litología.

Los ensayos fueron realizados en laboratorios acreditados de Gran Bretaña y Canada. En la Tabla 16 se muestran los resultados por litología.

Tabla 16*Resumen de resultados de ensayos de laboratorio (WSP, 2016)*

Tipo ensayo	Variable	Arenisca	Serpentinita	Brecha	Lutita	Limolita	Caliza
Carga puntual diametral	Cantidad	69	1	6	13	10	-
	Media (MPa)	66	43	57	50	59	-
	Mínimo (MPa)	8	-	6	3	10	-
	Máximo (MPa)	254	-	101	99	177	-
Carga puntual axial	Cantidad	37	1	12	12	9	1
	Media (MPa)	51	16	56	45	31	2
	Mínimo (MPa)	2	-	15	6	8	-
	Máximo (MPa)	180	-	181	102	129	-
UCS	Cantidad	53	6	9	14	13	6
	Media (MPa)	54	32	36	42	65	38
	Mínimo (MPa)	12	8	9	8	10	15
	Máximo (MPa)	167	68	79	87	142	86

Nota: Adaptado de (WSP, 2016).

Además, del reporte de WSP desarrollado del tajo Castellanos, se consideran los parámetros básicos de la constante m mostrados en la Tabla 17.

Tabla 17*Resumen de parámetros geotécnicos básicos*

Geological Domain			Footwall Sandstones	HW Sandstone	Shale	Breccia	Limestone	Mudstone/Siltstone
Basic Parameters								
Unit Weight	γ	kN/m ³	26.68	26.68	27.57	26.39	26.49	26.68
Unconfined Compressive Strength (UCS)	σ_{cl}	MPa	55	55	40	45	30	50
Rock Mass Rating (1976) (CSIR)	RMR	-	55	50	45	55	50	55
Geological Strength Index	GSI	-	55	50	45	55	50	55
Hock-Brown Constant for Intact Rock	M	-	17	17	6	19	12	7
Young's Modulus	E	GPa	6.701	6.701	8.00	13.05	15.00	18.75
Poisson's Ratio	ν	-	-	-	-	-	-	-
Shear Modulus	G	GPa	-	-	-	-	-	-

Nota: Adaptado de (WSP, 2016).

Por otro lado, en el año 2022 se desarrolló la campaña SGT y se enviaron muestras para realizar ensayos de carga puntual, propiedades físicas (densidad, porosidad, absorción) y de tracción indirecta con el método brasileiro para los sondajes SGT-1, SGT-2 y SGT-3 en el “Laboratorio de Ensayos UIC Pinar del Rio”. Estos ensayos fueron realizados en limolitas, areniscas y brecha. En el Anexo 1 se detallan los resultados de cada muestra ensayada. En la Tabla 18 se muestra el resumen de los resultados de los ensayos. Se observa en la Resistencia a la compresión una variabilidad baja en los resultados de limolitas, y una variabilidad mayor en las areniscas y brechas. Además, se llevó a cabo una interpretación en campo de la litología de pizarras, identificándose que este material se comporta más como limolitas y no alcanza un metamorfismo alto para ser pizarras.

Comparando los parámetros de resistencia a la compresión del 2022 y 2016, así como las densidades obtenidas del 2022 y 2013, se aprecia una baja desviación de los resultados entre litologías, teniendo en cuenta la diferente ubicación de cada muestra.

Tabla 18*Resultados de ensayos de laboratorio de la campaña SGT*

Litología	Variable	Resistencia a la compresión (MPa)	Resistencia a la tracción (MPa)	Densidad (g/cm ³)	Absorción (%)	Porosidad (%)
Limolitas	Mínimo	41	4	2.7	0.7	1.2
	Media	48	5	2.8	1.2	1.8
	Máximo	62	8	2.8	1.7	2.3
	Desv. Est.	5	1	0.0	0.3	0.3
	CoV	11%	28%	1%	26%	19%
Areniscas	Mínimo	23	4	2.6	0.6	0.7
	Media	69	8	2.7	1.1	1.1
	Máximo	117	13	2.8	2.0	3.0
	Desv. Est.	23	2	0.0	0.3	0.5
	CoV	34%	26%	2%	30%	42%
Brechas	Mínimo	29	2	2.7	1.0	1.0
	Media	49	5	2.8	1.2	1.2
	Máximo	86	8	2.8	1.5	1.6
	Desv. Est.	18	1	0.0	0.1	0.2
	CoV	36%	32%	1%	11%	14%

Nota: Adaptado de (Laboratorio de Ensayos UIC Pinar del Rio, 2022).

Durante la calibración del modelo analítico, se realizarán iteraciones entre los rangos de variabilidad de las propiedades de los materiales hasta replicar con un back análisis el evento de inestabilidad a escala interrampa del sector Susana.

3.1.2.6 Levantamiento de información de terreno. En el siguiente subcapítulo se identificará las condiciones geotécnicas de terreno del tajo Los Castellanos en sus dos sectores de minado, el sector Farallón (sur) y el sector Susana (norte).

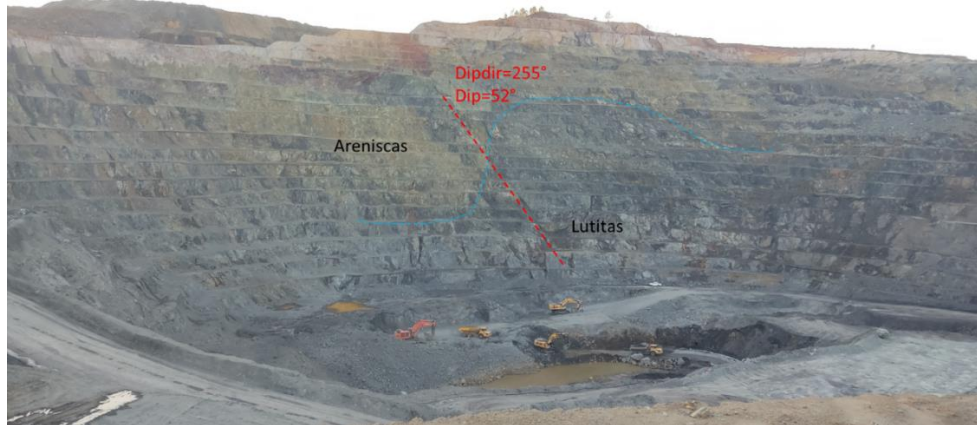
El sector sur (Farallón) se encuentra actualmente en una zona de pared final, la cual ha sufrido pérdidas de berma, ocasionadas por desfavorables condiciones geotécnicas e intensas lluvias que saturan las paredes del pit lo cual tiene un impacto negativo en la estabilidad de los taludes.

Históricamente se diseñaron alturas de banco de 12m con 70° de ángulo de cara de banco, 51° de ángulo interrampa y 8m de ancho de berma, teniendo en cuenta un tipo de roca arenisca. Sin embargo, conforme se profundizó la mina empezaron a aflorar lutitas de mucha menor calidad y resistencia las cuales han generado los problemas geotécnicos de estabilidad de taludes en la mina. Esto ha llevado a reducir las alturas de banco hasta

los 6m con 55° a 65° ángulo de cara de banco, 36° a 46° de ángulo interrampa y 3m a 4m de ancho de berma (dependiendo del sector geotécnico y litología). En la Figura 60 se muestra una vista frontal de la pared sur del sector Farallón.

Figura 60

Vista de la pared sur del sector Farallón



Fuente: Elaboración propia.

En los bancos más inferiores (Cota -30) del sector Farallón, existe gran presencia de lutitas de muy mala calidad que no se tenían identificadas en la fase de diseño, por lo que los ángulos de cara de banco y anchos de berma no cumplen con la condición de estabilidad generando pérdidas de berma y acoplando bancos. Se visualiza una condición de paredes saturadas debido a la presencia de agua fluyendo en las paredes de los bancos Figura 61. Además, las lutitas presentan su estratificación en planos paralelos a la tendencia de la mineralización y a la cara de los bancos.

Figura 61

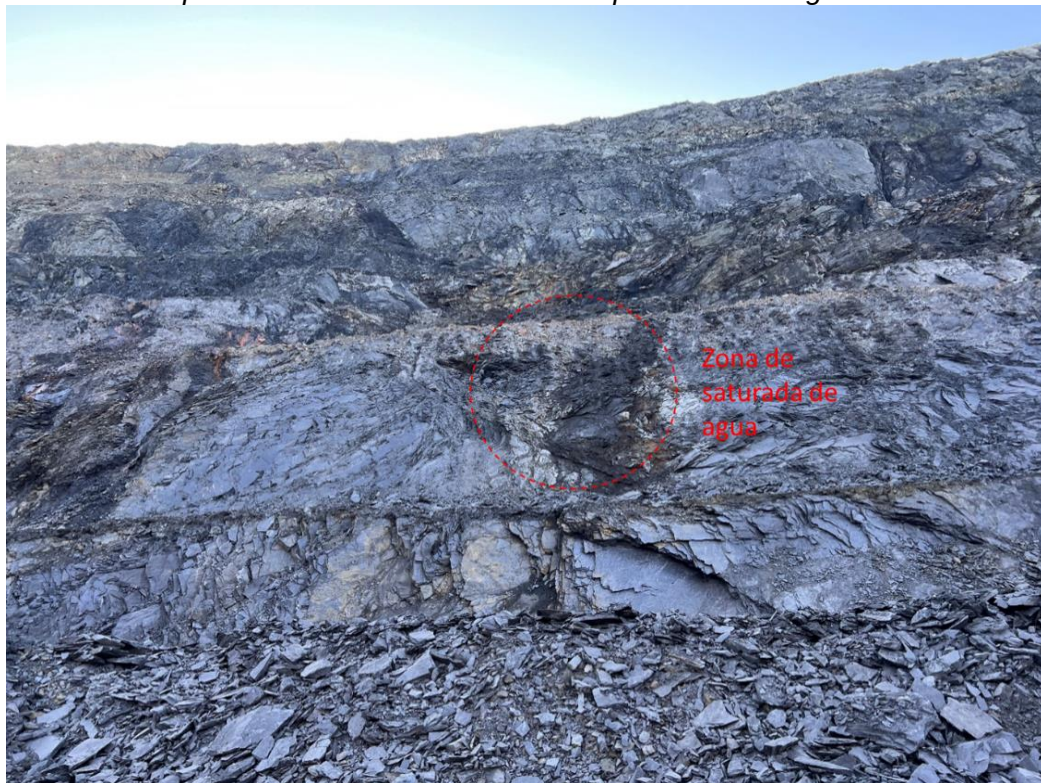
Cota -30, zona de lutitas en pared sur del sector Farallón



Fuente: Elaboración propia.

Figura 62

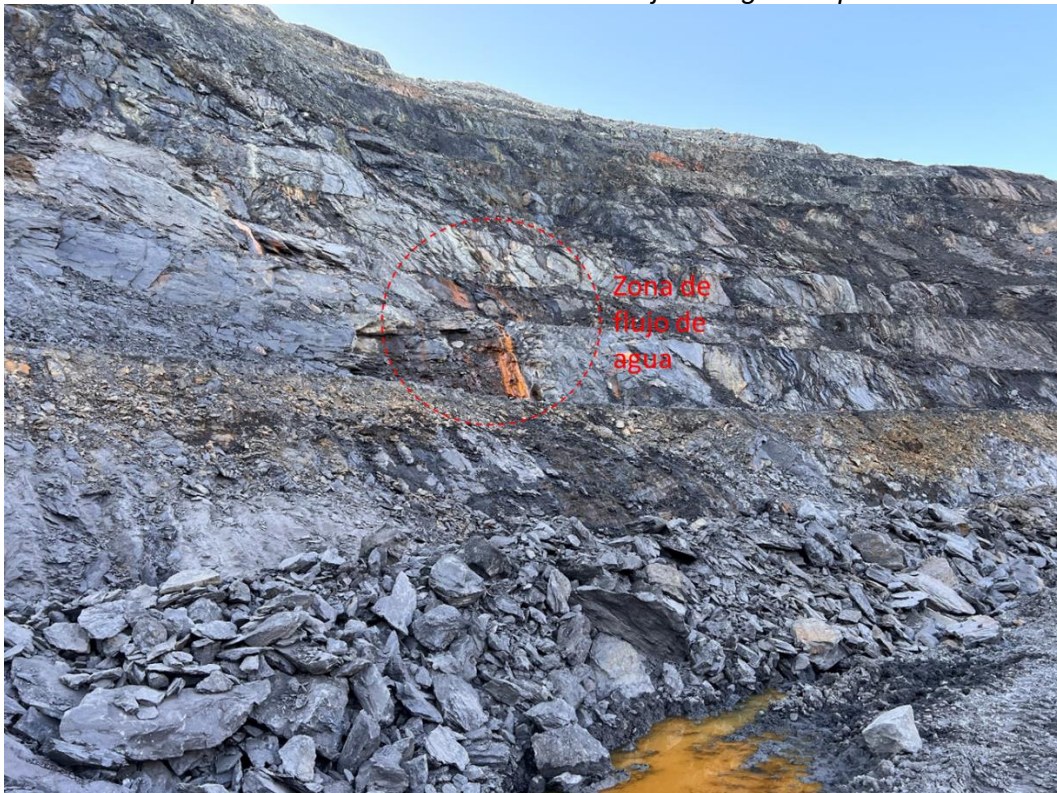
Zona de lutitas en pared sur de sector Farallón con presencia de agua



Fuente: Elaboración propia.

Figura 63

Zona de lutitas en pared sur de sector Farallón con flujo de agua en pared de banco



Fuente: Elaboración propia.

Figura 64

Lutitas en pie de banco de talud de la pared sur del sector Farallón



Fuente: Elaboración propia.

Colindante al sector previo, se tiene la pared suroeste del sector susana en la cual afloran areniscas con una condición de menor fracturamiento respecto a las areniscas del sector Farallón (Figura 65). En sectores específicos las areniscas tienen cierto contenido de cuarzo, lo cual les agrega resistencia. Además, se puede apreciar notoriamente el sistema preferente de discontinuidades con una dirección de buzamiento de 285° y un buzamiento de 62° aproximadamente.

Figura 65

Vista a la pared suroeste del sector Susana



Fuente: Elaboración propia.

Eventos de inestabilidad.

En el sector noroeste ocurrió un evento de inestabilidad de escala interrampa en el que dos estructuras principales formaron una cuña la cual interceptó en la base de los bancos más profundos y generó el evento de inestabilidad que se aprecia en la Figura 66. Además, se puede notar la presencia de agua escurriendo en las paredes que llega hasta la base del pit, lo que indica una condición saturada.

Se observan de color blanco sectores de pirita meteorizada, así como presencia de lutitas.

Figura 66

Vista a la pared sur del sector Susana



Fuente: Elaboración propia.

Por otro lado, hay reportes de deslizamientos a escala de banco en la pared sur de la zona Farallón ocasionando pérdidas de berma en las paredes del pit final (Figura 6), y también existen de grietas de tracción en las bermas superiores del banco cuya cresta se encuentra en la Cota -12 (Figura 67)

Figura 67

Pérdidas de berma en paredes de pit final de la zona Farallón



Fuente: Elaboración propia.

Figura 68

Cresta de banco cota -12. Grieta de tracción con presencia de agua



Fuente: Elaboración propia.

Por otra parte, en la pared norte del tajo Castellanos, donde se ubican las rampas de acceso (Figura 69), predominan las Brechas, lutitas y areniscas. La pared norte se ubica en la caja techo del yacimiento Castellanos. En este sector, una de las familias principales tiene un azimuth paralelo a la mineralización, por lo que esta familia buza en sentido

contrario y tiene un azimut paralelo a las paredes de los bancos, generando eventos de toppling o mecanismo de fallo por vuelco en algunos bancos de este sector. En las crestas superiores, donde aflora el material de suelo, no se consideró el ángulo de reposo del suelo como ángulo de cara de dichos bancos, por lo que se aprecia pérdidas de cresta en ciertos sectores (Figura 69).

Figura 69

Vista de la pared norte del tajío Castellanos



Fuente: Elaboración propia.

Figura 70

Vista de las crestas de la pared norte del tajío Castellanos



Fuente: Elaboración propia.

Figura 71

Vista desde el mirador hacia las paredes sur y norte del tajo Castellanos



Fuente: Elaboración propia.

Cabe mencionar que históricamente también se han registrado eventos de inestabilidad de fallas planares en todo el tajo Castellanos.

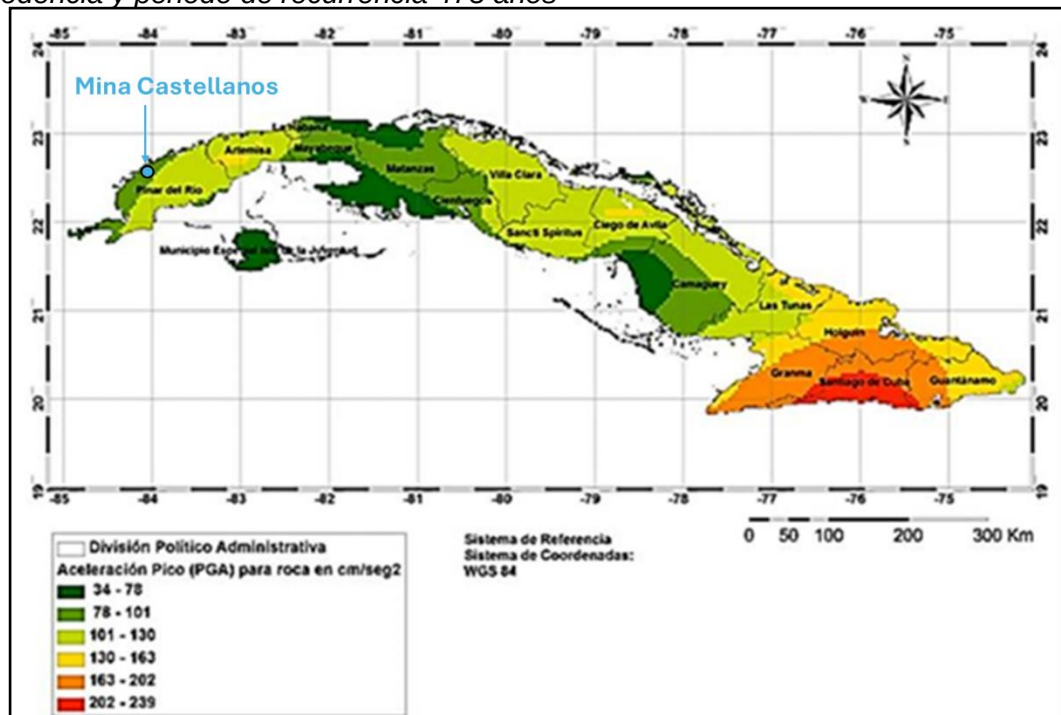
3.1.2.7 Sismicidad. Cuba se encuentra ubicada geográficamente en el caribe, donde el sur de Cuba, específicamente la región de Santiago de Cuba, limita con la placa norteamericana.

Según Chuy (1999), especialmente la región suroriental de Cuba ha sido clasificada como la de mayor peligrosidad sísmica de la isla, manifestándose los mayores valores de aceleración espectral en las provincias de Santiago de Cuba, Granma y Guantánamo. Estas regiones han sido afectadas por los mayores eventos sísmicos ocurridos en la falla Oriente, principal zona sismo generadora del área.

La mina Castellanos se ubica en el sector occidental de la isla de Cuba, específicamente en el sector noroeste de la región de Pinar del Río, la cual es la zona con una baja velocidad pico y un bajo peligro sísmico.

Figura 72

Peligro sísmico de Cuba en términos de aceleración pico (PGA), 10% de probabilidad de excedencia y periodo de recurrencia 475 años



Nota: Adaptado de (Morejón et al., 2023).

Sin embargo, el según el mapa de ciudades en alerta sísmica (ver Figura 73), indica que históricamente ha sucedido algún sismo importante en cada región, por lo que es necesario para la mina Castellanos desarrollar un estudio de peligro sísmico específico de la mina para poder validar su riesgo sísmico local y definir parámetros de modelamiento pseudoestático. Hoy la mina Castellanos no cuenta con un estudio de peligro sísmico.

Figura 73

Mapa de ciudades cubanas en alerta sísmica



Nota: Adaptado de (Iturralde-Vinent, 2020).

3.2 Desarrollo de modelos analíticos

El presente subcapítulo tiene como objetivo identificar las condiciones de estabilidad de las paredes del pit y los mecanismos de falla para cada sector geotécnico.

Para poder realizar las evaluaciones de estabilidad, es necesario definir los parámetros geotécnicos del macizo rocoso o de suelos presentes en las paredes del tajo Castellanos.

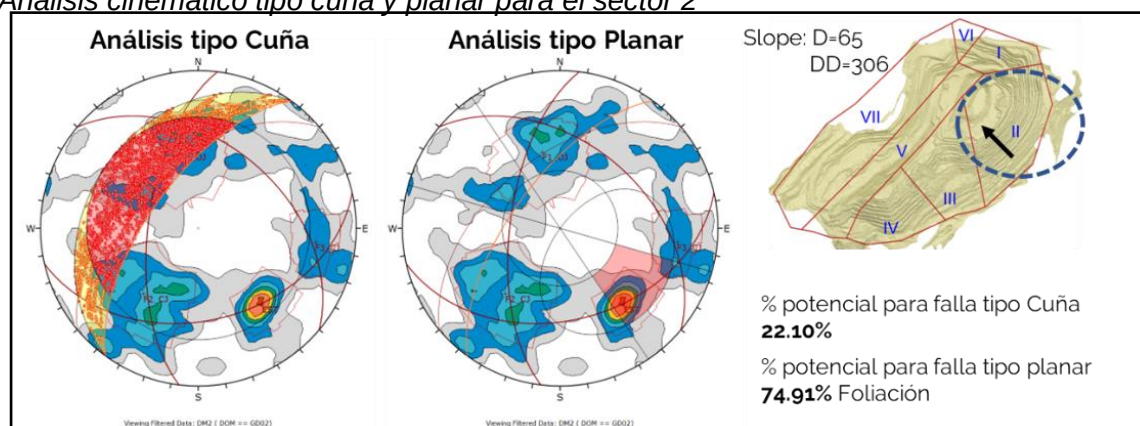
3.2.1 Estereografía

En base a las familias de estructuras menores obtenidas del logeo geotécnico es posible realizar análisis cinemáticos en planos estereográficos para evaluar el potencial de ocurrencia de mecanismos de falla como volcadura, falla planar y deslizamiento en cuña. Este análisis se llevó a cabo en la herramienta Dips de Rocscience. Se construyeron estereogramas para cada sector geotécnico.

La Figura 74 muestra el resultado del análisis cinemático realizado en el dominio geotécnico 2 de la zona Farallón, donde el mecanismo de falla planar muestra el mayor potencial de ocurrencia, seguido del mecanismo de falla en cuña. Por otro lado, en el sector geotécnico 5 de la zona norte muestra un mayor potencial de mecanismo de falla planar seguido de un mecanismo de falla por vuelto. Se evaluaron también los demás sectores y a diferentes direcciones de bancos según el diseño del pit, los cuales se detallan en el Anexo 2.

Figura 74

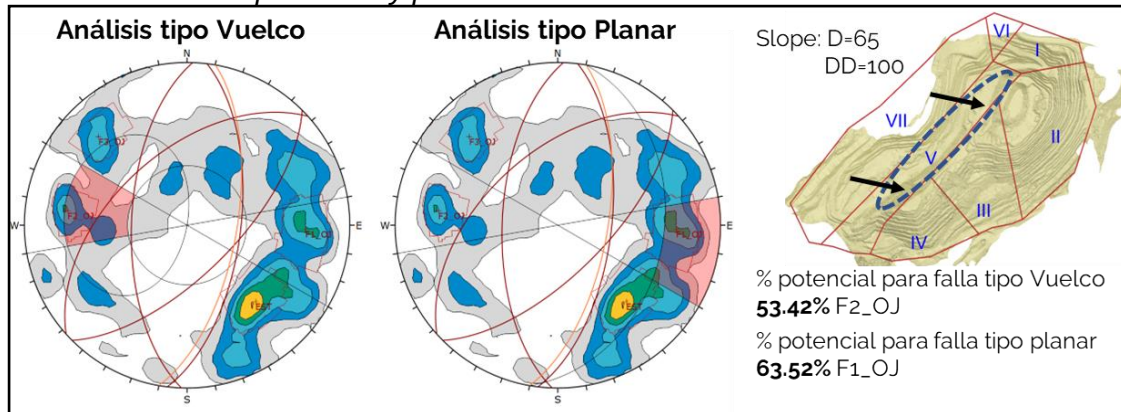
Análisis cinemático tipo cuña y planar para el sector 2



Fuente: Elaboración propia.

Figura 75

Análisis cinemático tipo vuelco y planar en el sector 5



Fuente: Elaboración propia.

La tabla 19 muestra los resultados de potencialidad de falla para los 7 sectores geotécnicos alrededor de todo el tajo Castellanos.

Tabla 19

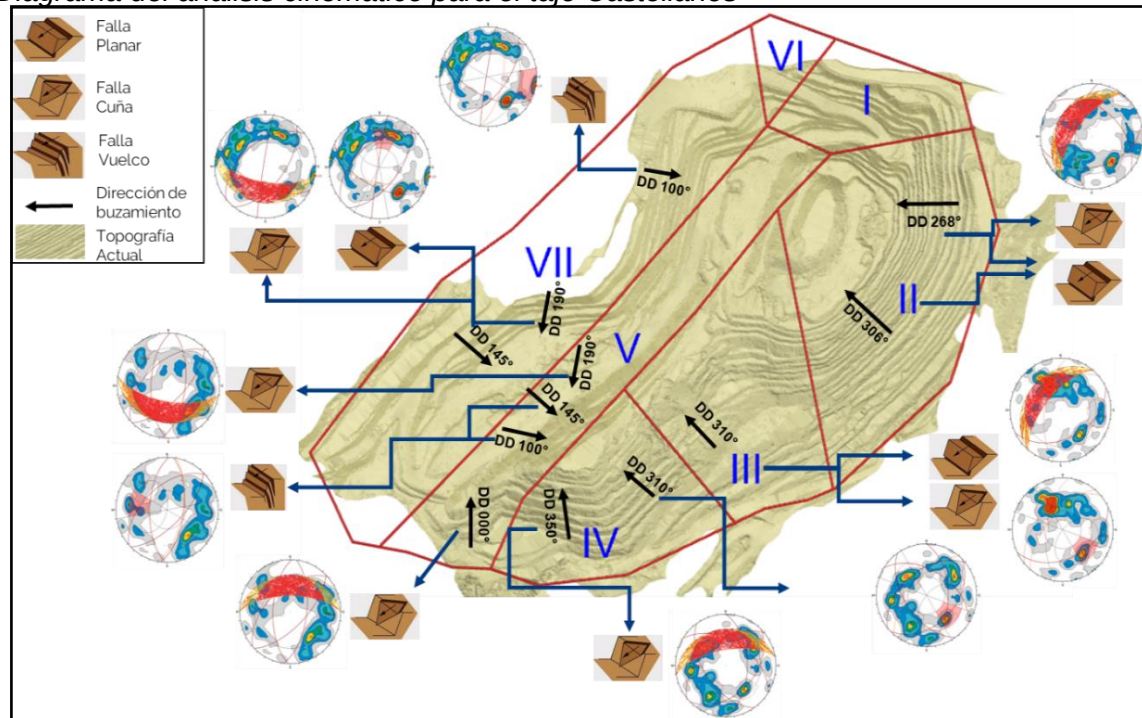
Resultados de potencialidad de falla en análisis cinemático para cada dominio geotécnico y dirección de banco

DOMINIO	DIP DIRECTION (°)	CUÑA	PLANAR	VUELCO
II	306	22%	74%	2%
	268	16%	44%	3%
III	3	10%	4%	4%
	310	14%	100%	9%
IV	310	21%	100%	1%
	350	19%	3%	1%
V	0	17%	2%	1%
	100	15%	64%	53%
	145	15%	44%	31%
	190	20%	4%	4%
VII	100	24%	17%	100%
	145	29%	40%	12%
	190	30%	43%	0%

La Figura 76 muestra un resumen del análisis cinemático de taludes por sectores geotécnico (superpuesto al pit actual). Cabe mencionar que los sectores 1 y 6 no cuentan con información estructural. Así mismo, los mecanismos de falla causantes de una mayor potencialidad de falla son resumidas en un gráfico de barras (Figura 76) con sus porcentajes para cada dominio geotécnico, donde el modo de falla planar muestra el mayor porcentaje de ocurrencia alrededor de todo el tajo Castellanos.

Figura 76

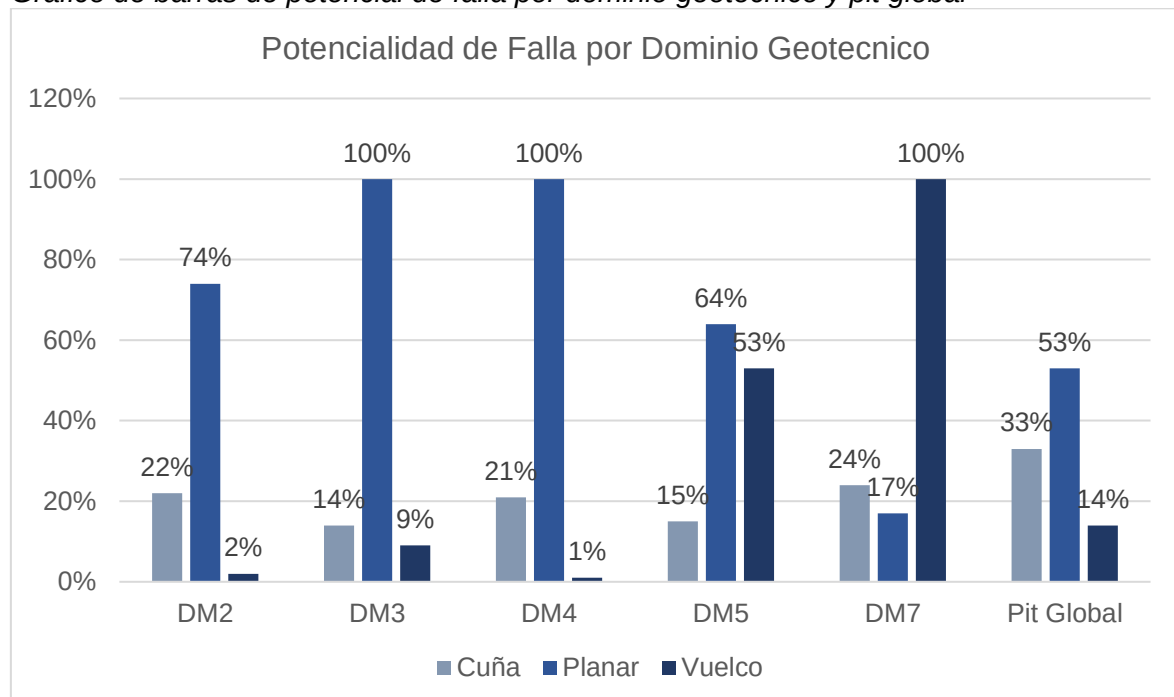
Diagrama del análisis cinemático para el tajo Castellanos



Fuente: Elaboración propia.

Figura 77

Gráfico de barras de potencial de falla por dominio geotécnico y pit global



Fuente: Elaboración propia.

Los mecanismos de falla predominantes para cada dominio geotécnico en el tajo Castellanos se resumen en la Tabla 20.

Tabla 20*Mecanismos de falla por dominio geotécnico del tajo Castellanos*

DOMINIOS GEOTÉCNICOS	II	III	IV	V	VII
Mecanismos de falla	Planar, Cuña	Planar, Cuña	Planar, Cuña	Cuña, Vuelco	Planar, Cuña, Vuelco

3.2.2 Análisis de estabilidad a escala banco

En los siguientes análisis a escala de banco, se evaluará la condición de estabilidad de los mecanismos de falla predominantes generados por las familias de estructuras menores identificadas en los estereogramas por dominio geotécnico en la Sección. Para el análisis de falla planar se empleará la herramienta Rocplane, para el análisis de falla en cuña se utilizará la herramienta Swedge y para el análisis de falla por vuelco se empleará la herramienta RocTopple, herramientas del paquete Rocscience.

3.2.2.1 Análisis falla planar. Para el análisis de falla planar, se evalúa en el DM3 las condiciones actuales del diseño. Los parámetros de diseño y familia de estructuras considerada para el análisis se detallan en la Tabla 21.

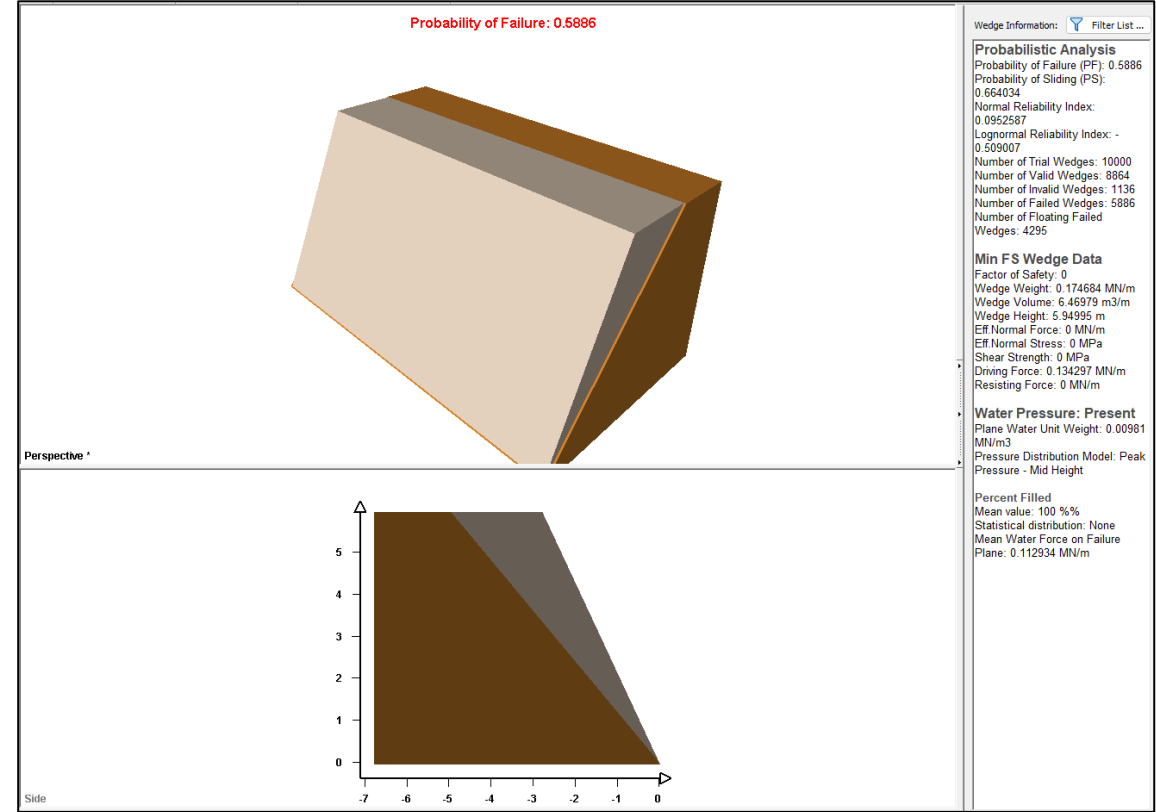
Tabla 21*Parámetros de diseño y familia de estructuras para análisis de falla planar en el DM3*

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
Buzamiento del talud	°	65
Dirección de buzamiento del talud	°	306
Ancho de berma	m	4
Altura de banco	m	6
Familia de estructuras crítica		
Buzamiento	°	50
Dirección de buzamiento	°	310

Como resultado, se obtiene un FoS mínimo de 0 y una probabilidad de falla del 60% aproximadamente, lo cual muestra condiciones inestables a escala de banco, considerando presencia de agua a la mitad del talud.

Figura 78

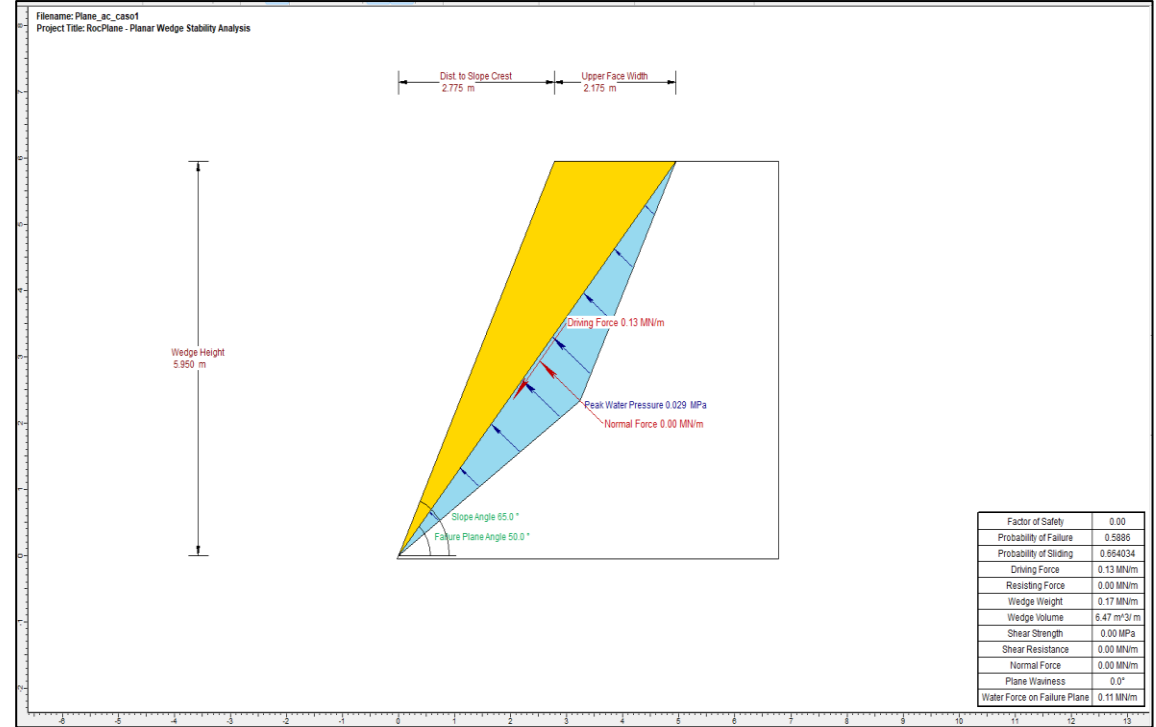
Resultados de modelo de falla planar (escala banco) – DM3



Fuente: Elaboración propia.

Figura 79

Sección de modelo de falla planar (escala banco) – DM3



Fuente: Elaboración propia.

3.2.2.2 Análisis falla en cuña. Para el análisis de falla en cuña, se evalúa en el DM4 las condiciones actuales del diseño. Los parámetros de diseño y familia de estructuras consideradas para el análisis se detallan en la Tabla 25.

Tabla 22

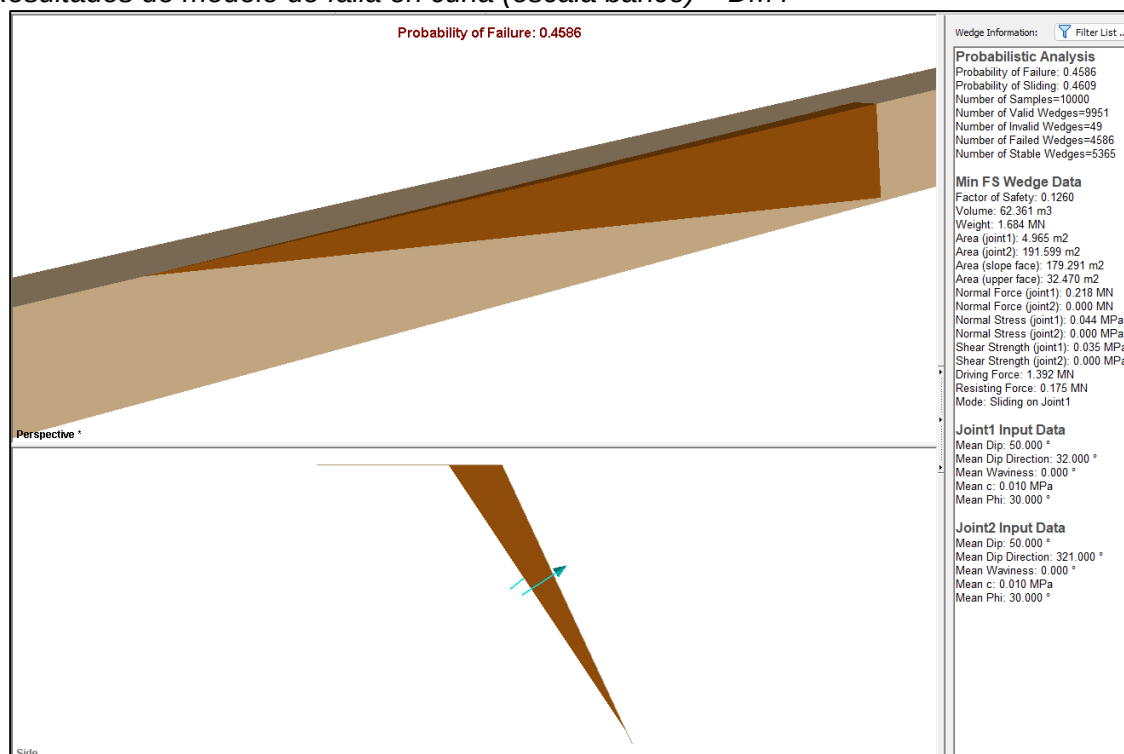
Parámetros de diseño y familia de estructuras para análisis de falla en cuña en el DM4

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
Buzamiento del talud	°	65
Dirección de buzamiento del talud	°	350
Ancho de berma	m	4
Altura de banco	m	6
Familias de estructuras		
Familia 3	Dip°/Dipdir°	50/32
Familia 5	Dip°/Dipdir°	50/321

Como resultado, se obtiene un FoS mínimo de 0.1 y una probabilidad de falla del 45% aproximadamente, lo cual muestra condiciones inestables a escala de banco, considerando presencia de agua a la mitad del talud.

Figura 80

Resultados de modelo de falla en cuña (escala banco) – DM4



Fuente: Elaboración propia.

3.2.2.3 Análisis falla por vuelco. Para el análisis de falla por vuelco, se evalúa en el DM7 las condiciones actuales del diseño. Los parámetros de diseño y familia de estructuras consideradas para el análisis se detallan en la Tabla 23.

Tabla 23

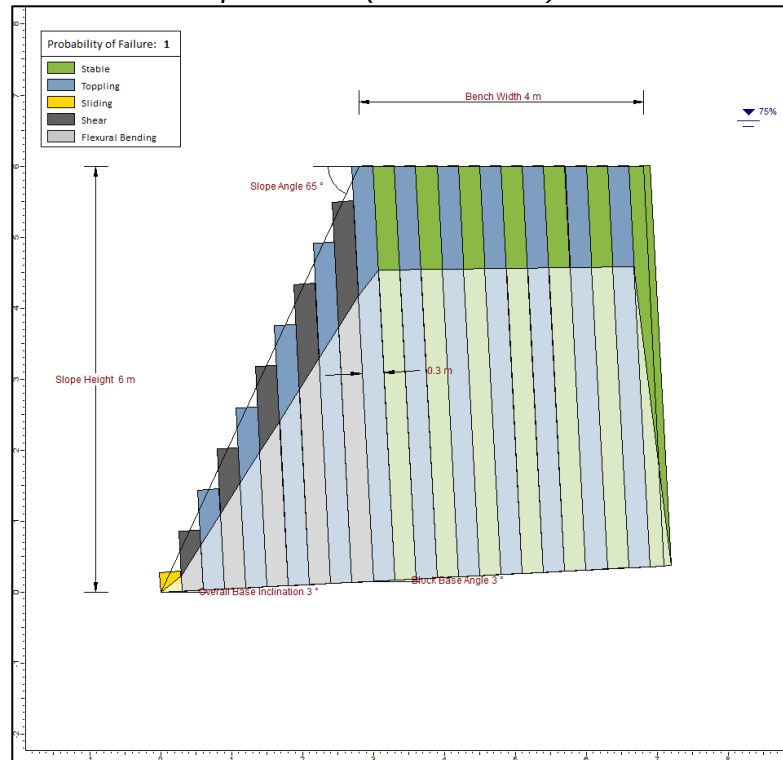
Parámetros de diseño y familia de estructuras para análisis de falla por vuelco en el DM7

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
Buzamiento del talud	°	65
Dirección de buzamiento del talud	°	100
Ancho de berma	m	4
Altura de banco	m	6
Familia de estructura		
Buzamiento	°	87
Dirección de buzamiento	°	279

Como resultado, se obtiene un FoS mínimo de 0.9 y una probabilidad de falla del 100%, lo cual muestra condiciones inestables a escala de banco, considerando presencia de agua a la mitad del talud.

Figura 81

Resultados de modelo de falla por vuelco (escala banco) – DM7



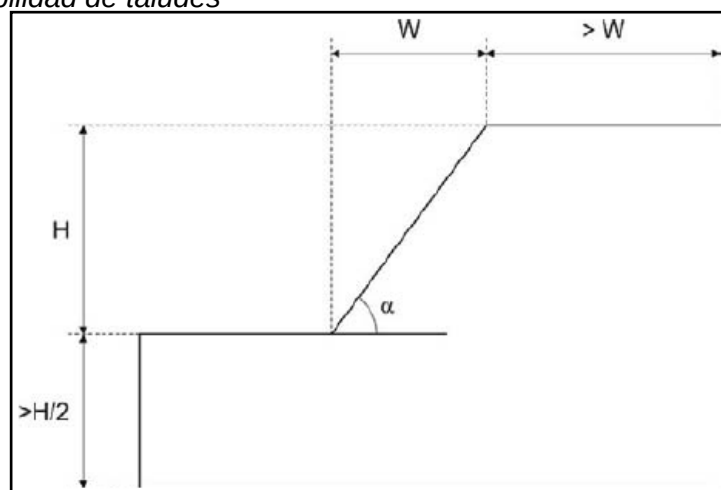
Fuente: Elaboración propia.

3.2.3 Parámetros de construcción de modelos analíticos

En la Figura 82, se muestra el criterio para la ubicación de los límites artificiales del campo lejano en problemas de estabilidad de taludes para modelos 2D.

Figura 82

Recomendaciones típicas para la ubicación de límites artificiales del campo lejano en los análisis de estabilidad de taludes



Nota: Adaptado de (Read, J., y Stacey, P., 2009).

3.2.4 Modelos constitutivos

Para modelar el comportamiento de los materiales, los cuales serán las litologías, se debe definir modelos constitutivos para cada uno de ellos. Se considerará el modelo de Hoek & Brown Generalizado para materiales rocosos y el modelo de Mohr-Coulomb para suelos.

En el caso de los materiales representados por el modelo de Hoek & Brown Generalizado se define el factor de roca intacta (m_i) de referencias bibliográficas dada la ausencia de ensayos triaxiales.

El factor de disturbancia (D) consideró una condición de daño mecánico, dado que en las prácticas operativas de minado del tajo Castellanos, el diseño de malla de perforación y la última fila de taladros deja una distancia de seguridad con la pared final, la cual luego es perfilada con la pala.

Los parámetros que no cuentan con ensayos de laboratorio para definir alguna propiedad son definidos de datos bibliográficos.

La Tabla 24 muestra la definición de modelos constitutivos por material, pesos unitarios en función a ensayos de propiedades físicas, factor de disturbancia y factor roca intacta (mi).

Tabla 24

Definición modelos constitutivos y parámetros por litología o material

MATERIAL	PESO UNITARIO (KN/M3)	MODELO CONSTITUTIVO	MI	D
Suelo	22	Mohr-Coulomb	-	-
Lutita	27	Hoek-Brown Generalizado	6	0.7
Arenisca	27	Hoek-Brown Generalizado	17	0.7
Oxido	25	Hoek-Brown Generalizado	7	0.7
Limolitas	27	Hoek-Brown Generalizado	7	0.7
Mineralización	36	Hoek-Brown Generalizado	12	0.7
Caliza	27	Hoek-Brown Generalizado	9	0.7
Brecha	27	Hoek-Brown Generalizado	19	0.7

3.2.5 Criterios de aceptabilidad de estabilidad

Los criterios de aceptabilidad del Factor de Seguridad se detallan en la sección 2.1.6.3.

3.2.6 Back análisis de evento de inestabilidad

Se construyeron modelos analíticos en el software Slide donde se sensibilizaron los parámetros geotécnicos de los materiales y el nivel freático para calibrar el modelo.

Se usó como referencia el evento de inestabilidad ocurrido el 10 de noviembre del 2022, donde se deslizaron 4 bancos de lutitas (Figura 83).

El modo de falla fue circular con presencia de saturación de agua en las grietas de tracción que se generaron en la cresta de los taludes deslizados.

Figura 83

Evento de inestabilidad de 4 bancos en pared sur de la zona Farallón

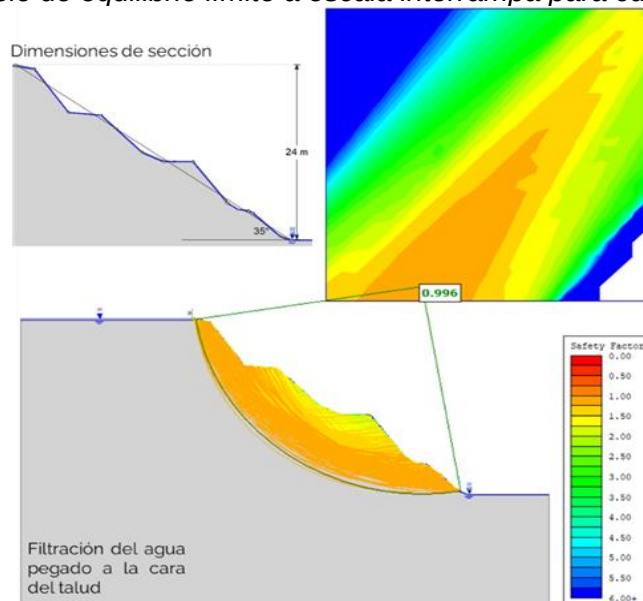


Fuente: Elaboración propia.

Inicialmente se realizó un modelo 2D a escala interrampa de los 4 bancos deslizados para calibrar los parámetros de la lutita y el nivel freático. Los resultados del modelo se muestran en la Figura 84 un $FoS < 1$ (condición inestable) con una condición saturada. Dada la dirección paralela de estratificación y planos de debilidad de las lutitas, se define este material con una función anisotrópica con 30 grados de inclinación. La cohesión y fricción se calibraron con el modelo a escala interrampa de los 4 bancos.

Figura 84

Resultados de modelo de equilibrio límite a escala interrampa para cuatro bancos en lutita



Fuente: Elaboración propia.

Finalmente, tras la calibración, la Tabla 25, muestra las propiedades definidas y los modelos constitutivos para cada material del análisis de equilibrio límite. Para el caso de las arcillas, las cuales no se encuentran en el modelo litológico, estas se asumen que están presentes en los primeros 20 metros superficiales en las paredes norte del tajo norte acorde a los levantamientos en campo.

Tabla 25

Modelos constitutivos y definición de propiedades calibradas

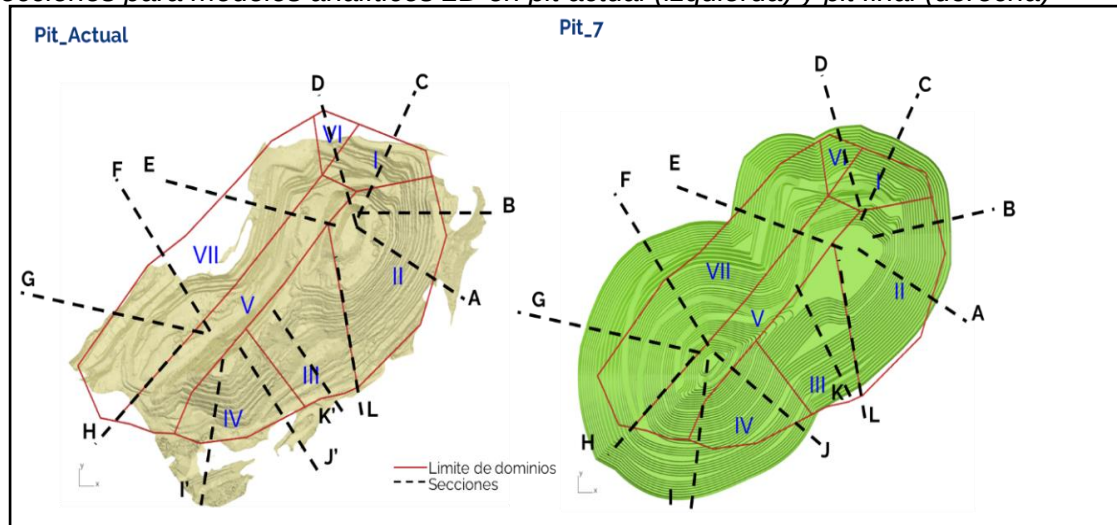
Material	Color	Peso Unitario (KN/m3)	Modelo constitutivo	Cohesión (KPa)	Ángulo de Fricción (°)	UCS (KPa)	GSI	mi	D
Suelo		22	Mohr-Coulomb	0	37	-	-	-	-
Arenisca		27	Hoek-Brown Generalizado	-	-	51300	33	17	0.7
Brecha		27	Hoek-Brown Generalizado	-	-	33200	25	19	0.7
Caliza		27	Hoek-Brown Generalizado	-	-	37700	30	9	0.7
Limolita		27	Hoek-Brown Generalizado	-	-	44800	35	7	0.7
Mineralización		36	Hoek-Brown Generalizado	-	-	50000	50	12	0.7
Oxido		25	Hoek-Brown Generalizado	-	-	25000	35	7	0.7
Lutita (Anisotrópica)		27	Función anisotrópica	-	-	42300	33	6	0.7
Arcillas		20	Mohr-Coulomb	5	27	-	-	-	-

3.2.7 Secciones para modelos analíticos

Se realizó un total de 24 secciones alrededor de todo el tajo Castellanos, siendo 12 para el pit actual y 12 para el pit final. Como se observa en la Figura 85, las secciones son definidas con el objetivo de abarcar los cambios de orientación del talud por dominios geotécnicos y sus cambios litológicos alrededor del tajo Castellanos.

Figura 85

Secciones para modelos analíticos 2D en pit actual (izquierda) y pit final (derecha)

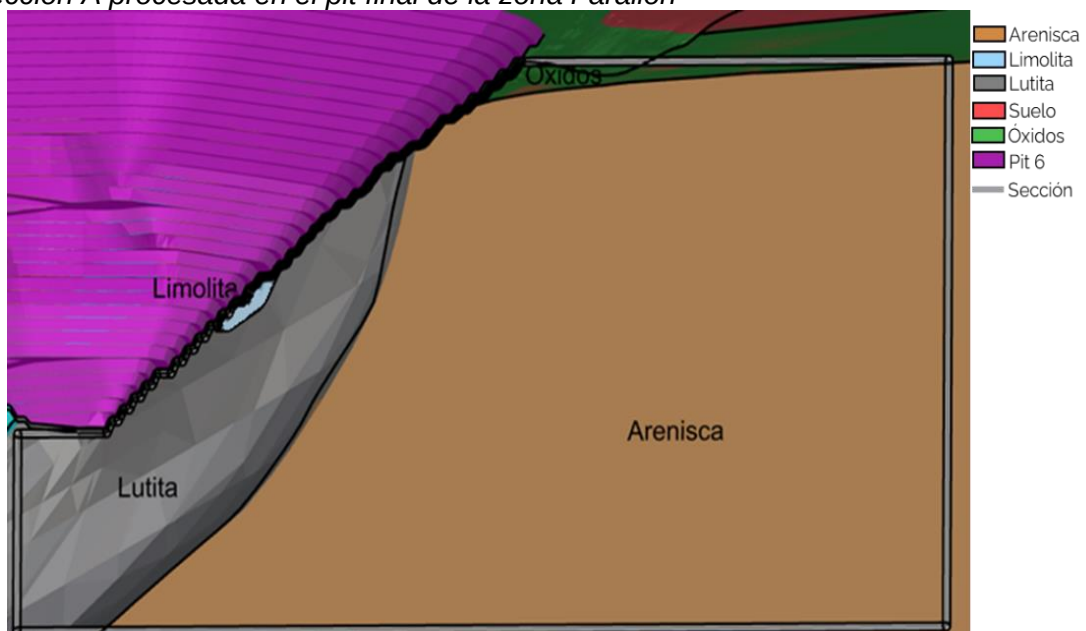


Fuente: Elaboración propia.

Con apoyo del software CAD Rhino7, se superpone el modelo litológico a la topografía del pit actual y diseño de pit final y luego se extraen secciones para modelarlas en el software Slide 2D. En la Figura 86 se muestra el diseño del pit final para la zona Farallón con la sección extraída para poder exportarlo en formato dxf al software Slide 2D. El mismo proceso se repitió para todas las secciones alrededor del tajo Castellanos.

Figura 86

Sección A procesada en el pit final de la zona Farallón



Fuente: Elaboración propia.

3.2.8 Modelos analíticos

Se desarrollaron modelos analíticos en 24 secciones (Figura 87), los cuales consideraron evaluar diferentes condiciones de agua en las paredes de los taludes.

Se desarrollaron 3 escenarios donde se sensibilizó la posición del nivel freático dado que no se cuenta con la superficie modelada del nivel freático:

- Primer escenario:

Nivel freático aflorando por los bancos superiores del talud.

- Segundo escenario:

Nivel freático alejado 20 metros y aflorando a la mitad del talud (este escenario tiene la mayor similitud a las condiciones de terreno).

- Tercer escenario:

Nivel freático alejado 20 metros y aflorando en los bancos inferiores.

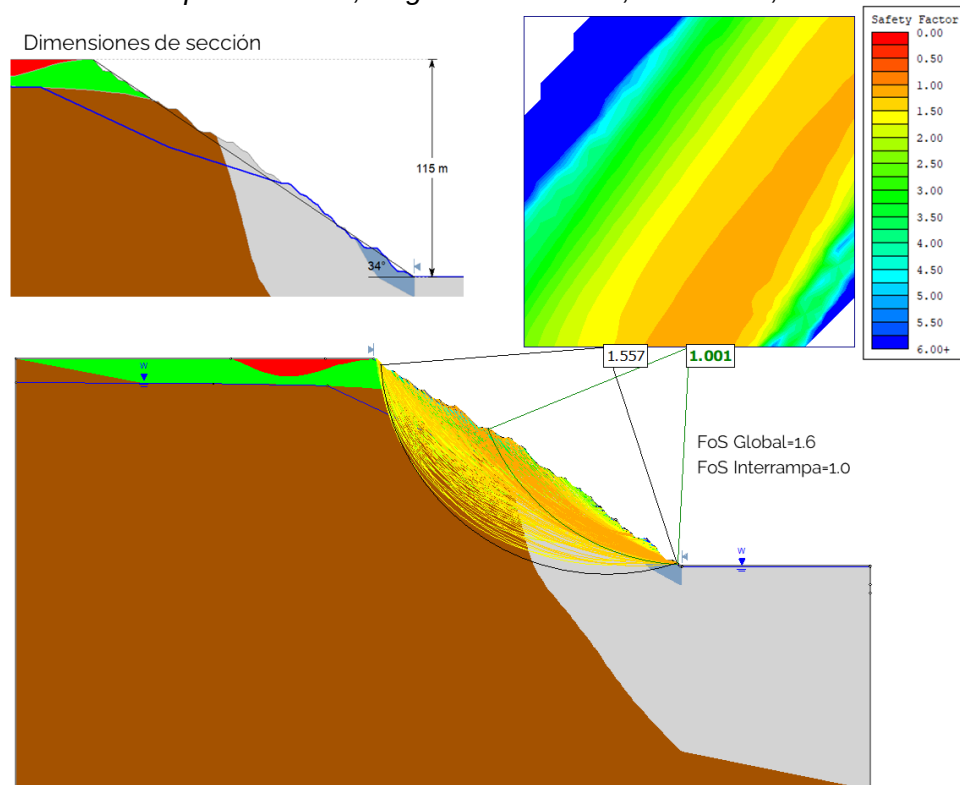
La Figura 87 muestra los resultados del modelo de equilibrio límite del escenario 2 para el pit actual en la sección

A, donde se aprecia un factor de seguridad mayor a 1.5 para la estabilidad del pit global, sin embargo, a escala interrampa se observa un factor de seguridad mínimo de 1, por debajo del criterio de aceptabilidad ($FoS > 1.2$).

Mientras que en la Figura 87, a las mismas condiciones en el segundo escenario y sección A, se observa que el factor de seguridad global bajó a 1.2, el cual está por debajo del criterio de aceptabilidad ($FoS > 1.3$), de igual manera que el factor de seguridad a escala interrampa el cual bajó a 0.8.

Figura 87

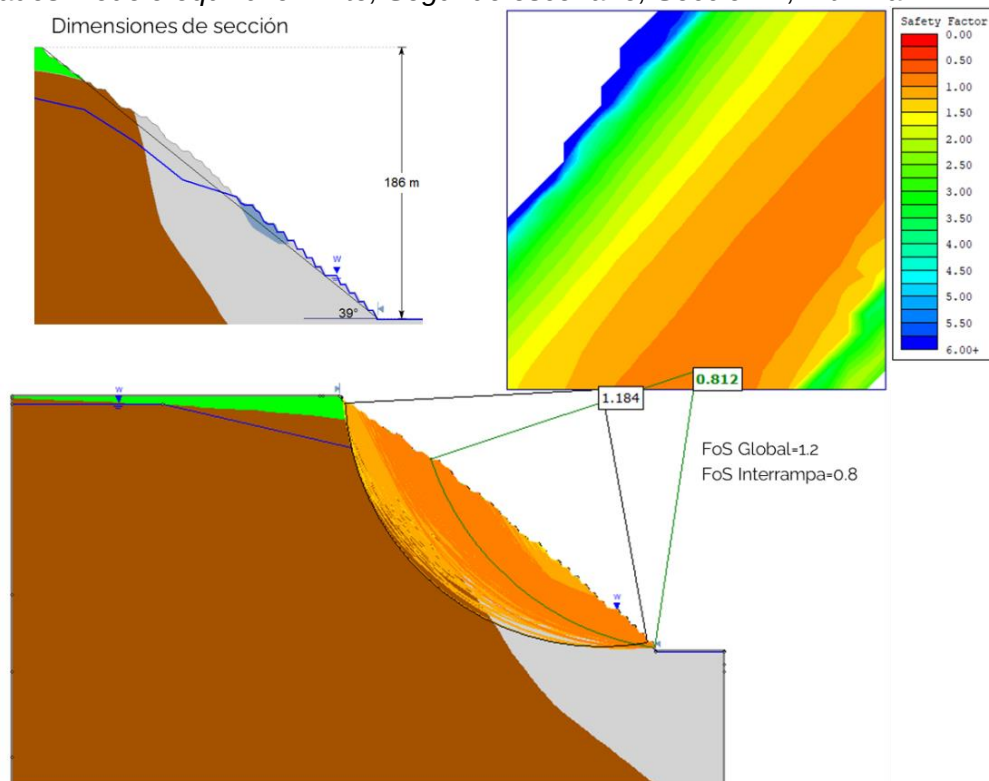
Resultados modelo equilibrio límite, Segundo escenario, Sección A, Pit Actual



Fuente: Elaboración propia.

Figura 88

Resultados modelo equilibrio límite, Segundo escenario, Sección A, Pit Final

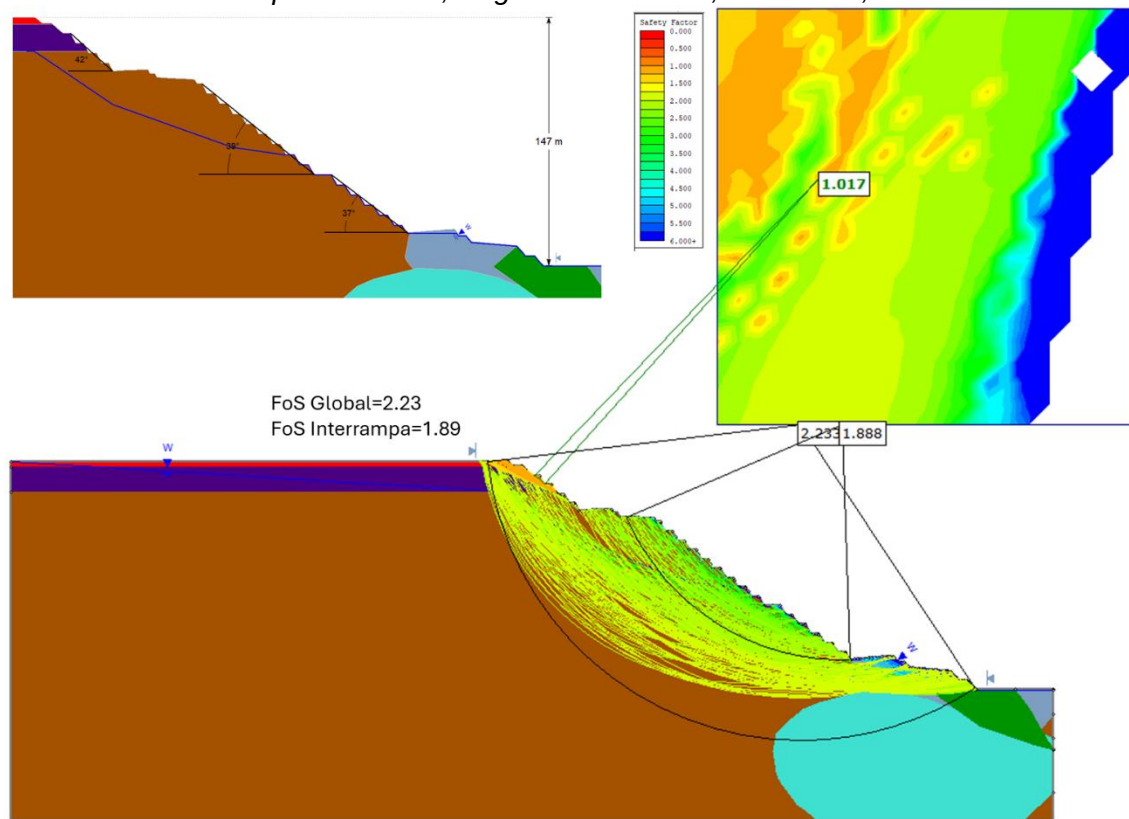


Fuente: Elaboración propia.

Por otra parte, la Figura 89, muestra el análisis en la sección H que representa a la pared final este del sector Susana, donde a escala global el factor de seguridad es 2.2 y a escala interrampa el factor de seguridad es 1.9, los cuales cumplen los criterios de aceptabilidad de estabilidad del pit final en las condiciones del escenario 2 con el nivel freático aflorando a la mitad del talud global. Sin embargo, se puede apreciar que la cresta del pit final, la cual presenta arcillas y suelos, tiene factores de seguridad menores a 1.

Figura 89

Resultados modelo equilibrio límite, Segundo escenario, Sección H, Pit Final



Fuente: Elaboración propia.

Los resultados de las secciones y escenarios adicionales se detallan en el Anexo 3. El resumen de las condiciones de estabilidad para el pit actual y pit final considerando la condición de agua del escenario 2 (Nivel freático alejado 20 metros y aflorando a la mitad del talud) se resumen en la Tabla 26. Estos resultados tienen relación con los eventos de inestabilidad a escala interrampa ocurridos en el pit actual en las zonas II, III y IV. De mantenerse los criterios de diseño del pit final, se esperan eventos de inestabilidad a escala interrampa y global.

Tabla 26

Resumen de condición de estabilidad por dominio geotécnico para escenario 2

ZONA	ESCALA	I	II	III	IV	V	VI	VII
Pit Actual	Global	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
	Interrampa	Si	No	No	No	Si	Si	Si
Pit Final	Global	Si	No	No	No	Si	Si	Si
	Interrampa	No	No	No	No	Si	Si	Si

Mientras que la Tabla 27, muestra los resultados para el escenario 3, con el nivel freático alejado 20 metros y aflorando en la base del talud.

Esto indica que aplicando una estrategia de despresurización en las paredes se pueden mejorar las condiciones de estabilidad actuales y las condiciones de estabilidad del pit final para la zona I.

Sin embargo, las zonas II, III y IV a pesar de alejar el nivel freático, siguen mostrando resultados inestables en los modelos analíticos.

Por lo tanto, lo recomendado es redefinir los criterios de diseño para estas paredes finales de los sectores II, III y IV, reduciendo los ángulos globales e interrampa hasta alcanzar la estabilidad de la pared final de estos sectores.

Tabla 27

Resumen de condición de estabilidad por dominio geotécnico para escenario 3

ZONA	ESCALA	I	II	III	IV	V	VI	VII
Pit Actual	Global	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
	Interrampa	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
Pit Final	Global	Si	No	Si	No	Si	Si	Si
	Interrampa	Si	No	No	No	Si	Si	Si

El detalle de los factores de seguridad por escenario se resume en la tabla 28.

Tabla 28*Actores de seguridad obtenidos en cada sección modelada*

ZONA	SECCIÓN	PIT	ESCENARIO NIVEL FREÁTICO	FOS GLOBAL	FOS INTERRAMPA
I	C	Actual	1	2.44	2.17
I	C	Actual	2	2.64	2.16
I	C	Actual	3	2.99	2.47
II	A	Actual	1	1.38	0.91
II	A	Actual	2	1.56	1.00
II	A	Actual	3	1.70	1.28
II	B	Actual	1	1.77	1.42
II	B	Actual	2	1.84	1.67
II	B	Actual	3	2.04	2.04
II	L	Actual	1	1.50	1.07
II	L	Actual	2	1.69	1.09
II	L	Actual	3	1.89	1.33
III	K	Actual	1	1.25	0.93
III	K	Actual	2	1.48	0.98
III	K	Actual	3	1.74	1.40
IV	J	Actual	1	1.37	1.08
IV	J	Actual	2	1.41	1.16
IV	J	Actual	3	1.54	1.37
IV	I	Actual	1	1.97	1.67
IV	I	Actual	2	2.23	1.29
IV	I	Actual	3	2.18	2.19
V	H	Actual	1	5.49	5.03
V	H	Actual	2	6.05	5.75
V	H	Actual	3	6.62	6.88
VI	D	Actual	1	3.66	3.46
VI	D	Actual	2	3.85	3.56
VI	D	Actual	3	4.03	4.55
VII	E	Actual	1	2.69	2.62
VII	E	Actual	2	3.28	2.67
VII	E	Actual	3	2.88	2.83
VII	F	Actual	1	3.60	2.13
VII	F	Actual	2	3.68	2.13
VII	F	Actual	3	3.98	2.70
VII	G	Actual	1	4.58	1.91
VII	G	Actual	2	5.21	1.81

ZONA	SECCIÓN	PIT	ESCENARIO NIVEL FREÁTICO	FOS GLOBAL	FOS INTERRAMPA
VII	G	Actual	3	5.14	2.50
I	C	Final	1	1.55	1.09
I	C	Final	2	1.64	1.09
I	C	Final	3	1.78	1.28
II	A	Final	1	1.06	0.64
II	A	Final	2	1.18	0.81
II	A	Final	3	1.24	0.91
II	B	Final	1	1.44	1.01
II	B	Final	2	1.47	1.06
II	B	Final	3	1.75	1.14
II	L	Final	1	1.54	0.89
II	L	Final	2	1.64	1.04
II	L	Final	3	1.54	1.24
III	K	Final	1	1.10	0.81
III	K	Final	2	1.15	0.84
III	K	Final	3	1.37	1.01
IV	J	Final	1	1.19	0.87
IV	J	Final	2	1.24	0.86
IV	J	Final	3	1.29	1.01
IV	I	Final	1	1.28	1.15
IV	I	Final	2	1.30	1.95
IV	I	Final	3	1.36	2.42
V	H	Final	1	2.14	1.71
V	H	Final	2	2.23	1.89
V	H	Final	3	2.28	2.12
VI	D	Final	1	1.72	1.39
VI	D	Final	2	1.85	1.39
VI	D	Final	3	2.04	1.68
VII	E	Final	1	1.65	2.78
VII	E	Final	2	1.89	2.32
VII	E	Final	3	1.83	3.15
VII	F	Final	1	1.54	1.23
VII	F	Final	2	1.66	1.23
VII	F	Final	3	1.66	1.64
VII	G	Final	1	1.46	2.03
VII	G	Final	2	1.67	2.46
VII	G	Final	3	1.83	2.59

3.3 Plan de instrumentación de monitoreo geotécnico

3.3.1 Aplicación de metodología basada en el riesgo

Para sustentar la implementación de un programa de monitoreo de taludes se aplicó la metodología basada en el riesgo para la selección de sistemas de monitoreo.

Las condiciones evaluadas y sus valores para el tajo Castellanos se resumen en la Tabla 29 por dominio geotécnico.

Tabla 29

Factor de estabilidad de taludes para el tajo Castellanos por dominio geotécnico

		Dominio Geotécnico						
		I	II	III	IV	V	VI	VII
Índice de Condición Geotécnica (ICG)		20%	20%	20%	20%	23%	23%	23%
1.0	Condiciones estructurales y de macizo rocoso							
1.1	Resistencia de roca intacta	2.5	2.5	2.5	2.5	5.0	5.0	5.0
1.2	Calidad de macizo rocoso	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5
1.3	Daño de macizo rocoso	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0
1.4	Deterioro de macizo rocoso	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0
1.5	Condiciones de estructuras menores	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5
1.6	Condiciones de esfuerzos in situ	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
1.7	Complejidad geológica	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5
2.0	Condiciones de agua superficial y subterránea							
2.1	Precipitación	0	0	0	0	0	0	0
2.2	Agua superficial	0	0	0	0	0	0	0
2.3	Nivel freático relativo al diseño del pit	0	0	0	0	0	0	0
2.4	Sistemas de agua subterránea	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
2.5	Capacidad de drenaje de macizo rocoso	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
2.6	Potencial de recarga	0	0	0	0	0	0	0
Índice de Desempeño del Diseño (IDD)		31%	13%	15%	15%	37%	31%	29%
1.0	Controles, monitoreo y reconciliación superficial							
1.1	Controles de agua superficial	0	0	0	0	0	0	0
1.2	Mediciones de despresurización	0	0	0	0	0	0	0
1.3	Gestión de presión de poros	0	0	0	0	0	0	0
1.4	Estudio Hidrogeológico	0	0	0	0	0	0	0
1.5	Objetivos de presión de poros y reconciliación	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
2.0	Diseño de taludes							
2.1	Altura de taludes	5.0	2.5	2.5	2.5	5.0	5.0	5.0
2.2	Forma de taludes	7.5	2.5	2.5	2.5	7.5	7.5	5.0
2.3	Confiabilidad de parámetros de diseño	0	2.5	2.5	2.5	2.5	0	2.5
2.4	Análisis de estabilidad	5.0	2.5	2.5	2.5	7.5	5.0	7.5
2.5	Flexibilidad del diseño	0	0	2.5	2.5	2.5	0	2.5
3.0	Desempeño de taludes y controles operacionales							
3.1	Controles de voladura	0	0	0	0	0	0	0
3.2	Ratio de hundimiento	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
3.3	Desempeño de paredes	7.5	2.5	2.5	2.5	7.5	7.5	5.0
3.4	Excavación de fase	7.5	2.5	2.5	2.5	7.5	7.5	5.0
3.5	Verificación y reconciliación de diseño	7.5	2.5	2.5	2.5	7.5	7.5	5.0
Índice de Estabilidad de Taludes		25%	17%	18%	18%	30%	27%	26%

Luego de definir el Índice de Estabilidad de Taludes, se asigna un factor de consecuencia a cada dominio geotécnico y se evalúa el riesgo en la matriz de la Tabla 8. La consecuencia se definió en base al status actual del Pit Castellanos, donde el sector Susana se encuentra en una fase de desarrollo de pit final, el sector Farallón se encuentra en una fase de producción con paredes de pit final y en la pared norte se ubican las rampas de acceso principales para cada sector. Esto es importante ya que la consecuencia puede variar en función a la actividad de los sectores de la explotación del tajío Castellanos. Finalmente, el nivel de riesgo por dominio geotécnico calculado se detalla en la Tabla 30 y se esquematiza en una vista en planta por dominio geotécnico en la Figura 90.

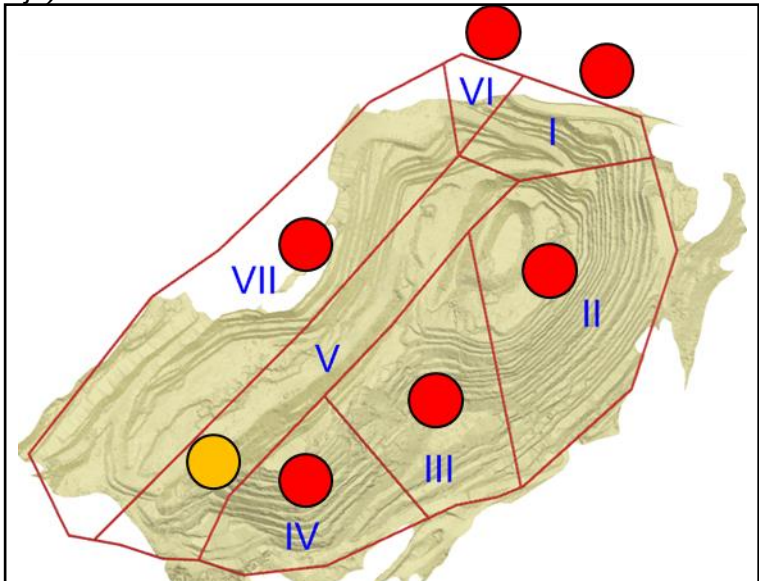
Tabla 30

Nivel de riesgo asociado a cada dominio geotécnico

	DOMINIO GEOTÉCNICO						
	I	II	III	IV	V	VI	VII
Índice de Estabilidad de Taludes	25%	17%	18%	18%	30%	27%	26%
Factor de Estabilidad de Taludes	4	5	5	5	4	4	4
Nivel de Consecuencia	4	4	4	3	3	4	4
Riesgo	Crítico	Crítico	Crítico	Crítico	Alto	Crítico	Crítico

Figura 90

Vista en planta de dominios geotécnicos y nivel de riesgo de estabilidad de taludes. Crítico (rojo), Alto (naranja)



Fuente: Elaboración propia.

Se aprecia un estado crítico en la pared sur del tajo Castellanos liderado por el factor de estabilidad de taludes, mientras que los dominios I y VI muestran un riesgo crítico liderado por el nivel de consecuencia ya que es la zona de acceso de la rampa principal de la zona Farallón.

El sector VII muestra un nivel riesgo crítico liderado por la consecuencia mayor debido a la presencia de rampas de acceso en el sector Susana. Por último, el dominio V presenta un nivel de riesgo alto, más no es crítico. En general, el Tajo castellanos se encuentra en un estado crítico debido a las malas condiciones de calidad de macizo rocoso, a la presencia de agua y las condiciones de inestabilidad con los factores de diseños actualmente establecidos.

De acuerdo con la Tabla 9, para un riesgo crítico se recomienda múltiples sistemas de monitoreo en tiempo real con un sistema de alarmas que permitan la evacuación temprana en caso de eventos de inestabilidad. Se recomienda una inspección visual constante en zonas críticas y una emisión de reporte diarios.

De acuerdo con la Figura 36, los equipos de monitoreo recomendados para un riesgo crítico son radares y extensómetros, los cuales se caracterizan por realizar monitoreo en tiempo real y de acceso remoto, lo cual conversa con la realidad del pit final de la zona Farallón, la cual no posee accesos a los bancos existentes. Para zonas con un nivel de riesgo alto y crítico y con accesibilidad, los prismas con estación total robotizada son la alternativa más recomendada.

Por el lado del radar, se recomienda que se enfoque principalmente en los sectores geotécnicos II y III.

El detalle de cada sistema de monitoreo recomendado por dominio geotécnico se muestra en la Tabla 31.

El dominio IV si bien se encuentra en desarrollo y permitirá en un futuro el acceso en caso se requiera instalar prismas, el radar enfocado a los sectores II y III podrá registrar el dominio IV adicionalmente.

Tabla 31

Sistemas de monitoreo y frecuencia de monitoreo recomendada por dominio geotécnico del tajo Castellanos

DOMINIOS GEOTÉCNICOS							
	I	II	III	IV	V	VI	VII
Riesgo	Crítico	Crítico	Crítico	Crítico	Alto	Crítico	Crítico
Frecuencia de monitoreo	Tiempo Real/ Por guardia	Tiempo Real/ Por guardia	Tiempo Real/ Por guardia	Tiempo Real/ Por guardia	Tiempo Real/ Por guardia	Tiempo Real/ Por guardia	Tiempo Real/ Por guardia
Reporte	Semana I	Diario	Diario	Diario	Semana I	Semana I	Diario
Accesibilidad al sector	Si	No	No	No*	Si	Si	Si
Sistema de monitoreo	Prismas	Radar Prismas	Radar Prismas	Prismas	Prismas	Prismas	Extensómetros Prismas

Nota: El sector IV no presenta accesibilidad en la actualidad, sin embargo, la recuperación del sector y el desarrollo de un pushback adicional para recuperar el sector luego del evento de inestabilidad a escala interrampa ocurrido permitirá acceso a los bancos para instalar prismas de ser necesarios.

3.3.2 Plan de instrumentación de sistema de monitoreo

El plan de instrumentación del sistema de monitoreo busca implementar un sistema en el corto plazo que permita iniciar el monitoreo de la estabilidad, así como implementar un sistema de alarmas que permita llevar una operación segura en el tajo Castellanos. Así mismo, considera dar recomendaciones de alternativas a mediano y/o largo plazo de implementación de sistemas de monitoreo que permita robustecer la confiabilidad del monitoreo del tajo Castellanos.

La explotación actual se lleva a cabo en el sector Farallón, el cual ya se encuentra en una fase de pit final en las paredes sur y norte, mientras que el sector Susana se encuentra en el desarrollo de un último pushback el cuál corresponde a la Fase 7. En este contexto, es que se recomienda la implementación del sistema de monitoreo enfocado principalmente en el sector Farallón en un corto plazo, el cual se detalla en la Figura 91 con un plano de ubicación de los elementos de monitoreo.

El sistema de monitoreo se basa en un sistema de radares soportado por un sistema de prismas, así mismo los prismas servirán para validar y cruzar la información

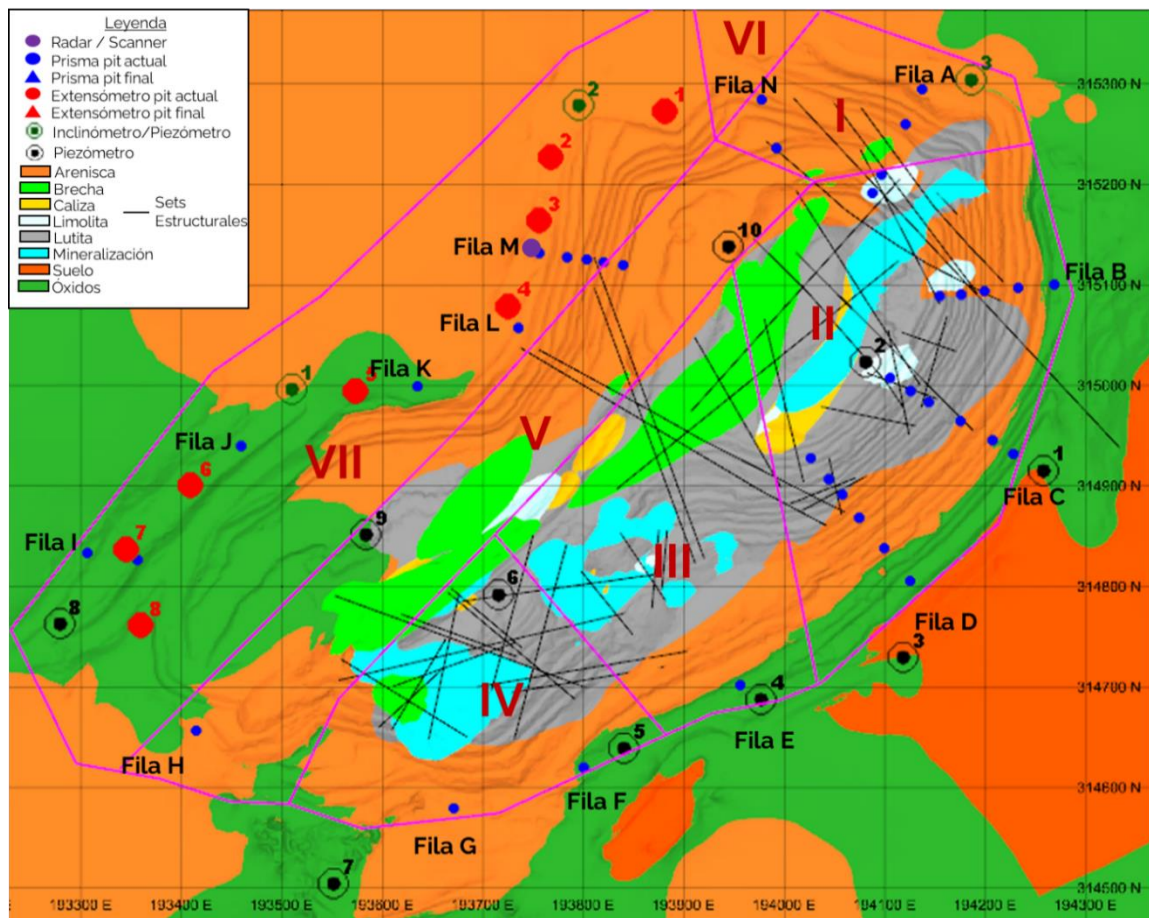
con los resultados de radares. En la pared norte del tajo se recomiendan extensómetros robotizados que deberán monitorear donde aflore el macizo rocoso y las crestas tengan una dirección de buzamiento entre 100° a 145° , dado el potencial de vuelco en este sector.

Por último, se recomienda la implementación de piezómetros abiertos en la base y cresta del pit actual con el objetivo de identificar el nivel freático y realizar mediciones de presiones de poro promedio para actualizar el modelo hidrogeológico y en un futuro definir un control del nivel de agua en la mina, lo cual favorecerá la estabilidad de los taludes.

Adicionalmente, en los piezómetros de pozos abiertos se recomienda implementar inclinómetros que permitan monitorear en profundidad las superficies de falla de zonas con potenciales mecanismos de falla circular y planar.

Figura 91

Plano de instrumentación para pit actual (corto plazo) – Escenario con radar



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 32

Ubicación de componentes de sistema de monitoreo para pit actual (corto plazo) – Escenario con radar

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
194,105	315,007	Prisma	Pit actual	21	C	PR_C_21
194,137	315,295	Prisma	Pit actual	1	A	PR_A_1
194,121	315,260	Prisma	Pit actual	2	A	PR_A_2
194,097	315,210	Prisma	Pit actual	3	A	PR_A_3
194,088	315,191	Prisma	Pit actual	4	A	PR_A_4
193,977	315,284	Prisma	Pit actual	127	N	PR_N_127
193,992	315,236	Prisma	Pit actual	128	N	PR_N_128
193,756	315,132	Prisma	Pit actual	118	M	PR_M_118
193,784	315,127	Prisma	Pit actual	119	M	PR_M_119
193,803	315,125	Prisma	Pit actual	120	M	PR_M_120
193,820	315,123	Prisma	Pit actual	121	M	PR_M_121
193,840	315,120	Prisma	Pit actual	122	M	PR_M_122
194,269	315,100	Prisma	Pit actual	8	B	PR_B_8
194,233	315,097	Prisma	Pit actual	9	B	PR_B_9
194,199	315,094	Prisma	Pit actual	10	B	PR_B_10
194,176	315,090	Prisma	Pit actual	11	B	PR_B_11
194,155	315,089	Prisma	Pit actual	12	B	PR_B_12
194,125	314,805	Prisma	Pit actual	25	D	PR_D_25
194,099	314,838	Prisma	Pit actual	26	D	PR_D_26
194,074	314,868	Prisma	Pit actual	27	D	PR_D_27
194,058	314,891	Prisma	Pit actual	28	D	PR_D_28
194,044	314,907	Prisma	Pit actual	29	D	PR_D_29
194,026	314,928	Prisma	Pit actual	30	D	PR_D_30
194,126	314,994	Prisma	Pit actual	20	C	PR_C_20
194,144	314,983	Prisma	Pit actual	19	C	PR_C_19
194,175	314,964	Prisma	Pit actual	18	C	PR_C_18
194,207	314,945	Prisma	Pit actual	17	C	PR_C_17
194,228	314,932	Prisma	Pit actual	16	C	PR_C_16
193,635	314,999	Prisma	Pit actual	105	K	PR_K_105

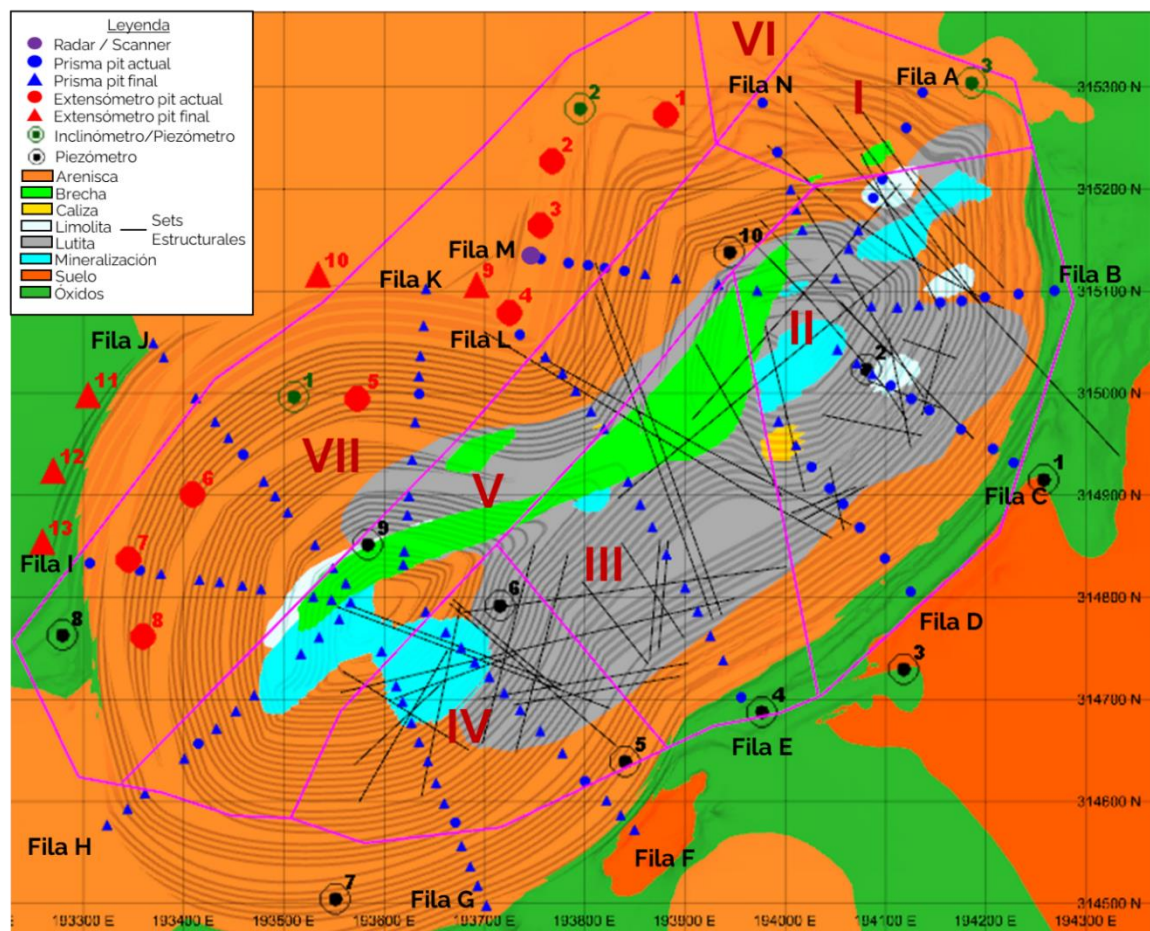
ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
193,459	314,940	Prisma	Pit actual	94	J	PR_J_94
193,415	314,656	Prisma	Pit actual	72	H	PR_H_72
193,800	314,620	Prisma	Pit actual	45	F	PR_F_45
193,671	314,579	Prisma	Pit actual	59	G	PR_G_59
193,956	314,702	Prisma	Pit actual	33	E	PR_E_33
193,735	315,057	Prisma	Pit actual	112	L	PR_L_112
193,306	314,833	Prisma	Pit actual	79	I	PR_I_79
193,356	314,826	Prisma	Pit actual	80	I	PR_I_80
193,881	315,273	Extensómetro	Pit actual	1	-	EX_1
193,768	315,227	Extensómetro	Pit actual	2	-	EX_2
193,756	315,164	Extensómetro	Pit actual	3	-	EX_3
193,725	315,078	Extensómetro	Pit actual	4	-	EX_4
193,360	314,761	Extensómetro	Pit actual	8	-	EX_8
193,345	314,837	Extensómetro	Pit actual	7	-	EX_7
193,409	314,901	Extensómetro	Pit actual	6	-	EX_6
193,573	314,994	Extensómetro	Pit actual	5	-	EX_5
194,118	314,729	Piezómetro	Pit	3	-	PZ_3
193,977	314,687	Piezómetro	Pit	4	-	PZ_4
193,551	314,504	Piezómetro	Pit	7	-	PZ_7
193,279	314,763	Piezómetro	Pit	8	-	PZ_8
194,258	314,915	Piezómetro	Pit	1	-	PZ_1
194,081	315,023	Piezómetro	Pit	2	-	PZ_2
193,944	315,138	Piezómetro	Pit	10	-	PZ_10
193,840	314,639	Piezómetro	Pit	5	-	PZ_5
193,584	314,851	Piezómetro	Pit	9	-	PZ_9
193,716	314,792	Piezómetro	Pit	6	-	PZ_6
193,510	314,996	Inclinómetro /Piezómetro	Pit	1	-	PZ_1
193,795	315,279	Inclinómetro /Piezómetro	Pit	2	-	PZ_2
194,186	315,304	Inclinómetro /Piezómetro	Pit	3	-	PZ_3

Posteriormente, en el sector Susana que se encuentra en desarrollo de su fase final y el sector Farallón que seguirá profundizando, se recomienda la ubicación de prismas y extensómetros a mediano y largo plazo para cubrir con el sistema de monitoreo el pit completo hasta la fase de cierre de la mina. Durante el monitoreo continuo se debe validar o definir la ubicación de componentes adicionales necesarios para aumentar el alcance del sistema de monitoreo en sectores con falta de puntos de medición.

Así mismo, en caso de caídas de crestas y eventos de inestabilidad, se deben realizar mantenimiento continuo a los prismas obstaculizados y reposición de prismas de ser necesario. El detalle del plano de instrumentación final se muestra en la Figura 92.

Figura 92

Plano de instrumentación para pit final (mediano – largo plazo) – Escenario con radar



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 33

*Ubicación de componentes de sistema de monitoreo para pit final (mediano – largo plazo)
– Escenario con radar*

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
194,086	315,019	Prisma	Pit final	22	C	PR_C_22
194,071	315,029	Prisma	Pit final	23	C	PR_C_23
194,052	315,043	Prisma	Pit final	24	C	PR_C_24
194,010	314,949	Prisma	Pit final	31	D	PR_D_31
193,993	314,972	Prisma	Pit final	32	D	PR_D_32
194,133	315,086	Prisma	Pit final	13	B	PR_B_13
194,112	315,084	Prisma	Pit final	14	B	PR_B_14
194,086	315,085	Prisma	Pit final	15	B	PR_B_15
194,072	315,160	Prisma	Pit final	5	A	PR_A_5
194,063	315,142	Prisma	Pit final	6	A	PR_A_6
194,050	315,112	Prisma	Pit final	7	A	PR_A_7
194,005	315,200	Prisma	Pit final	129	N	PR_N_129
194,011	315,180	Prisma	Pit final	130	N	PR_N_130
194,017	315,160	Prisma	Pit final	131	N	PR_N_131
193,860	315,117	Prisma	Pit final	123	M	PR_M_123
193,891	315,112	Prisma	Pit final	124	M	PR_M_124
193,933	315,106	Prisma	Pit final	125	M	PR_M_125
193,972	315,101	Prisma	Pit final	126	M	PR_M_126
193,938	314,738	Prisma	Pit final	34	E	PR_E_34
193,925	314,762	Prisma	Pit final	35	E	PR_E_35
193,912	314,786	Prisma	Pit final	36	E	PR_E_36
193,900	314,809	Prisma	Pit final	37	E	PR_E_37
193,881	314,842	Prisma	Pit final	38	E	PR_E_38
193,867	314,869	Prisma	Pit final	39	E	PR_E_39
193,855	314,891	Prisma	Pit final	40	E	PR_E_40
193,843	314,913	Prisma	Pit final	41	E	PR_E_41
193,822	314,601	Prisma	Pit final	44	F	PR_F_44
193,849	314,572	Prisma	Pit final	42	F	PR_F_42
193,836	314,586	Prisma	Pit final	43	F	PR_F_43
193,777	314,647	Prisma	Pit final	46	F	PR_F_46
193,735	314,690	Prisma	Pit final	48	F	PR_F_48

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
193,755	314,669	Prisma	Pit final	47	F	PR_F_47
193,720	314,706	Prisma	Pit final	49	F	PR_F_49
193,705	314,722	Prisma	Pit final	50	F	PR_F_50
193,690	314,736	Prisma	Pit final	51	F	PR_F_51
193,677	314,751	Prisma	Pit final	52	F	PR_F_52
193,661	314,766	Prisma	Pit final	53	F	PR_F_53
193,641	314,786	Prisma	Pit final	54	F	PR_F_54
193,677	314,556	Prisma	Pit final	58	G	PR_G_58
193,686	314,536	Prisma	Pit final	57	G	PR_G_57
193,693	314,517	Prisma	Pit final	56	G	PR_G_56
193,702	314,498	Prisma	Pit final	55	G	PR_G_55
193,660	314,598	Prisma	Pit final	60	G	PR_G_60
193,651	314,618	Prisma	Pit final	61	G	PR_G_61
193,643	314,639	Prisma	Pit final	62	G	PR_G_62
193,634	314,658	Prisma	Pit final	63	G	PR_G_63
193,627	314,677	Prisma	Pit final	64	G	PR_G_64
193,618	314,698	Prisma	Pit final	65	G	PR_G_65
193,612	314,713	Prisma	Pit final	66	G	PR_G_66
193,597	314,747	Prisma	Pit final	67	G	PR_G_67
193,400	314,642	Prisma	Pit final	71	H	PR_H_71
193,361	314,608	Prisma	Pit final	70	H	PR_H_70
193,323	314,577	Prisma	Pit final	68	H	PR_H_68
193,344	314,593	Prisma	Pit final	69	H	PR_H_69
193,432	314,671	Prisma	Pit final	73	H	PR_H_73
193,452	314,688	Prisma	Pit final	74	H	PR_H_74
193,470	314,704	Prisma	Pit final	75	H	PR_H_75
193,517	314,744	Prisma	Pit final	76	H	PR_H_76
193,535	314,761	Prisma	Pit final	77	H	PR_H_77
193,555	314,778	Prisma	Pit final	78	H	PR_H_78
193,480	314,914	Prisma	Pit final	95	J	PR_J_95
193,491	314,899	Prisma	Pit final	96	J	PR_J_96
193,504	314,883	Prisma	Pit final	97	J	PR_J_97
193,531	314,851	Prisma	Pit final	98	J	PR_J_98
193,549	314,829	Prisma	Pit final	99	J	PR_J_99

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
193,561	314,814	Prisma	Pit final	100	J	PR_J_100
193,444	314,956	Prisma	Pit final	93	J	PR_J_93
193,431	314,972	Prisma	Pit final	92	J	PR_J_92
193,412	314,995	Prisma	Pit final	91	J	PR_J_91
193,369	315,049	Prisma	Pit final	89	J	PR_J_89
193,380	315,035	Prisma	Pit final	90	J	PR_J_90
193,634	315,016	Prisma	Pit final	104	K	PR_K_104
193,636	315,036	Prisma	Pit final	103	K	PR_K_103
193,639	315,066	Prisma	Pit final	102	K	PR_K_102
193,642	315,102	Prisma	Pit final	101	K	PR_K_101
193,631	314,971	Prisma	Pit final	106	K	PR_K_106
193,628	314,935	Prisma	Pit final	107	K	PR_K_107
193,625	314,899	Prisma	Pit final	108	K	PR_K_108
193,623	314,880	Prisma	Pit final	109	K	PR_K_109
193,620	314,845	Prisma	Pit final	110	K	PR_K_110
193,619	314,832	Prisma	Pit final	111	K	PR_K_111
193,760	315,036	Prisma	Pit final	113	L	PR_L_113
193,778	315,019	Prisma	Pit final	114	L	PR_L_114
193,791	315,002	Prisma	Pit final	115	L	PR_L_115
193,806	314,982	Prisma	Pit final	116	L	PR_L_116
193,819	314,965	Prisma	Pit final	117	L	PR_L_117
193,377	314,823	Prisma	Pit final	81	I	PR_I_81
193,415	314,817	Prisma	Pit final	82	I	PR_I_82
193,436	314,815	Prisma	Pit final	83	I	PR_I_83
193,458	314,811	Prisma	Pit final	84	I	PR_I_84
193,477	314,808	Prisma	Pit final	85	I	PR_I_85
193,529	314,800	Prisma	Pit final	86	I	PR_I_86
193,547	314,798	Prisma	Pit final	87	I	PR_I_87
193,566	314,795	Prisma	Pit final	88	I	PR_I_88
193,304	314,998	Extensómetro	Pit final	11	-	EX_11
193,270	314,924	Extensómetro	Pit final	12	-	EX_12
193,259	314,854	Extensómetro	Pit final	13	-	EX_13
193,692	315,106	Extensómetro	Pit final	9	-	EX_9
193,534	315,116	Extensómetro	Pit final	10	-	EX_10

Es importante destacar que para este sistema de monitoreo es recomendable el uso de un radar de apertura sintética modular para escaneo rápido de largo alcance en minas de tajo abierto el cual permitirán el monitoreo de la zona más crítica (Dominio geotécnico II y III principalmente y dominio IV opcional) en toda su extensión, ya que estos sectores actualmente son inaccesibles y requieren de un monitoreo en tiempo real continuo para prevenir eventos de gran magnitud los cuales han sido identificados en los modelos analíticos de la Sección 3.

3.3.3 Protocolo de monitoreo y vigilancia

Por lo general, los operadores y los altos directivos comprenden y aceptan los riesgos potenciales de inestabilidad de taludes asociados a los taludes excavados durante el desarrollo de la mina. La aceptación se basa en la creencia de que los riesgos se han identificado durante el proceso de diseño y que, si se produjera un evento de inestabilidad, los riesgos serían manejables de forma operativa y segura. Por lo tanto, los programas de monitoreo de taludes deben diseñarse de forma que avisen con antelación de una inestabilidad potencial, a tiempo para mitigar el suceso o prepararse para él. En este contexto, deben elaborarse planes de respuesta a las acciones desencadenantes (TARP) específicos para abordar los movimientos previstos de los taludes, mediante criterios de detección y umbrales de alarma, a fin de garantizar una gestión operativa segura desde el momento en que se identifique una inestabilidad potencial. Para ello se definen en las siguientes subsecciones las actividades de las que es responsable el vigilante los conceptos de la descripción del comportamiento de movimiento de taludes, los estados o niveles de alarma según una matriz de riesgo, el protocolo o plan de respuesta a las acciones desencadenantes (TARP) y la matriz de comunicación al personal de la mina; todo esto en el contexto del monitoreo del tajo Castellanos.

3.3.3.1 Actividades del vigilante. Se debe contar con un vigilante, encargado de la recopilación, procesamiento e interpretación de datos de monitoreo, así como de la comunicación hacia las áreas de geotecnia, planificación, operaciones y gerencia de los estados de alerta existentes en la operación y operativo las 24 horas del día.

Tabla 34

Resumen de actividades del vigilante

ITEM	ACTIVIDADES	TAREAS
	Revisión de la información para orientar la vigilancia	1. Recepcionar y revisar novedades del turno saliente. 2. Revisar documentos entregados por Geotécnico y Operaciones. 3. Revisar Plan de producción y desarrollo diario. 4. Revisar información de voladura del día. 5. Revisar bitácora diaria y correos electrónicos del turno saliente. 6. Establecer comunicación telefónica al inicio del turno con Geotécnico de Mina para que se transmitan novedades del turno por parte del vigilante y focos de interés geotécnicos/operativos por parte del Geotécnico. 7. Revisar información semanal enviada por el geotécnico vía correo para focalizar la vigilancia.
2	Revisión y control de condiciones de monitoreo	1. Revisar estado de equipos de monitoreo (Telemetría y comunicaciones). 2. Identificar la ubicación de personas, equipos e infraestructura en el tajo. 3. Definir estrategia de vigilancia de acuerdo a la información recibida y ajustar la visualización del mapa sintético de desplazamientos para las zonas de vigilancia de detalle. 4. Revisar en el mapa sintético de desplazamientos de forma global en las Interfaz del Sistema de Monitoreo en distintos períodos de tiempo y escalas de colores para identificar focos de desplazamientos. 5. Revisar en el mapa sintético de desplazamientos las zonas de monitoreo de detalle identificando focos de desplazamiento. 6. Crear puntos de seguimiento y ventanas de control a los focos de desplazamientos y focos geotécnicos/operativos.
3	Análisis de datos y aplicación de procedimientos	1. Revisar comportamiento en curvas de desplazamiento para variables cinemáticas de interés geotécnico. 2. Revisar curvas de tendencia en distintos periodos de análisis: 30 min-1h-3h-6h-12h, 1 semana, toda la historia, etc. 3. Revisar mapa sintético de desplazamientos en distintos periodos tiempo y escala de colores para identificar focos de desplazamientos. 4. Identificar los distintos comportamientos en la curva de desplazamientos y determinar el valor medido de la variable analizada. 5. Cruzar información entre sistemas de monitoreo (radar, prismas, extensómetros, inclinómetros). 6. Identificar elementos externos que introduzcan errores en datos (refractividad, efecto sombra) 7. Determinar Estado de Vigilancia a través de la matriz de riesgo evaluando comportamiento o velocidad y nivel de exposición. 8. Seguir protocolo de acción ante estado de vigilancia según sea el caso.
4	Registro y reportabilidad	1. Registrar en bitácora acciones realizadas según orden cronológico. 2. Realizar Reporte diario del turno. 2. Realizar reporte de alerta y/o alarma cuando corresponda y sujeto a condición de la mina. 4. Registrar las fallas de equipos y enlaces en planillas de disponibilidad. 5. Registrar eventos geotécnicos en planilla 6. Realizar Informe Cambio de turno semanal.

3.3.3.2 Descripción del comportamiento. El comportamiento del macizo rocoso se monitorea en base a las tendencias de las velocidades de desplazamiento

medidos en los diferentes intervalos de tiempo. Para este análisis es imperativo obtener información en tiempo real que alimenten estas curvas para realizar una interpretación adecuada del movimiento de taludes. Esta información además es útil para predecir potenciales eventos de inestabilidad y el tiempo para que suceda. La baja densidad de mediciones puede inducir errores de interpretación del comportamiento de los desplazamientos. Esta baja densidad de mediciones es característica de los sistemas de monitoreo que no son en tiempo real.

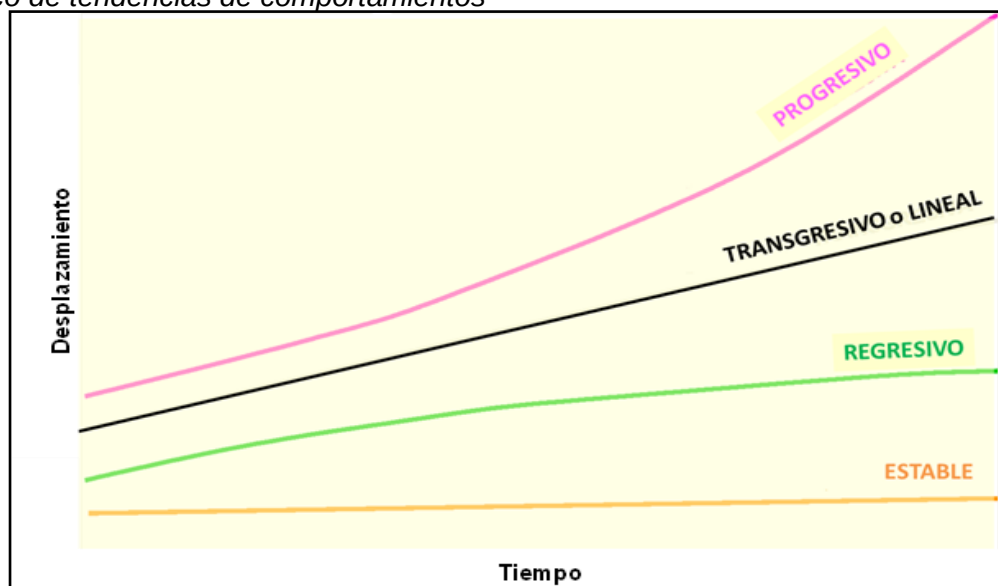
El comportamiento se clasifica en las siguientes categorías:

- Estable (Sin variación o velocidad = 0): No presenta variación en los desplazamientos
- Regresivo (Con variación o velocidad con tendencia a 0): Los desplazamientos presentan una clara tendencia a estabilizarse
- Transgresivo o lineal (Con variación o velocidad constante): Presenta variación constante en los desplazamientos
- Progresivo (Con variación acelerada o velocidad aumentando): Presenta variación acelerada en los desplazamientos

La Figura 93 muestra la tendencia de las gráficas de los comportamientos indicados

Figura 93

Gráfico de tendencias de comportamientos



Fuente: Elaboración propia.

3.3.3.3 Estados o niveles según matriz de riesgo

Tabla 35

Tabla de niveles de exposición según el tipo de comportamiento y umbrales de velocidad media

UMBRAL O TIPO DE COMPORTAMIENTO				
PROGRESIVO (Con variación acelerada o Vel aumentando) o cuando se supere umbral en velocidad media	TRANSGRESIVO O LINEAL (Con varación o Vel constante≠0) o cuando se supere umbral en velocidad media	ESTABLE (Sin variación 0 vel = 0) o REGRESIVO (Con variación o vel a 0)	NIVEL DE RESPUESTA	
>10	8 – 10	<8	Dom. Geotec. II, III, IV, VII	Movimiento de prisma (mm/h)
>4	2.5 – 4	<2.5	Dom. Geotec. I, V, VI	
>2.5	1.5 – 2.5	<1.5	Dom. Geotec. II,III,IV,VII	Evento de lluvia ((mm/h)
>1	0.5 - 1	<0.5	Dom. Geotec. I,V,VI	
ALERTA 2	PRECAUCION 2	NORMAL	Sin tránsito de personas, equipos y/o instalaciones, sector sin operación o acceso cerrado. Sin potencial de daño	BAJO
ALARMA	ALERTA 2	PRECAUCION 1	Tránsito de vehículos menores y/o mayores. Existe potencial de daño	MEDIO
ALARMA	ALARMA	ALARMA 1	Existe presencia de personas, equipos y/o instalaciones relevantes. Alto potencial de daño	ALTO

Nota: *Puntos de medición ubicados en suelos deben considerar los umbrales más desfavorables de la tabla necesarios. **Los umbrales mostrados son definidos en base a recomendaciones de estándares internacionales y deber pasar por un proceso de calibración para el sistema de monitoreo del tajo Castellanos.

Tabla 36

Descripción de estados según componentes de matriz de riesgos

ESTADO	COMPORTAMIENTO	NIVEL DE EXPOSICIÓN
NORMAL	ESTABLE [SIN VARIACIÓN o VEL=0]: no presenta variación en los desplazamientos. O REGRESIVO [CON VARIACIÓN o VEL a 0]: los desplazamientos presentan una clara tendencia a estabilizarse.	BAJO: Sin tránsito de personas, equipos y/o instalaciones, sector sin operación o acceso cerrado. <i>Sin potencial de daño</i>
PRECAUCIÓN 1	ESTABLE [SIN VARIACIÓN o VEL=0]: no presenta variación en los desplazamientos. O REGRESIVO [CON VARIACIÓN o VEL a 0]: los desplazamientos presentan una clara tendencia a estabilizarse.	MEDIO: Tránsito de vehículos menores y/o mayores. <i>Existe potencial de daño.</i>
PRECAUCIÓN 2	TRANSGRESIVO O LINEAL [CON VARIACIÓN o VELOCIDAD CONSTANTE $\neq$ 0]: presenta variación constante en los desplazamientos. O cuando se supere umbral en velocidad media	BAJO: Sin tránsito de personas, equipos y/o instalaciones, sector sin operación o acceso cerrado. <i>Sin potencial de daño</i>
ALERTA 1	ESTABLE [SIN VARIACIÓN o VEL=0]: no presenta variación en los desplazamientos. O REGRESIVO [CON VARIACIÓN o VEL a 0]: los desplazamientos presentan una clara tendencia a estabilizarse.	ALTO: Existe presencia de personas, equipos y/o instalaciones relevantes. <i>Alto potencial de daño.</i>
ALERTA 2	TRANSGRESIVO O LINEAL [CON VARIACIÓN o VELOCIDAD CONSTANTE $\neq$ 0]: presenta variación constante en los desplazamientos. O cuando se supere umbral en velocidad media	MEDIO: Tránsito de vehículos menores y/o mayores. <i>Existe potencial de daño.</i>
	PROGRESIVO [CON VARIACIÓN ACELERADA o VELOCIDAD AUMENTANDO]: presenta variación acelerada en los desplazamientos. O cuando se supere umbral en velocidad media	BAJO: Sin tránsito de personas, equipos y/o instalaciones, sector sin operación o acceso cerrado. <i>Sin potencial de daño</i>
ALARMA	TRANSGRESIVO O LINEAL [CON VARIACIÓN o VELOCIDAD CONSTANTE $\neq$ 0]: presenta variación constante en los desplazamientos. O cuando se supere umbral en velocidad media	ALTO: Existe presencia de personas, equipos y/o instalaciones relevantes. <i>Alto potencial de daño.</i>
	PROGRESIVO [CON VARIACIÓN ACELERADA o VELOCIDAD AUMENTANDO]: presenta variación acelerada en los desplazamientos. O cuando se supere umbral en velocidad media	MEDIO: Tránsito de vehículos menores y/o mayores. <i>Existe potencial de daño.</i>
	PROGRESIVO [CON VARIACIÓN ACELERADA o VELOCIDAD AUMENTANDO]: presenta variación acelerada en los desplazamientos. O cuando se supere umbral en velocidad media	ALTO: Existe presencia de personas, equipos y/o instalaciones relevantes. <i>Alto potencial de daño.</i>

3.3.3.4 Protocolo de acción ante estado de vigilancia. Es necesario para comunicar el plan de respuesta a acciones desencadenantes gestionar un sistema de comunicación mediante WhatsApp (“Grupo de Vigilancia”), mediante radio y por correo electrónico para informar en tiempo real los estados de precaución, alerta y alarma en base al comportamiento de los desplazamientos. Adicional se recomienda considerar un grupo de Telegram como contingencia en caso de que el grupo de WhatsApp presente problemas técnicos.

Tabla 37

Protocolo a seguir por el vigilante ante estados de vigilancia en el tajo

ESTADO	PROTOCOLO A SEGUIR POR EL VIGILANTE
NORMAL	1. Mantener rutina normal de vigilancia.
PRECAUCIÓN 1	1. Focalizar la vigilancia para el sector de acuerdo al plano de riesgo de caída de roca
PRECAUCIÓN 2	1. Informar de inmediato vía telefónica indicando el estado de precaución, sector y banco: Jefe de guardia y geotécnico de mina.
	2. Priorizar la vigilancia para el sector
	3. Enviar por grupo WhatsApp/Telegram los siguientes antecedentes: mapa sintético de desplazamientos, mapa sintético de confiabilidad, curvas de desplazamientos v/s tiempo, fotografías y/o la información requerida por Operaciones.
ALERTA 1	1. Focalizar y priorizar la vigilancia para el sector
ALERTA 2	1. Informar de inmediato vía telefónica indicando el estado de alerta, sector y banco de acuerdo a los siguientes casos: Jefe de guardia, geotécnico de mina, jefe de Seguridad.
	2. Intensificar la vigilancia para el sector alertado y sus áreas aledañas, creando puntos de seguimiento.
	3. Enviar por grupo WhatsApp/Telegram los siguientes antecedentes: mapa sintético de desplazamientos, mapa sintético de confiabilidad, curvas de desplazamientos v/s tiempo, fotografías y/o la información requerida por Operaciones.
	4. Enviar por correo electrónico reporte de Alerta.
	5. Enviar por grupo WhatsApp/Telegram cada 2 horas: Tipo de comportamiento, mapa sintético de desplazamientos, mapa sintético de confiabilidad, curvas de desplazamientos v/s tiempo, fotografías y la información requerida por operaciones.
ALARMA	1. Informar de inmediato vía telefónica indicando el estado de alarma, sector, banco y/o equipos involucrados a: Jefe de guardia, geotécnico de mina, jefe de seguridad, gerente de operaciones, jefe de mina.
	2. Informar de inmediato vía telefónica a Centro Control indicando el estado de alarma, sector, banco y/o equipos involucrados.
	3. Intensificar la vigilancia para el sector alarmado y sus áreas aledañas, creando puntos de seguimiento.
	4. Enviar por grupo WhatsApp/Telegram los siguientes antecedentes: mapa sintético de desplazamientos, mapa sintético de confiabilidad, curvas de desplazamientos v/s tiempo, fotografías y/o la información requerida por Operaciones.
	5. Enviar por correo electrónico reporte de Alarma.
	6. Enviar por grupo WhatsApp/Telegram cada 2 horas: Tipo de comportamiento, mapa sintético de desplazamientos, mapa sintético de confiabilidad, curvas de desplazamientos v/s tiempo, fotografías y/o la información requerida por Gerencia y/u Operaciones.

Las siguientes Tablas muestran el protocolo de eventos geotécnicos alertados o no alertados, protocolos de: trabajos cercanos a bancos de 6m, trabajos especiales, ante fallas de equipos y ante fallas de energía o plataformas de vigilancia.

Tabla 38

Protocolo post evento geotécnico alertado o no alertado

EVENTOS GEOTÉCNICOS	Luego de ocurrido un evento geotécnico en la mina, el cual fue alertado o no alertado, se debe seguir el siguiente protocolo: Informar inmediatamente vía telefónica indicando sector, fase, banco, equipos o infraestructura involucrada al Geotécnico de mina, Jefe de Seguridad, Jefe de Guardia.
	Intensificar la vigilancia para el sector del evento y sus áreas aledañas, creando puntos de seguimiento. Enviar vía WhatsApp/Telegram en "Grupo de Vigilancia" los siguientes antecedentes preliminares: mapa sintético de desplazamientos, curvas de desplazamientos v/s tiempo, fotografías y/o la información requerida por Operaciones

Tabla 39

Protocolo de trabajos cercanos a banco de 6m

CASO A: CARGADOR FRONTAL

En caso de que ingrese una Pala o Cargador frontal a realizar trabajos cercanos a un banco de 6m, esta operación se hará sin monitoreo en zona detrás del equipo (efecto sombra).

CASO B: EQUIPOS DE APOYO O CON ALTURAS MENORES A 6 m

(Excavadora, bulldozer y perforadora)

En caso de que ingrese un equipo de apoyo o con altura menor a 6 m, se debe: Monitorear zona superior del banco de 6 m (zona sin efecto sombra) e ir integrando zonas en el mismo banco una vez finalizados los trabajos (zona no afectada por la operación), estableciendo puntos de seguimiento.

Al detectar una activación en zona superior del banco de 6 m (zona sin efecto sombra) o en zona en el mismo banco donde se finalizaron los trabajos (zona no afectada por la operación), se debe proceder en estado de Alarma.

Consideración caso B.

En caso de que el tamaño de pixel abarque el equipo que se quiere proteger, ese pixel no será considerado en el análisis y se trabajará con los alrededores, pudiendo involucrar parte del banco donde se encuentra el equipo y el inmediatamente superior. En este caso, es relevante la aplicación de un control adicional como parte de un trabajo especial por parte de Operaciones.

BANCOS DE 6m
(MONITOREO O BANCO SIMPLE, PRIMERA PASADA)

ESQUEMA A: OPERACIÓN DE EQUIPOS CERCANOS A BANCO DE 6m

CASO A

Equipo mayor (Pala)
Sin potencial evidente
Riesgo: **Bajo**
Operación sin monitoreo



CASO B

Equipo menor (Excavadora, bulldozer, cargador frontal, perforadora)
Sin potencial evidente
Riesgo: **Medio**
Operación SVR: con monitoreo en zona superior del banco de acuerdo a capacidad del radar
Operación CMZ: con plan de trabajo especial



Equipo mayor (Pala)
Con potencial evidente
Riesgo: **Medio**
Operación SVR: sin monitoreo
Operación CMZ: con plan de trabajo especial



Equipo menor (Excavadora, bulldozer, cargador frontal, perforadora)
Con potencial evidente
Riesgo: **Alto**
Operación SVR: con monitoreo en zona superior del banco de acuerdo a capacidad del radar
Operación CMZ: con plan de trabajo especial

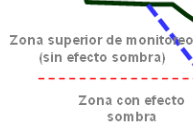


Tabla 40*Protocolo de trabajos especiales*

	En caso de que el Geotécnico de mina requiera apoyo de la Sala de Monitoreo para realizar un trabajo especial, se deberá acordar el modo o procedimiento específico según sea la necesidad de terreno.
EN CASO DE TRABAJOS ESPECIALES	En este caso, el Geotécnico de mina acordará con Geotécnico de la Sala de vigilancia, la forma de operar y los alcances del trabajo.
	Tanto la partida como el término del trabajo especial, deberá ser formalizado a través de un mensaje vía WhatsApp/Telegram en “Grupo de Vigilancia” por parte del Geotécnico de mina.

Tabla 41*Protocolo ante falla de equipos de monitoreo*

SEGUIR PROTOCOLO SEGÚN CORRESPONDA CADA CASO:	
FALLA O PÉRDIDA DE ENLACE CON EQUIPOS	Informar vía telefónica al proveedor de la estación total y/o Radar indicándole la falla. Se debe informar de inmediato a Jefe de Mina, indicándole máximo detalles de la falla. Horario diurno (08:00 a 18:00 horas) Enviar correo electrónico a listado de destinatarios informando de la falla o pérdida de enlace con estación total o pérdida de equipo. Informar vía Whatsapp/Telegram a Grupo Vigilancia, indicando la falla, estado de la vigilancia, sectores alertados/alarmados. Enviar una vez finalizada la falla, correo electrónico a listado de destinatarios informando fin de la falla o pérdida de enlace con el radar.
	Informar vía telefónica al proveedor de la estación total y/o Radar. Se debe informar de inmediato a Jefe de Mina, indicándole máximo detalles de la falla. Horario nocturno (18:00 a 08:00 horas) Enviar correo electrónico a listado de destinatarios informando de la falla o pérdida de enlace con el radar. Informar vía Whatsapp/Telegram a Grupo Vigilancia, indicando la falla, estado de la vigilancia, sectores alertados/alarmados. Enviar una vez finalizada la falla, correo electrónico a listado de destinatarios informando fin de la falla o pérdida de enlace con el radar.

Tabla 42***Protocolo ante fallas de energía y plataformas de vigilancia***

Verificar operación de sistemas de respaldo de energía de oficina. Seguir protocolo según corresponda cada caso:		
FALLA EN SISTEMA DE ENERGIA SALA VIGILANCIA	CASO A: Si sistemas de respaldo de energía NO OPERAN	Informar vía telefónica a Jefe de mina Informar de inmediato vía WhatsApp/Telegram a Grupo Vigilancia, indicando la falla, estado de la vigilancia, sectores alertados/alarmados y que sector no está siendo cubierto por otro radar. Informar a Geotécnico de mina falla y estado de los sistemas de energía.
	CASO B: Si sistemas de respaldo de energía OPERAN	Informar a Geotécnico de mina la falla y estado de los sistemas de energía. Registrar en la bitácora la fecha y hora en que se genera la falla. Continuar la vigilancia de forma normal.
En caso de presentar una falla en el acceso a los equipos y/o software de vigilancia, se debe seguir procedimiento según corresponda cada caso:		
FALLAS EN: EQUIPOS COMPLEMENTARIOS SISTEMAS SOFTWARE DE VIGILANCIA INFRAESTRUCTURA	Responsabilidad: PROVEEDOR ESTACIÓN TOTAL /RADAR WINDOWS	Informa vía telefónica a Geotécnico y entregar último estado de vigilancia y estado de los equipos Informar vía telefónica a Jefe de Mina. Enviar correo electrónico a listado de destinatarios informando de la falla. Informar de inmediato vía Whatsapp/Telegram a Grupo Vigilancia, indicando la falla, estado de la vigilancia, sectores alertados/alarmados Enviar una vez finalizada la falla, correo electrónico a listado de destinatarios informando fin de la falla.

3.3.4 Matriz de comunicaciones

Adicionalmente, la matriz de comunicaciones debe considerar los correos de los responsables de cada área, y los números de cada personal involucrado para permitir una comunicación inmediata de ser necesario.

Tabla 43*Lista de registros, reportes e informes*

DOCUMENTO REGISTRO	RESPONSABLE GENERAR	FRECUENCIA REPORTE	FECHA U HORARIO DE REPORTE
Bitácora operación	Vigilante	Diaria	09:00 horas - 21:00 horas
Reporte Diario	Vigilante	Diaria	05:00 horas (información de 16:00 a 04:00 horas) 15:00 horas (información de 04:00 a 16:00 horas)
Informe Semanal	Supervisor Vigilancia	Semanal	Sábado 14:00 horas
Informe Mensual	Supervisor Vigilancia	Mensual	10 días posterior al último día hábil (Cierre de mes todos los 25)
Informe Anual	Supervisor Vigilancia	Anual	30 días posterior al último día hábil
Informe Eventos	Vigilante	Cada vez	7 días posterior a evento
Reporte Alerta- Alarma	Vigilante	Cada vez	Posterior al aviso telefónico.
Checklist diario	Vigilante	Turno a turno	Según documento
Checklist cambio turno semanal	Vigilante	Semanal	De acuerdo con horario de entrega de turno
Registros Alertas	Vigilante	Cada vez	Actualizado a la entrega de cada turno.
Registros Voladuras	Vigilante	Cada vez	Actualizado a la entrega de cada turno.
Registros de Disponibilidad	Vigilante	Cada vez	Actualizado a la entrega de cada turno.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Análisis cinemático

En el dominio geotécnico II, que representa la pared sur de la zona Farallón, se identifica una alta potencialidad de falla planar (74%) y una moderada potencialidad de falla en cuña (22%), mientras que hay baja potencialidad de falla por vuelco (2-3%). Esto hace sentido con los eventos de inestabilidad históricos ocurridos en esta zona, donde predominaron fallas planares, seguidas por fallas en cuña.

En el dominio geotécnico III, que representa a la pared sur en la transición de la zona Farallón y Susana, se identifica una alta potencialidad de falla planar (100%) y una moderada potencialidad de falla en cuña (14%) para una dirección de buzamiento de los taludes de 310°. En este sector a 310° de dirección de buzamiento fue donde ocurrió el evento de inestabilidad de falla en cuña interrampa (Figura 6) que generó la paralización de las operaciones y un rediseño del plan de minado para recuperar este sector. El potencial de falla en vuelco en este sector es bajo (4-9%)

En el dominio geotécnico IV, que representa a la pared sur de la zona Susana, se identifica una alta potencialidad de falla planar (100%) y una moderada potencialidad de falla en cuña (19%). El potencial de falla en vuelco en este sector es bajo (1%).

En el dominio V y VII, que representan las paredes norte de los sectores Farallón y Susana, presentan el mayor potencial de falla en el mecanismo por vuelco (100%), el cual ha sido identificado en los eventos de inestabilidad históricos de la pared norte.

Lo siguen los mecanismos de falla planar con un alto potencial de ocurrencia (40-60%) y al final un mecanismo de falla en cuña con un potencial de ocurrencia moderado (20-30%).

Estos análisis cinemáticos guardan mucha relación con los eventos de inestabilidad históricos ocurridos en el tajo Castellanos y por lo tanto, los resultados dan la confiabilidad suficiente para soportar la definición del sistema de monitoreo.

Los mecanismos de falla que predominan en las paredes de la zona sur requieren elementos de monitoreo que permitan identificar los desplazamientos verticales.

A esta condición de adecuan elementos como los radares, prismas y estaciones totales.

Por otro lado, en la pared norte, además de los mecanismos de falla planares y en cuña, hay un alto potencial de ocurrencia de fallas por vuelco. El mecanismo de falla en vuelco requiere identificar desplazamientos laterales, muchas veces imperceptibles por radares y prismas en posiciones inadecuadas, por lo que se recomienda complementar este sector con elementos de monitoreo tipo extensómetros que tienen la capacidad de monitorear desplazamientos laterales.

4.2 Análisis de estabilidad con modelos analíticos

Según los resultados del modelo de la sección A que representa la pared sur de la zona Farallón, en un escenario con presencia de agua alejada 20m de la pared de los taludes y aflorando a mitad del talud global (Figura 8), se identifica en la condición actual la estabilidad a escala global y paredes inestables a escala interrampa en especial en las zonas donde afloran las lutitas anisotrópicas.

Esto guarda mucha relación con el comportamiento evidenciado en terreno de esta zona por eventos de inestabilidad con mecanismo de falla circular ocurridos en los bancos de la cota -12 (Figura 68).

Este mismo escenario con un diseño de pit final simulado (Figura 88), nos muestra resultados inestables a escala global e interrampa de mantener los parámetros de diseño actualmente definidos.

Como análisis de sensibilidad, se simularon escenarios con el nivel freático alejado 20m de las paredes de los taludes y aflorando en la base del pit, y para la sección A (Tabla 33, Sección A, Escenario 3) se observa como a escala interrampa para el pit actual mejoran las condiciones de estabilidad llegando a una condición estable. Sin embargo, para el diseño de pit final en estas mismas condiciones (Tabla 28), no se logran condiciones estables para el diseño propuesto.

Por lo tanto, en el sector geotécnico II, se recomienda redefinir los parámetros de diseño para las fases posteriores y sobre todo donde afloran las areniscas para alcanzar condiciones estables. Además, si se recomienda realizar la despresurización y los taludes y definir canales de coronación para mitigar el efecto negativo que tiene el agua, no sin antes realizar un estudio hidrogeológico que permita dar sustento técnico a estas recomendaciones.

Las secciones B, L, K y J, repiten los resultados e interpretaciones de la sección A, siendo esto coherente con las condiciones de estabilidad actuales e históricas que ha presentado las paredes sur del tajo Castellanos. Estas otras secciones representan los dominios III y IV.

Por lo tanto, se espera condiciones inestables de mantener el mismo criterio de diseño del pit en los sectores de lutitas y de mantener las condiciones actuales de nivel freático aflorando a la mitad del talud global actual.

Este bajo rendimiento del diseño y mecanismo de falla circular esperado hace muy importante la necesidad de contar con un sistema de monitoreo que nos permita identificar a tiempo eventos de inestabilidad futuros y poner a salvo la vida e integridad del personal y equipos.

Por el lado de las secciones C, D, H e I, no se muestran condiciones actuales de inestabilidad críticas para un mecanismo de falla circular y para las condiciones futuras tampoco, salvo la sección C e I (Tabla 33) de existir agua aflorando en las zonas superiores de los taludes. Por lo tanto, es recomendado para estos sectores mantener un control adecuado del nivel freático para evitar futuros eventos de inestabilidad de mecanismo de falla circular.

Respecto a las secciones E, F y G que representan la pared norte del tajo Castellanos y a los dominios geotécnicos VII y V, se aprecia que los diseños son estables tanto en el pit actual como para el pit final (Tabla 28). Esto se debe a que en este sector hay una mayor presencia de areniscas y poca o nula existencia de lutitas aflorando, por lo

que la resistencia de las areniscas es favorable para el diseño actual propuesto y para el diseño futuro del pit final.

Por otro lado, en las crestas del talud global del sector norte del tajo (secciones E,F y G), donde afloran suelos y arcillas, se observan condiciones inestables en los modelos analíticos, lo cual tienen coherencia con los eventos de inestabilidad ocurridos en estos sectores y específicamente en estos materiales (Figura 70). Esto demuestra que el ángulo de banco definido en estos suelos excede el ángulo de reposo natural de estos materiales.

Finalmente, para el sector de la pared norte se espera un mejor rendimiento del diseño que en la pared sur en donde haya afloramiento de macizo rocoso (areniscas), mas no en las crestas superiores donde los bancos son conformados por suelos y arcillas. Para el sector sur, los sectores donde afloran las lutitas son críticos y una estrategia de redefinición de parámetros de diseño y despresurización de los taludes puede ayudar a mejorar las condiciones de estabilidad de las paredes finales.

4.3 Análisis de sistema de monitoreo geotécnico a implementar

El tipo de monitoreo propuesto en la sección 3.3.2 cubre los requerimientos de la metodología basada en el riesgo y además se caracteriza por tener una elevada ratio de éxito según Bye (2009).

La ratio de éxito según Bye (2009) hace referencia a una evaluación de diversos métodos de monitoreo de taludes, cuyos resultados se resumen en la Tabla 44.

Tabla 44

Ratios de éxito de métodos de monitoreo

MÉTODO	RATIO DE ÉXITO
Solo monitoreo visual	32%
Solo prismas/extensómetros	45%
Visual y prismas/extensómetros	63%
Visual, prismas/extensómetros y laser	86%
Solo radar	93%
Visual, prismas/extensómetros y radar	97%
Visual, prismas/extensómetros, laser y radar	99%

Nota: Adaptado de (Bye, 2009).

En base a lo anterior, el sistema de monitoreo propuesto para el tajo Castellanos que considera emplear radar, prismas, extensómetros e inspecciones visuales tendría un ratio de éxito del 97%. El sistema propuesto permite cruzar la información de radares y prismas para validar las lecturas y evitar lecturas erradas. Además, el sistema responde al monitoreo estratégico de componentes esenciales tales como taludes finales o rampas de acceso, al monitoreo táctico que permita definir un sistema de alarmas según el comportamiento de los taludes medido por el sistema de monitoreo y un plan de respuesta ante eventos de inestabilidad de diferentes magnitudes.

Es vital para futuras etapas, calibrar el sistema de monitoreo con la información diaria recolectada y desarrollar modelos predictivos en base a las curvas de comportamiento de los desplazamientos. Esto permitirá desarrollar planes de contingencia, alertas tempranas mediante la identificación de potenciales eventos de inestabilidad, dimensionamiento de áreas de derrame, planes de evacuación o restricciones operativa y planes de recuperación.

Una alternativa al uso de radares es el uso de escáner laser (LiDAR), sin embargo, este equipo requiere un post procesamiento de datos que reduce la efectividad del sistema de monitoreo hasta un 86%.

Por último, la estación total robotizada para lectura de prismas permite una frecuencia de medición cercana al tiempo real, sin embargo, la ratio de éxito de sistema de monitoreo disminuye hasta un 63%.

No se recomienda una estación total convencional, debido a que no permitiría una frecuencia de medición en tiempo real, tampoco permitiría establecer un sistema de alertas y el error de medición y la imprecisión de resultados sería elevada.

La Tabla 45 muestra las potenciales combinatorias de tipos de monitoreo, donde el sistema recomendado es la alternativa 1, seguido de la alternativa 2 y 3.

La alternativa 4 de estación total convencional no es un sistema recomendado.

Tabla 45

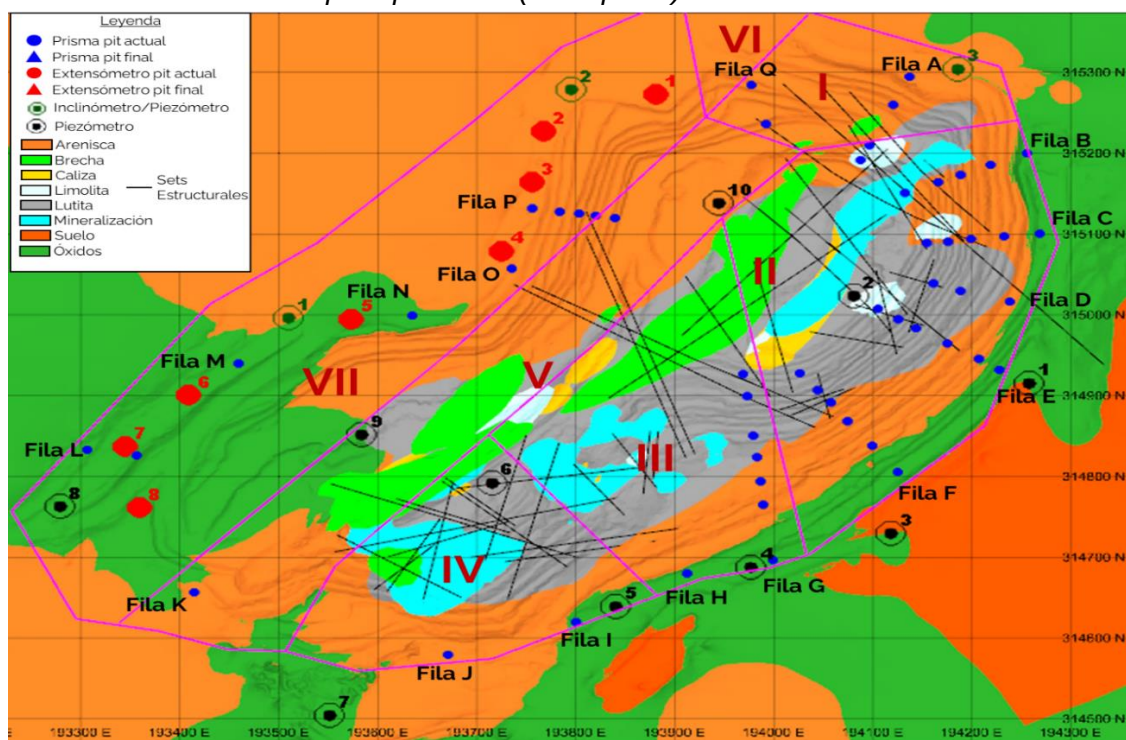
Resumen de tipos de sistema de monitoreo y ratio de éxito

	Radar	Escáner	Estación Total		Prismas	Extensó- metros	Inclinó- metros	Piezó- metros	Ratio de éxito
			Robotizada	Conven- cional					
Alternativa 1	1	0	1	0	146	13	3	13	97%
Alternativa 2	0	1	1	0	146	13	3	13	86%
Alternativa 3	0	0	1	0	170	13	3	13	63%
Alternativa 4 No recomendada	0	0	0	1	170	13	3	13	50%

Para el caso de la alternativa de solo estación total, se debe incrementar la densidad de la malla de prismas en las paredes de los dominios II y III con el objetivo de monitorear con una mayor resolución esta zona crítica. Además, para mantener un sistema de monitoreo cercano al tiempo real, se recomiendan estaciones totales robotizadas que permiten el registro de una malla de prismas en intervalos de 1 hora (este valor depende directamente de la cantidad de prismas). La Figura 94 muestra el detalle del plano de instrumentación del pit actual para el escenario sin radar.

Figura 94

Plano de instrumentación para pit actual (corto plazo) – Escenario sin radar



Fuente: Elaboración propia

Tabla 46

Ubicación de componentes de sistema de monitoreo para pit actual (corto plazo) - Escenario sin radar

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
194,105	315,007	Prisma	Pit actual	35	E	PR_E_35
194,137	315,295	Prisma	Pit actual	1	A	PR_A_1
194,121	315,260	Prisma	Pit actual	2	A	PR_A_2
194,097	315,210	Prisma	Pit actual	3	A	PR_A_3
194,088	315,191	Prisma	Pit actual	4	A	PR_A_4
193,977	315,284	Prisma	Pit actual	151	Q	PR_Q_151
193,992	315,236	Prisma	Pit actual	152	Q	PR_Q_152
193,756	315,132	Prisma	Pit actual	142	P	PR_P_142
193,784	315,127	Prisma	Pit actual	143	P	PR_P_143
193,803	315,125	Prisma	Pit actual	144	P	PR_P_144
193,820	315,123	Prisma	Pit actual	145	P	PR_P_145
193,840	315,120	Prisma	Pit actual	146	P	PR_P_146
194,269	315,100	Prisma	Pit actual	15	C	PR_C_15
194,233	315,097	Prisma	Pit actual	16	C	PR_C_16
194,199	315,094	Prisma	Pit actual	17	C	PR_C_17
194,176	315,090	Prisma	Pit actual	18	C	PR_C_18
194,155	315,089	Prisma	Pit actual	19	C	PR_C_19
194,125	314,805	Prisma	Pit actual	39	F	PR_F_39
194,099	314,838	Prisma	Pit actual	40	F	PR_F_40
194,074	314,868	Prisma	Pit actual	41	F	PR_F_41
194,058	314,891	Prisma	Pit actual	42	F	PR_F_42
194,044	314,907	Prisma	Pit actual	43	F	PR_F_43
194,026	314,928	Prisma	Pit actual	44	F	PR_F_44
194,126	314,994	Prisma	Pit actual	34	E	PR_E_34
194,144	314,983	Prisma	Pit actual	33	E	PR_E_33
194,175	314,964	Prisma	Pit actual	32	E	PR_E_32
194,207	314,945	Prisma	Pit actual	31	E	PR_E_31
194,228	314,932	Prisma	Pit actual	30	E	PR_E_30
193,635	314,999	Prisma	Pit actual	129	N	PR_N_129
193,459	314,940	Prisma	Pit actual	118	M	PR_M_118

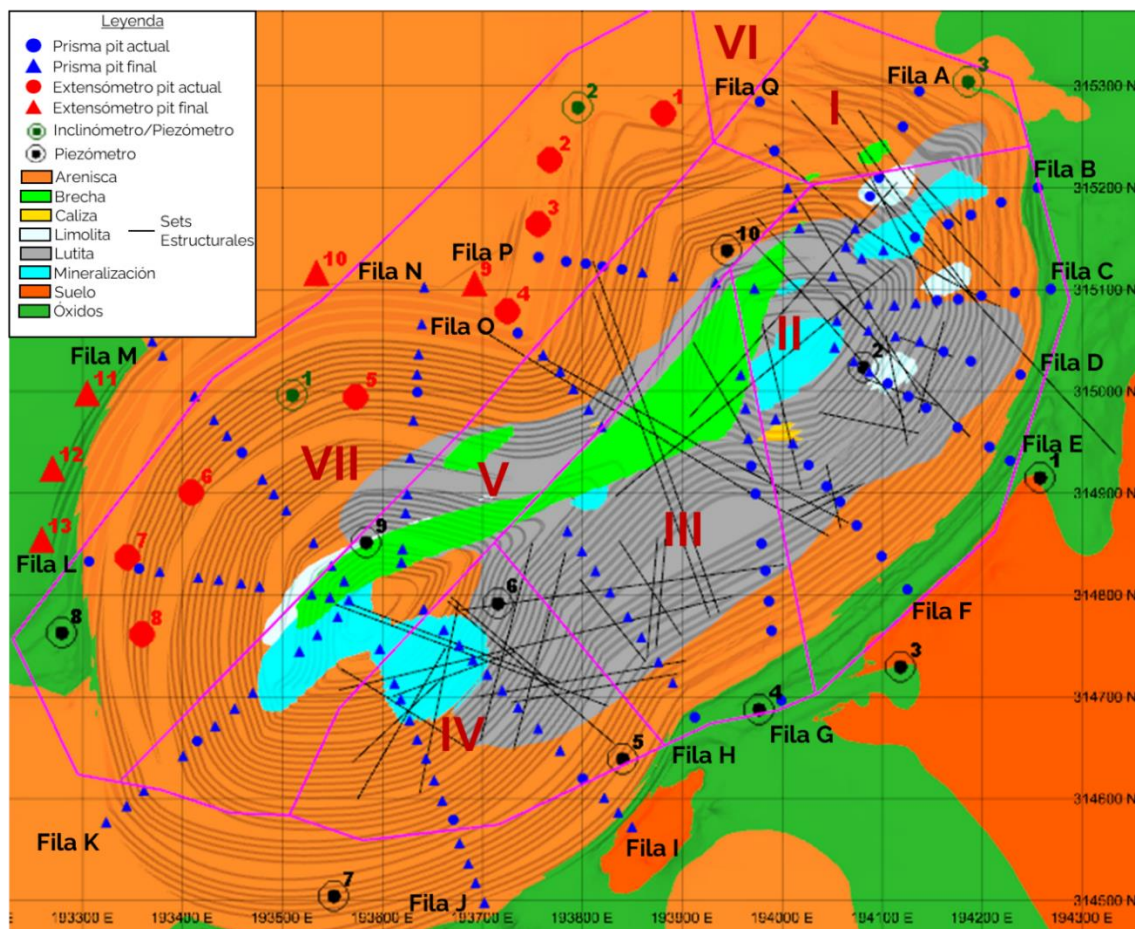
ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
193,415	314,656	Prisma	Pit actual	96	K	PR_K_96
193,800	314,620	Prisma	Pit actual	69	I	PR_I_69
193,671	314,579	Prisma	Pit actual	83	J	PR_J_83
193,735	315,057	Prisma	Pit actual	136	O	PR_O_136
194,256	315,200	Prisma	Pit actual	7	B	PR_B_7
194,219	315,185	Prisma	Pit actual	8	B	PR_B_8
194,189	315,173	Prisma	Pit actual	9	B	PR_B_9
194,166	315,164	Prisma	Pit actual	10	B	PR_B_10
194,133	315,151	Prisma	Pit actual	11	B	PR_B_11
194,238	315,016	Prisma	Pit actual	23	D	PR_D_23
194,189	315,029	Prisma	Pit actual	24	D	PR_D_24
194,161	315,039	Prisma	Pit actual	25	D	PR_D_25
193,913	314,680	Prisma	Pit actual	57	H	PR_H_57
193,989	314,765	Prisma	Pit actual	48	G	PR_G_48
193,987	314,794	Prisma	Pit actual	49	G	PR_G_49
193,983	314,824	Prisma	Pit actual	50	G	PR_G_50
193,979	314,850	Prisma	Pit actual	51	G	PR_G_51
193,973	314,899	Prisma	Pit actual	52	G	PR_G_52
193,969	314,927	Prisma	Pit actual	53	G	PR_G_53
193,307	314,833	Prisma	Pit actual	103	L	PR_L_103
193,357	314,826	Prisma	Pit actual	104	L	PR_L_104
193,999	314,696	Prisma	Pit actual	47	G	PR_G_47
193,881	315,273	Extensómetro	Pit actual	1	-	EX_1
193,768	315,227	Extensómetro	Pit actual	2	-	EX_2
193,756	315,164	Extensómetro	Pit actual	3	-	EX_3
193,725	315,078	Extensómetro	Pit actual	4	-	EX_4
193,360	314,761	Extensómetro	Pit actual	8	-	EX_8
193,345	314,837	Extensómetro	Pit actual	7	-	EX_7
193,409	314,901	Extensómetro	Pit actual	6	-	EX_6
193,573	314,994	Extensómetro	Pit actual	5	-	EX_5
194,118	314,729	Piezómetro	Pit actual	3	-	PZ_3
193,977	314,687	Piezómetro	Pit actual	4	-	PZ_4
193,551	314,504	Piezómetro	Pit actual	7	-	PZ_7

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
193,279	314,763	Piezómetro	Pit actual	8	-	PZ_8
194,258	314,915	Piezómetro	Pit actual	1	-	PZ_1
194,081	315,023	Piezómetro	Pit actual	2	-	PZ_2
193,944	315,138	Piezómetro	Pit actual	10	-	PZ_10
193,840	314,639	Piezómetro	Pit actual	5	-	PZ_5
193,584	314,851	Piezómetro	Pit actual	9	-	PZ_9
193,716	314,792	Piezómetro	Pit actual	6	-	PZ_6
193,510	314,996	Inclinómetro /Piezómetro	Pit actual	1	-	PZ_1
193,795	315,279	Inclinómetro /Piezómetro	Pit actual	2	-	PZ_2
194,186	315,304	Inclinómetro /Piezómetro	Pit actual	3	-	PZ_3

La Figura 95 muestra el detalle del plano de instrumentación del pit final para el escenario sin radar.

Figura 95

Plano de instrumentación para pit final (mediano – largo plazo) – Escenario sin radar



Fuente: Elaboración propia

Tabla 47

*Ubicación de componentes de sistema de monitoreo para pit final (mediano – largo plazo)
– Escenario sin radar*

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
194,086	315,019	Prisma	Pit final	36	E	PR_E_36
194,071	315,029	Prisma	Pit final	37	E	PR_E_37
194,052	315,043	Prisma	Pit final	38	E	PR_E_38
194,010	314,949	Prisma	Pit final	45	F	PR_F_45
193,993	314,972	Prisma	Pit final	46	F	PR_F_46
194,133	315,086	Prisma	Pit final	20	C	PR_C_20
194,112	315,084	Prisma	Pit final	21	C	PR_C_21
194,086	315,085	Prisma	Pit final	22	C	PR_C_22
194,072	315,160	Prisma	Pit final	5	A	PR_A_5
194,063	315,142	Prisma	Pit final	6	A	PR_A_6
194,050	315,112	Prisma	Pit final	14	B	PR_B_14
194,005	315,200	Prisma	Pit final	153	Q	PR_Q_153
194,011	315,180	Prisma	Pit final	154	Q	PR_Q_154
194,017	315,160	Prisma	Pit final	155	Q	PR_Q_155
193,860	315,117	Prisma	Pit final	147	P	PR_P_147
193,891	315,112	Prisma	Pit final	148	P	PR_P_148
193,933	315,106	Prisma	Pit final	149	P	PR_P_149
193,972	315,101	Prisma	Pit final	150	P	PR_P_150
193,822	314,601	Prisma	Pit final	68	I	PR_I_68
193,849	314,572	Prisma	Pit final	66	I	PR_I_66
193,836	314,586	Prisma	Pit final	67	I	PR_I_67
193,777	314,647	Prisma	Pit final	70	I	PR_I_70
193,735	314,690	Prisma	Pit final	72	I	PR_I_72
193,755	314,669	Prisma	Pit final	71	I	PR_I_71
193,720	314,706	Prisma	Pit final	73	I	PR_I_73
193,705	314,722	Prisma	Pit final	74	I	PR_I_74
193,690	314,736	Prisma	Pit final	75	I	PR_I_75
193,677	314,751	Prisma	Pit final	76	I	PR_I_76
193,661	314,766	Prisma	Pit final	77	I	PR_I_77
193,641	314,786	Prisma	Pit final	78	I	PR_I_78
193,677	314,556	Prisma	Pit final	82	J	PR_J_82
193,686	314,536	Prisma	Pit final	81	J	PR_J_81
193,693	314,517	Prisma	Pit final	80	J	PR_J_80
193,702	314,498	Prisma	Pit final	79	J	PR_J_79

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
193,660	314,598	Prisma	Pit final	84	J	PR_J_84
193,651	314,618	Prisma	Pit final	85	J	PR_J_85
193,643	314,639	Prisma	Pit final	86	J	PR_J_86
193,634	314,658	Prisma	Pit final	87	J	PR_J_87
193,627	314,677	Prisma	Pit final	88	J	PR_J_88
193,618	314,698	Prisma	Pit final	89	J	PR_J_89
193,612	314,713	Prisma	Pit final	90	J	PR_J_90
193,597	314,747	Prisma	Pit final	91	J	PR_J_91
193,400	314,642	Prisma	Pit final	95	K	PR_K_95
193,361	314,608	Prisma	Pit final	94	K	PR_K_94
193,323	314,577	Prisma	Pit final	92	K	PR_K_92
193,344	314,593	Prisma	Pit final	93	K	PR_K_93
193,432	314,671	Prisma	Pit final	97	K	PR_K_97
193,452	314,688	Prisma	Pit final	98	K	PR_K_98
193,470	314,704	Prisma	Pit final	99	K	PR_K_99
193,517	314,744	Prisma	Pit final	100	K	PR_K_100
193,535	314,761	Prisma	Pit final	101	K	PR_K_101
193,555	314,778	Prisma	Pit final	102	K	PR_K_102
193,480	314,914	Prisma	Pit final	119	M	PR_M_119
193,491	314,899	Prisma	Pit final	120	M	PR_M_120
193,504	314,883	Prisma	Pit final	121	M	PR_M_121
193,531	314,851	Prisma	Pit final	122	M	PR_M_122
193,549	314,829	Prisma	Pit final	123	M	PR_M_123
193,561	314,814	Prisma	Pit final	124	M	PR_M_124
193,444	314,956	Prisma	Pit final	117	M	PR_M_117
193,431	314,972	Prisma	Pit final	116	M	PR_M_116
193,412	314,995	Prisma	Pit final	115	M	PR_M_115
193,369	315,049	Prisma	Pit final	113	M	PR_M_113
193,380	315,035	Prisma	Pit final	114	M	PR_M_114
193,634	315,016	Prisma	Pit final	128	N	PR_N_128
193,636	315,036	Prisma	Pit final	127	N	PR_N_127
193,639	315,066	Prisma	Pit final	126	N	PR_N_126
193,642	315,102	Prisma	Pit final	125	N	PR_N_125
193,631	314,971	Prisma	Pit final	130	N	PR_N_130
193,628	314,935	Prisma	Pit final	131	N	PR_N_131
193,625	314,899	Prisma	Pit final	132	N	PR_N_132
193,623	314,880	Prisma	Pit final	133	N	PR_N_133

ESTE	NORTE	TIPO	FASE	ID	FILA	CODIGO
193,620	314,845	Prisma	Pit final	134	N	PR_N_134
193,619	314,832	Prisma	Pit final	135	N	PR_N_135
193,760	315,036	Prisma	Pit final	137	O	PR_O_137
193,778	315,019	Prisma	Pit final	138	O	PR_O_138
193,791	315,002	Prisma	Pit final	139	O	PR_O_139
193,806	314,982	Prisma	Pit final	140	O	PR_O_140
193,819	314,965	Prisma	Pit final	141	O	PR_O_141
194,101	315,138	Prisma	Pit final	12	B	PR_B_12
194,079	315,130	Prisma	Pit final	13	B	PR_B_13
194,137	315,049	Prisma	Pit final	26	D	PR_D_26
194,113	315,054	Prisma	Pit final	27	D	PR_D_27
194,085	315,059	Prisma	Pit final	28	D	PR_D_28
194,054	315,069	Prisma	Pit final	29	D	PR_D_29
193,890	314,714	Prisma	Pit final	58	H	PR_H_58
193,876	314,734	Prisma	Pit final	59	H	PR_H_59
193,859	314,758	Prisma	Pit final	60	H	PR_H_60
193,845	314,778	Prisma	Pit final	61	H	PR_H_61
193,827	314,802	Prisma	Pit final	62	H	PR_H_62
193,813	314,824	Prisma	Pit final	63	H	PR_H_63
193,799	314,843	Prisma	Pit final	64	H	PR_H_64
193,785	314,863	Prisma	Pit final	65	H	PR_H_65
193,966	314,954	Prisma	Pit final	54	G	PR_G_54
193,963	314,983	Prisma	Pit final	55	G	PR_G_55
193,958	315,016	Prisma	Pit final	56	G	PR_G_56
193,377	314,823	Prisma	Pit final	105	L	PR_L_105
193,415	314,817	Prisma	Pit final	106	L	PR_L_106
193,436	314,815	Prisma	Pit final	107	L	PR_L_107
193,458	314,811	Prisma	Pit final	108	L	PR_L_108
193,477	314,808	Prisma	Pit final	109	L	PR_L_109
193,529	314,801	Prisma	Pit final	110	L	PR_L_110
193,547	314,798	Prisma	Pit final	111	L	PR_L_111
193,566	314,795	Prisma	Pit final	112	L	PR_L_112
193,304	314,998	Extensómetro	Pit final	11	-	EX_11
193,270	314,924	Extensómetro	Pit final	12	-	EX_12
193,259	314,854	Extensómetro	Pit final	13	-	EX_13
193,692	315,106	Extensómetro	Pit final	9	-	EX_9
193,534	315,116	Extensómetro	Pit final	10	-	EX_10

4.4 Análisis de costo-beneficio

En base a los resultados de estabilidad por dominio geotécnico, acorde al escenario 2 de nivel freático, se prevé para el sector geotécnico I un evento de falla a escala interrampa, mientras que para los sectores II, III y IV se prevé eventos de falla a escala global. Este tipo de eventos de inestabilidad pueden llevar a pérdidas económicas, demoras en el plan de minado y movimientos de tierra mayores para recuperar dichos sectores si no se controlan a tiempo, tal como sucedió en la pared Sur del sector Susana, donde se ha retrasado el plan de minado 1 año y se requiere iniciar otro pushback para recuperar dicho sector.

En la Tabla 48, según Read y Stacey (2009), se tiene una matriz de costos de remediación asociada a tiempos de demora y pérdidas de producción por los eventos de inestabilidad. Según el retraso que generó el evento a escala interrampa ocurrido en el sector Susana del tajo Castellanos, 1 año de retraso en dicho sector equivale al cierre temporal de dicho sector y un costo de remediación de en 10 millones de dólares.

Para eventos de escala global, donde se triplica la profundidad actual y el potencial volumen comprometido, se esperará un costo de remediación mayor a 30 millones de dólares por sector. Por lo tanto, los tres sectores geotécnicos con potencial de falla global y un sector con potencial de falla interrampa acumularían un costo de remediación total aproximado de 100 millones de dólares.

Tabla 48

Matriz de consecuencias y costos de remediación ante eventos de inestabilidad

COSTO DE REMEDIACIÓN (\$US)	DEMORAS DE PRODUCCIÓN	PÉRDIDA DE PRODUCCIÓN (MT)	POSIBLES CONSECUENCIAS
>\$10 millones	Pit cerrado	> 2	Falla global
\$5-10 millones	< 6 meses	0.5 - 1.0	Falla interrampa; pérdida de revenue
\$1-5 millones	<1 semana	0.1 - 0.5	Trabajo de remediación requerido
<\$1 millón	1 - 2 turnos	< 0.1	Daño menor a remediar con equipos

Nota: Adaptado de (Read, J., y Stacey, P., 2009).

Respecto al sistema de monitoreo recomendado, se dimensionó el costo de su implementación (Capex), el cual asciende a 705,130 dólares para cubrir el monitoreo de todos los sectores de la mina.

Tabla 49

Costos de inversión de alternativa con radar y estación total robotizada

EQUIPO	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (USD/UNIDAD)	SUBTOTAL (USD)
Radar	1	380,000	380,000
Estación total robotizada	1	49,500	49,500
Licencias	1	28,000	28,000
Plan Anual Mantenimiento y soporte	1	9,200	9,200
Prismas	53	310	16,430
Extensómetros	8	500	4,000
Inclinómetros (55m)	3	300	49,500
Piezómetros (55m)	13	200	143,000
Subtotal Pit actual			679,630
Prismas	92	250	23,000
Extensómetros	5	500	2,500
Subtotal Pit Final			705,130

Por lo tanto, la inversión para implementar un sistema de monitoreo es un costo que puede ayudar a controlar el riesgo de potenciales eventos de falla interrampa y global, minimizar el potencial de ocurrencia, generando alarmas tempranas donde se realicen actividades de remediación menores que permitan eliminar las condiciones que propicien eventos de escala mayor y permitan corregir los criterios de diseño asegurando la estabilidad durante la operación y manteniendo el diseño del pit final.

Conclusiones

Se obtuvo que en la cara sur del tajo Castellanos predominan los mecanismos de falla planares, hasta con 100% de probabilidad de ocurrencia, y en cuña, hasta con 22% de probabilidad de ocurrencia. Mientras que, para la pared norte del pit, predomina el mecanismo de falla tipo vuelco, hasta con 100% de probabilidad de ocurrencia; además del mecanismo de falla tipo cuña, hasta con un 30% de probabilidad de ocurrencia.

Se obtuvo del análisis a escala banco, para los mecanismos de falla predominantes en el DM3 (falla planar), DM4 (falla en cuña) y DM7 (falla por vuelco), que las condiciones son inestables, con probabilidades de falla mayores al 45% y factores de seguridad por debajo de 1.

Se concluye de los análisis de estabilidad a escala interrampa y global que las paredes de los dominios II, II y IV son inestables con FoS interrampa máximos de 1.16 (mínimo según criterio aceptabilidad = 1.2) y FoS globales máximos de 1.29 (mínimo según criterio de aceptabilidad = 1.3), en específico en los sectores donde hay afloramientos de lutitas.

Se concluye de los análisis de estabilidad a escala interrampa y global que las paredes de los dominios I, V, VI y VII son estables con FoS interrampa mayores a 1.2 (mínimo según criterio aceptabilidad) y FoS globales mayores a 1.3 (mínimo según criterio de aceptabilidad).

El escenario con nivel de agua alejado 20m de las paredes de los taludes muestra una mejora en la estabilidad a escala interrampa y global con FoS mayores que los escenarios con afloramientos de agua en los taludes.

En base a las condiciones geotécnicas y el desempeño del de diseño, los dominios geotécnicos II, III y IV presentan un índice de estabilidad de taludes de 18% en promedio; mientras que los dominios geotécnicos I, V, VI y VII presentan un índice de estabilidad de taludes de 27% en promedio, de lo cual se concluye que la probabilidad de inestabilidad en los dominios II, II y IV es mayor.

Se concluye de la evaluación en la matriz de riesgo geotécnico que los dominios geotécnicos II, III, IV se encuentran en nivel de riesgo crítico liderado por la estabilidad, los dominios geotécnicos I, VI y VII se encuentran en un nivel de riesgo crítico liderado por la consecuencia y el dominio geotécnico V se encuentra en un nivel de riesgo alto.

Los elementos de monitoreo que cumplen con los requerimientos de registro de información en tiempo real y de área completa son un (1) radar ubicado en la pared norte del tajo castellanos y apuntando hacia los dominios geotécnicos II y III, 1 estación total robotizada con una malla de 146 prismas, 13 extensómetros, 13 piezómetros y 3 inclinómetros. Este sistema de monitoreo garantiza una ratio de éxito del sistema de monitoreo de 97%.

Para los dominios geotécnicos II, III, IV y VII se definió un umbral de velocidad máxima de 10mm/h, y para los dominios geotécnicos I, V y VII se definió un umbral de velocidad máxima de 4mm/h.

Se definió el protocolo de monitoreo y vigilancia ante cada uno de los niveles de alarmas definidos en la matriz de niveles de riesgo. Además, se especifica la matriz de comunicación para la emisión de alertas.

Se concluye que tiene un menor impacto en el flujo de caja del proyecto realizar la inversión en el sistema de monitoreo que realizar una inversión en la remediación post evento de inestabilidad, donde la implementación del sistema de monitoreo recomendado asciende a 705,130 USD, mientras que el costo de remediación post evento de inestabilidad que paraliza las operaciones puede estar entre 10MUSD a 100MUSD, además del impacto negativo a la reputación de la compañía en caso suceda un accidente fatal.

En la zona de estudio de la mina Castellanos, el peligro sísmico es bajo basado en los estudios regionales.

Recomendaciones

Se recomienda una campaña de caracterización geotécnica para robustecer la caracterización de la calidad del macizo rocoso, las condiciones estructurales, las propiedades físicas, de resistencia e hidrogeológicas de los materiales existentes en el tajo Castellanos. Se recomienda realizar múltiples bancos de ensayos para una misma litología para validar si debe considerarse como más de una unidad geotécnica por alguna característica geológica en particular.

Se recomienda emplear estándares internacionales en la toma de información, construir una base de datos auditable y emplear prácticas de QA/QC para obtener datos confiables.

Se recomienda la actualización del modelo geotécnico y la sectorización de dominios, el cual integre las componentes de calidad de macizo rocoso, resistencia (ensayos de laboratorio), condición estructural y condición hidrogeológica. Este modelo geotécnico permitirá sustentar el diseño por dominios y proporcionará un diseño confiable y seguro para el minado de las fases futuras del tajo Castellanos.

Se recomienda reducir el ángulo interrampa, incrementar el ancho de berma y definir una berma de desacople de ser necesario para lograr un menor ángulo global en la pared sur de los sectores Farallón y Susana, con el objetivo de tener paredes finales estables, en especial en zonas donde afloran lutitas que son las zonas de peores condiciones geotécnicas.

Se recomienda realizar un estudio hidrogeológico que permita modelar e identificar el nivel freático actual para cada dominio geotécnico. En base a este modelo hidrogeológico actualizado se recomienda definir los trabajos de despresurización de las paredes y de canales de coronación que favorecerán a alejar el nivel freático de las paredes de los taludes, lo cual mejorará la estabilidad. Sin embargo, no se recomienda solo realizar la despresurización de los taludes, sino que se debe acompañar con la reducción de los

ángulos interrampa para que se produzca el efecto deseado de mejorar la estabilidad en los taludes.

Se recomienda durante la implementación del sistema de monitoreo, llevar a cabo una calibración del sistema. Además, se recomienda actualizar el análisis basado en el riesgo luego de haber completado la actualización de los dominios geotécnicos, así como emplear la información de monitoreo como input para esta nueva iteración.

En cuanto no se cuente con un radar en la operación, se recomienda la alternativa de sistema de monitoreo que considera un escáner láser (ratio de éxito del sistema de monitoreo de 86%) o la alternativa que considera una estación total robotizada que permita una frecuencia de medición cercana al tiempo real, sin embargo, la ratio de éxito de sistema de monitoreo disminuirá hasta un 63%. En la alternativa con estación total robotizada se deberá realizar un incremento de la cantidad de prismas.

Dado que no se cuenta con un estudio sísmico de la mina, se recomienda para futuras evaluaciones, desarrollar un estudio de peligro sísmico local o correlacionar el peligro sísmico de los estudios regionales para desarrollar análisis pseudoestáticos.

Referencias bibliográficas

- ASTM D2664 – 95a, “*Standard test method for triaxial compressive strength of undrained rock core specimens without pore pressure measurements*”, PA 19428, April, 1996.
- ASTM D2938 – 95, “*Standard test method for unconfined compressive strength of intact rock core specimens*”, PA 19428, July, 1995.
- ASTM D3967 – 16, “*Standard test method for splitting tensile strength of intact rock core specimens*”, PA 19428-2959, November, 2016.
- ASTM D4543 – 85, “*Standard practice for preparing rock core specimens and determining dimensional and shape tolerances*”, PA 19428, January, 1986.
- ASTM D4767 – 11, “*Standard test method for consolidated undrained triaxial compression tests for cohesive soils*”, PA19428-2959, April, 2020.
- ASTM D5607 – 02, “*Standard test method for performing laboratory direct shear strength tests of rock specimens under constant normal force*”, PA 19428-2959, April, 2002.
- ASTM D5731 – 16, “*Standard test method for determination of the point load strength index of rock and application to rock strength classifications*”, PA 19428-2959, January, 2017.
- ASTM D7012 – 14, “*Standard test methods for compressive strength and elastic moduli of intact rock core specimens under varying states of stress and temperatures*”, PA 19428-2959, June, 2014.
- Bewick, R., Amann, F., Kaiser, P., y Martin, C. (2025). *Interpretation Of UCS Test Results For Engineering Design* [Paper]. The 13th ISRM International Congress of Rock Mechanics, Montreal, Canada.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. John Wiley & Sons.
- García-Casco, A., Torres-Roldán, R., Iturralde-Vinent, M., Millán, G., Núñez, K., Lázaro, C., y Rodríguez, A. (2006). *High pressure metamorphism of ophiolites in Cuba*. *Geológica Acta*, 4(1-2), 63-88. www.geologica-acta.com

- Fillion, M-H., y Hadjigeorgiou, J. (2013). *Reliability of strength estimates based on limited laboratory data* [in PM Dight (ed.)]. International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering, Australian Centre for Geomechanics, Perth.
https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1308_05_Hadjigeorgiou
- Hoek, E., y Brown, E. (2019). *The Hoek–Brown failure criterion and GSI*. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 11 (3), 445-463.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C., y Corkum, B. (2002). *Hoek-Brown Failure Criterion – 2002 Edition*.
- Hoek, E., y Diederichs, M. (2006). *Empirical estimation of rock mass modulus*. International journal of rock mechanics and mining sciences, 43 (2), 203-215.
- Hudson, J., y Harrison, J. (1997). *Engineering Rock Mechanics an introduction to the principles*. Pergamon.
- Hustrulid, W., McCarter, M., y Van Zyl, D. (2001). *Slope Stability in Surface Mining*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME).
- Iturralde-Vinent, M. (1994). *Ofiolitas y arcos volcánicos de Cuba*. Museo Nacional de Historia Natural.
- Iturralde-Vinent, M. y Arango-Arias, E. (2020). *Ciudades de Cuba en alerta sísmica*. Minería y Geología. 36 (4), 366-376.
- Kim, B., Cai, M., Kaiser, P., y Yang, H. (2007). *Estimation of block sizes for rock masses with non-persistent joints*. Rock Mechanics and Rock Engineering, 40 (2), 169-192.
<https://doi.org/10.1007/s00603-006-0093-8>
- Kozyrev, A. y Reshetnyak, S. (2000). Chapter 27: *Analysis of stability loss in Open-Pit slopes and assessment principles for hard, tectonically stressed rock masses*. En W. Hustrulid y M. McCarter (Eds.), Slope stability in surface mining (pp. 251-256). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Lauzier, G. (2016). *Proyecto de la mina a cielo abierto Castellanos* [Memoria de proyecto].

- Mahtab, M., y Yegulalp, T. (1984). *Similarity test for grouping orientation data in rock mechanics* [Paper]. The 25th U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS), Evanston, Illinois.
- Morejón, G., Chuy, T., Candebat, D. y Alvarez L. (2023). *Nuevas estimaciones de peligro, vulnerabilidad y riesgo sísmicos: región suroriental de Cuba*. <http://doi.org/10.13140/RG.2.2.23170.15043>
- Marinos, P., y Hoek, E. (2000). *GSI: A geologically friendly tool for rock mass strength estimation*.
- Mendieta, H., Arias, F., Salas, W., Nikaido, E., y Curi, N. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. OSINERGMIN.
- Pankow, L., Moore, J., y Hale, M. (2014). *Massive landslide at Utah copper mine generates wealth of geophysical data*. *GSA Today*, 24(1), 4-9. <http://doi.org/10.1130/GSATG191A.1>
- Pérez-Vázquez, R., Estévez-Cruz, E., y Romero-Espinosa, M. (2017). *Modelación descriptiva del yacimiento Santa Lucía (Zn-Pb-Ba), Pinar del Río (Cuba)*. *Boletín de Geología*, 39(2), 83-93. <http://dx.doi.org/10.18273/revbol.v39n2-2017006>
- Read, J., y Stacey, P. (2009). *Guidelines for open pit slope design*. Australia: CSIRO Publishing.
- Sharon, R., y Eberhardt, E. (2020). *Guidelines for Slope Performance Monitoring*. Australia: CSIRO Publishing.
- Vologdin, N., Dorofeeva, G., y Frunkina, G. (1963). *Estructura geológica y minerales útiles de la parte noroeste de la provincia de Pinar del Río*. *Manuscrito del Archivo ONRM*.
- Wyllie, D., y Mah, C. (2004). *Rock Slope Engineering*. Spon Press Taylor and Francis Group.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Resultados de ensayos de laboratorio (Laboratorio de Ensayos UIC Pinar del Río, 2022).....	1
Anexo 2: Análisis cinemático de dominios geotécnicos.....	8
Anexo 3: Análisis de equilibrio límite.....	23

Anexo 1: Resultados de ensayos de laboratorio (Laboratorio de Ensayos UIC Pinar del Río, 2022)

INFORME DE LOS RESULTADOS DE ENSAYOS



Informe N°: 55

Solicitud N°:58

Contrato N°:12105122

Fecha: 13/06/2022.

Empresa Nacional
de Investigaciones
Aplicadas.

Cliente: Empresa Mixta Minera del Caribe S.A.

Nombre de la Obra: Ensayos Geotécnicos. EMINCAR.

Servicio Prestado: Certificación de Calidad de Testigos de Roca.

Datos del Cliente.

Dirección: km 1 ½ carretera Santa Lucía
Minas de Matahambre

Teléfono: 480648133 Ext 2704

Correo electrónico:

Datos del Laboratorio

Dirección: Martí No. 275 Esquina

27 de Noviembre

Pinar del Río C Postal 20100

Teléfono: 754129

Correo electrónico: labeniap@enet.co.cu



Elaborado por:

Ing. Luis Vilal Urquiaga

Esp. A Proyectos e Ingeniería

Firma:

Aprobado por:

Ing. Ana Bárbara Fragozo Galdo

Jefe Técnico del Laboratorio

Firma:

Revisado por:

Ing. Carlos A. Rivera Fuentes

Esp. Principal Equipo Laboratorio

Firma:

"Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la aprobación escrita del Laboratorio que lo emite, y sólo tiene validez si cuenta con las firmas autorizadas"



A: Jefe Departamento Técnico
EMINCAR

En el presente informe se anexan los resultados de los ensayos físico-mecánicos realizados a los testigos de roca de los sondajes SGT1, SGT2 y SGT3 pertenecientes a la obra Ensayos Geotécnicos EMINCAR, a estas muestras se le realizaron ensayos de resistencia a compresión axial, resistencia a tracción por el método Brasileiro, densidad, % de absorción de agua y % de poros.

Para el ensayo de resistencia a compresión axial los testigos fueron picados de forma tal que cumplieran con la relación de esbeltez que fuera longitud/diámetro mayor de 1 y en cada caso en dependencia de ello se utilizó el factor de relación de esbeltez que le correspondía, para la resistencia tracción se utilizó el factor del método Brasileiro que es 0.64.

Las fórmulas de cálculo empleadas fueron las siguientes:

Resistencia a compresión axial

$$R_c = \frac{F \times Q}{A}$$

Donde:

F- Factor de relación de esbeltez del testigo.

Q- Carga aplicada (MPa)

A-Área del testigo (cm²)

Resistencia a Tracción por método Brasileiro.

$$R_t = \frac{0.64 \times Q}{D \times L}$$

Donde:

0.64 constante del método.

Q- Carga aplicada (MPa)

D-Diámetro del testigo (cm)

L-Longitud del testigo (cm)

"Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la aprobación escrita del Laboratorio que lo emite, y éste tiene validez si cuenta con las firmas autorizadas"

Resultados de los ensayos Geotécnicos. EMINCAR

Sondaje SGT 1

No orden	No de muestra	Largo (cm)	Diámetro (cm)	Área (cm²)	Masa (g)	Volumen (cm³)	Carga (MPa)	Factor	Resistencia a la compresión (MPa)	Resistencia a tracción (MPa)	Densidad (g/cm³)	% de absorción	% de poros
1	1	7.0	4.7	17.3	340	121.1	80	0.95	44.8	4.7	2.81	1.3	2.1
1 ^a	1	6.1	4.7	28.7			21	0.64					
2	2	7.7	4.7	17.3	374	133.2	81	0.97	46.2	4.3	2.81	1.3	2.0
2 ^a	2	6.4	4.7	30.1			20	0.64					
3	3	6.2	4.7	17.3	293	107.3	84	0.93	45.9	5.5	2.73	1.4	1.9
3 ^a	3	5.4	4.7	25.4			22	0.64					
4	4	6.6	4.7	17.3	315	114.2	91	0.94	50.4	6.7	2.76	1.4	1.5
4 ^a	4	5.7	4.7	26.8			28	0.64					
5	5	7.3	4.7	17.3	350	126.3	86	0.96	48.5	4.2	2.77	0.7	2.0
5 ^a	5	7.4	4.7	34.8			23	0.64					
6	6	5.8	4.7	17.3	275	100.3	83	0.92	44.8	5.0	2.74	1.4	1.6
6 ^a	6	6.8	4.7	32.0			25	0.64					
7	7	7.5	4.7	17.3	360	129.8	76	0.96	43.1	4.0	2.77	0.9	1.4
7 ^a	7	7.2	4.7	33.8			21	0.64					
8	8	7.3	4.7	17.3	340	126.3	83	0.96	46.8	4.8	2.69	0.8	1.8
8 ^a	8	6.2	4.7	29.1			22	0.64					
9	9	8.2	4.7	17.3	398	141.9	88	0.98	50.7	7.6	2.80	1.0	1.2
9 ^a	9	7.7	4.7	36.2			43	0.64					
10	10	7.3	4.7	17.3	352	126.3	73	0.96	41.2	4.3	2.79	1.7	2.3
10 ^a	10	7.0	4.7	32.9			22	0.64					
11	11	6.8	4.7	17.3	326	117.4	111	0.95	61.8	8.4	2.78	1.3	1.4
11 ^a	11	5.7	4.7	26.8			35	0.64					
12	12	8.0	4.7	17.3	379	138.4	102	0.98	46.5	3.9	2.74	0.9	1.8
12 ^a	12	7.7	4.7	36.2			22	0.64					

Sondaje SGT 2

13	1	7.5	4.7	17.3	346	129.8	119	0.96	67.5	4.8	2.67	1.7	1.3
13 ^a	1	7.1	4.7	33.4			25	0.64					

“Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la aprobación escrita del Laboratorio que lo emite, y sólo tiene validez si cuenta con las firmas autorizadas”.

14	2	7.5	4.7	17.3	344	129.8	130	0.96	73.7	4.3	2.65	1.4	1.0
14 ^a	2	7.6	4.7	35.7			24	0.64			2.70	1.0	0.9
15	3	5.3	4.7	17.3	248	91.7	102	0.90	48.3				
15 ^a	3	5.7	4.7	26.8			22	0.64		5.2			
16	4	7.5	4.7	17.3	354	129.6	111	0.96	62.9		2.73	1.2	1.0
16 ^a	4	6.8	4.7	32.0			41	0.64		8.2			
17	5	5.6	4.7	17.3	266	96.9	96	0.91	50.4		2.74	1.4	1.1
17 ^a	5	5.3	4.7	24.9			32	0.64		8.2			
18	6	6.4	4.7	17.3	289	110.7	103	0.94	55.9		2.61	0.8	0.9
18 ^a	6	6.9	4.7	32.4			38	0.64		7.5			
19	7	6.6	4.7	17.3	315	114.2	155	0.94	84.2		2.76	1.4	0.9
19 ^a	7	7.2	4.7	33.8			48	0.64		9.1			
20	8	7.6	4.7	17.3	352	131.5	92	0.97	51.6		2.68	1.0	1.6
20 ^a	8	6.9	4.7	32.4			35	0.64		6.9			
21	9	7.0	4.7	17.3	335	121.1	135	0.95	74.1		2.77	0.6	0.8
21 ^a	9	7.3	4.7	34.3			50	0.64		9.3			
22	10	6.5	4.7	17.3	315	112.5	82	0.94	45.3		2.80	2.0	1.4
22A	10	5.7	4.7	26.8			38	0.64		9.0			
23	11	7.5	4.7	17.3	359	129.8	128	0.96	71.0		2.76	0.6	0.8
23 ^a	11	7.0	4.7	32.9			57	0.64		11.0			
24	12	6.8	4.7	17.3	318	117.6	132	0.95	73.5		2.70	0.9	0.7
24 ^a	12	4.3	4.7	20.2			28	0.64		8.9			
25	13	7.1	4.7	17.3	338	122.8	78	0.96	43.8		2.75	1.3	2.2
25 ^a	13	6.5	4.7	30.6			26	0.64		5.4			
26	14	6.8	4.7	17.3	331	117.6	165	0.95	91.9		2.81	0.7	0.8
26 ^a	14	5.7	4.7	26.8			27	0.64		6.4			
27	15	6.8	4.7	17.3	329	117.6	141	0.95	77.4		2.80	0.9	0.9
27A	15	6.8	4.7	32.0			49	0.64		9.8			
28	16	7.6	4.7	17.3	365	131.5	184	0.97	104.6		2.78	0.8	0.8
28 ^a	16	7.8	4.7	36.7			48	0.64		8.4			
29	17	6.8	4.7	17.3	325	117.6	92	0.95	51.2		2.80	1.3	1.6
29 ^a	17	7.1	4.7	33.4			40	0.64		7.7			
30	18	7.0	4.7	17.3	339	121.1	173	0.95	95.0		2.80	0.9	0.8
30 ^a	18	6.5	4.7	30.6			49	0.64		10.2			

"Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la aprobación escrita del Laboratorio que lo emite, y sólo tiene validez si cuenta con las firmas autorizadas".

31	19	7.6	4.7	17.3	357	131.5	161	0.97	91.5	2.71	0.8	0.9
31A	19	7.3	4.7	34.3			53	0.64				
32	20	7.2	4.7	17.3	343	124.6	198	0.96	111.4	2.75	0.8	0.8
32a	20	6.2	4.7	29.1			49	0.64		10.8		
33	21	7.0	4.7	17.3	340	121.1	138	0.95	77.3	2.81	0.9	0.8
33a	21	5.0	4.7	23.5			33	0.64				
34	22	6.3	4.7	17.3	300	109.0	116	0.93	62.3	2.75	1.0	1.3
34a	22	6.1	4.7	28.7			43	0.64				
35	23	7.5	4.7	17.3	362	129.8	169	0.96	95.8	2.79	0.9	1.0
35a	23	6.6	4.7	31.0			39	0.64		8.1		
36	24	6.6	4.7	17.3	310	114.2	42	0.94	22.8	2.71	1.4	1.6
36a	24	6.3	4.7	29.6			18	0.64				
37	25	7.2	4.7	17.3	344	124.6	130	0.96	73.2	2.76	1.0	0.9
37a	25	8.0	4.7	37.6			48	0.64				
38	26	6.1	4.7	17.3	296	105.5	60	0.93	32.7	2.81	1.5	1.8
38a	26	6.5	4.7	30.6			28	0.64				
39	27	8.0	4.7	17.3	380	138.4	63	0.98	36.2	2.75	1.3	1.3
39a	27	6.6	4.7	31.0			32	0.64		6.6		
40	28	8.0	4.7	17.3	383	138.4	98	0.98	56.2	2.77	1.1	0.9
40a	28	7.5	4.7	35.3			49	0.64				
41	29	8.0	4.7	17.3	377	138.4	58	0.98	33.3	2.72	1.3	3.0
41a	29	7.3	4.7	34.3			29	0.64				
42	30	6.9	4.7	17.3	330	119.4	128	0.95	70.1	2.76	1.0	0.9
42a	30	5.8	4.7	27.3			32	0.64				
43	31	6.9	4.7	17.3	336	119.4	209	0.95	116.7	2.81	0.7	0.8
43a	31	6.3	4.7	29.6			62	0.64		13.4		
44	32	7.7	4.7	17.3	378	133.1	156	0.97	87.4	2.74	0.9	0.9
44a	32	6.3	4.7	29.6			48	0.64		10.3		
45	33	7.8	4.7	17.3	369	134.9	148	0.97	82.9	2.74	0.9	0.9
45a	33	6.6	4.7	31.0			49	0.64		10.1		
46	34	6.0	4.7	17.3	282	103.8	117	0.92	63.6	2.72	1.1	1.2
46a	34	5.0	4.7	23.5			28	0.64		7.6		

"Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la aprobación escrita del Laboratorio que lo emite, y sólo tiene validez si cuenta con las firmas autorizadas".

Sondaje SGT 3															
	1	7.0	4.7	17.3	337	121.1	135	0.95	75.6	4.4	2.78	1.0	1.0	1.0	1.0
47	1	6.8	4.7	32.0			22	0.64							
47A	1	6.8	4.7	32.0			22	0.64							
48	2	7.2	4.7	17.3	346	124.6	58	0.96	32.6		2.78	1.3	1.3	1.4	1.4
48a	2	6.5	4.7	30.6			18	0.64		3.8					
49	3	8.0	4.7	17.3	383	138.4	50	0.98	28.7		2.77	1.5	1.5	1.3	1.3
49a	3	6.8	4.7	32.0			12	0.64		2.4					
50	4	6.2	4.7	17.3	301	107.3	61	0.93	33.4		2.80	1.4	1.4	1.2	1.2
50a	4	7.1	4.7	33.4			13	0.64		2.5					
51	5	7.9	4.7	17.3	381	137.7	65	0.97	37.2		2.77	1.2	1.2	1.3	1.3
51a	5	7.5	4.7	35.3			31	0.64		5.6					
52	6	7.5	4.7	17.3	360	129.8	152	0.96	86.2		2.77	1.0	1.0	1.0	1.0
52a	6	7.1	4.7	33.4			27	0.64		5.2					
53	7	7.5	4.7	17.3	358	129.8	112	0.96	63.5		2.76	1.2	1.2	1.1	1.1
53a	7	6.3	4.7	29.6			28	0.64		6.1					
54	8	6.9	4.7	17.3	332	119.4	96	0.95	52.7		2.78	1.3	1.3	1.2	1.2
54a	8	6.2	4.7	29.1			30	0.64		6.6					
55	9	7.2	4.7	17.3	344	124.6	101	0.96	56.0		2.76	1.2	1.2	1.3	1.3
55a	9	7.6	4.7	35.7			42	0.64		7.5					
56	10	7.2	4.7	17.3	348	124.6	63	0.96	34.9		2.79	1.2	1.2	1.2	1.2
56a	10	5.9	4.7	27.7			18	0.64		4.2					
57	11	7.8	4.7	17.3	374	134.9	109	0.97	62.3		2.77	1.2	1.2	1.0	1.0
57a	11	7.2	4.7	33.8			35	0.64		6.6					
58	12	7.2	4.7	17.3	341	124.6	102	0.96	57.4		2.74	1.2	1.2	1.1	1.1
58a	12	8.0	4.7	37.6			21	0.64		3.6					
59	13	6.9	4.7	17.3	330	119.4	78	0.95	43.5		2.76	1.3	1.3	1.1	1.1
59a	13	6.5	4.7	30.6			23	0.64		4.8					
60	14	7.1	4.7	17.3	335	122.8	103	0.96	57.8		2.73	1.2	1.2	1.0	1.0
60a	14	6.6	4.7	31.0			18	0.64		3.7					
61	15	7.6	4.7	17.3	364	131.5	52	0.97	29.6		2.77	1.4	1.4	1.6	1.6
61a	15	7.2	4.7	33.8			18	0.64		3.4					
62	16	7.8	4.7	17.3	373	134.9	53	0.97	30.3		2.77	1.3	1.3	1.3	1.3
62a	16	7.0	4.7	32.9			21	0.64		4.1					

"Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la aprobación escrita del Laboratorio que lo emite, y sólo tiene validez si cuenta con las firmas autorizadas".

	Laboratorio de Ensayos UIC Pinar del Río Informe: 55/2022
---	--

En la elaboración del informe Participaron:

Nombre	Cargo
Téc. Eduardo Neyra López	Téc. "B" de Proyecto e Ingeniería
Ing. Luis Vilaú Urquiaga	Especialista "A" de Proyecto e Ingeniería

El muestreo fue realizado por el cliente quien se responsabiliza con la representatividad del ítem. Los resultados de los ensayos sólo están relacionados con los ítems ensayados.

Fin del informe

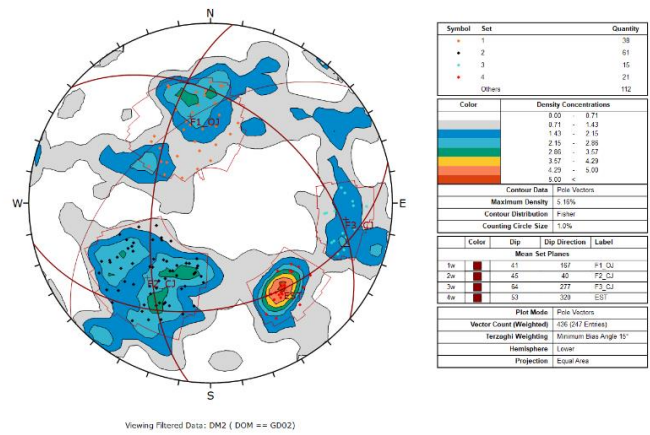
"Las opiniones e interpretaciones no forman parte del alcance de la acreditación del Laboratorio"

R/S: 63
Fecha: 13/6/2022

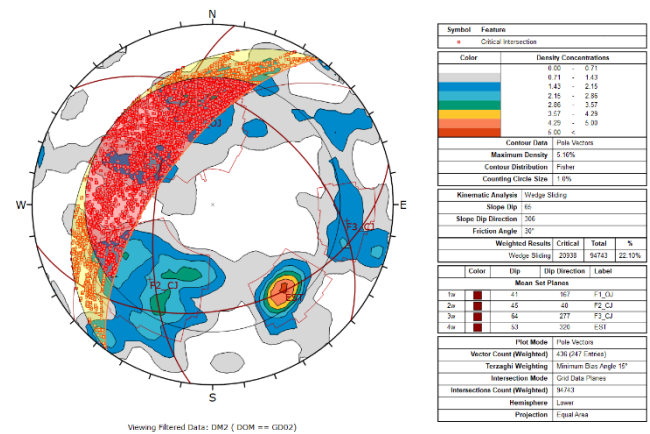
"Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la aprobación escrita del Laboratorio que lo emite, y sólo tiene validez si cuenta con las firmas autorizadas"

Anexo 2: Análisis cinemático de dominios geotécnicos

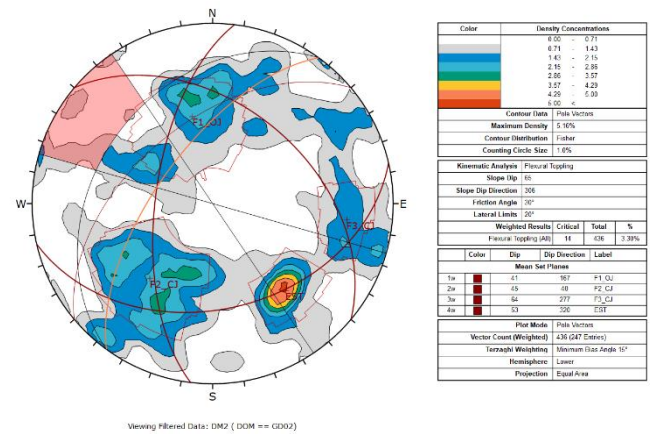
Sets Estructurales - Dominio 2



Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 22.10%, (Dip direction) 306° - Dominio 2

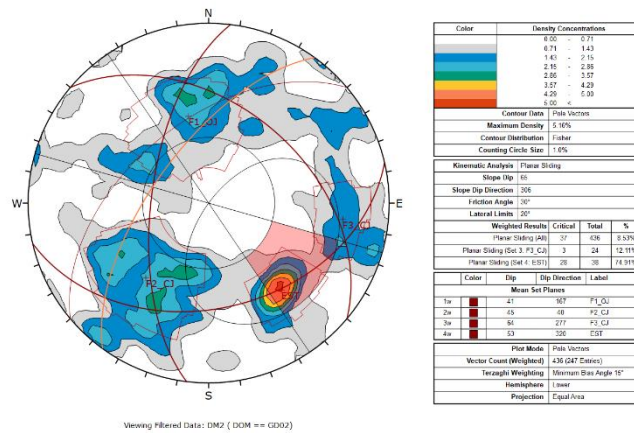


Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 2.42% (Dip direction) 306° - Dominio 2

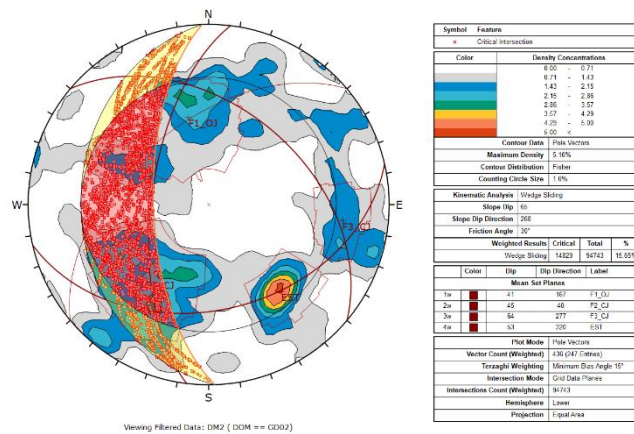


Análisis tipo planar con un potencial de falla del 74.91% foliación (Dip direction) 306° -

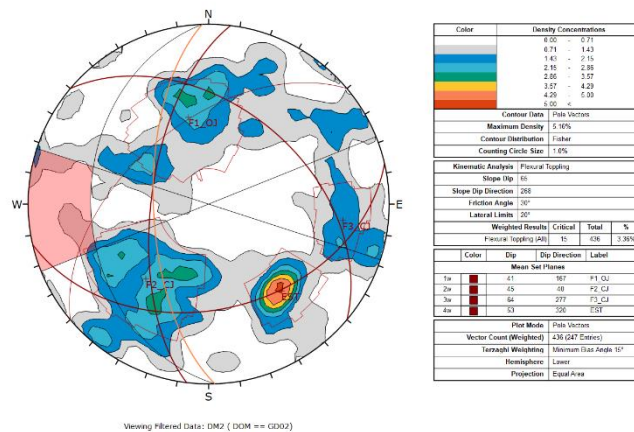
Dominio 2



Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 15.65%, (Dip direction) 268° - Dominio 2

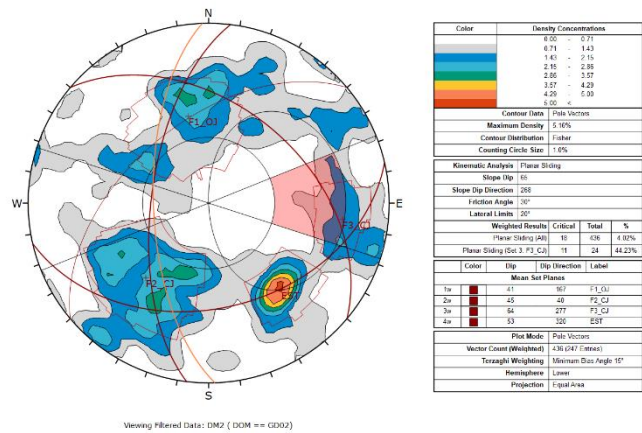


Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 3.36% (Dip direction) 268° - Dominio 2

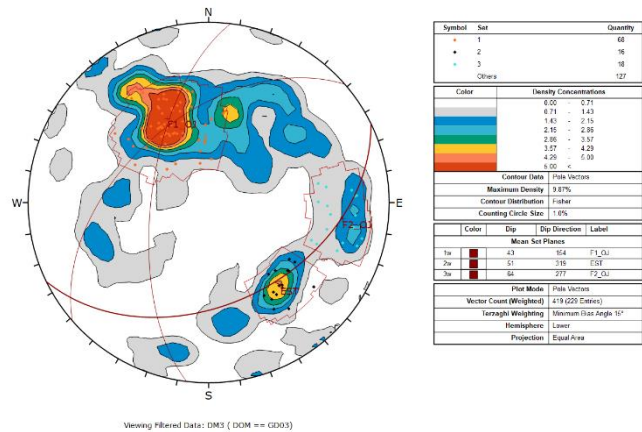


Análisis tipo planar con un potencial de falla del 44.23% F3_CJ (Dip direction) 268° -

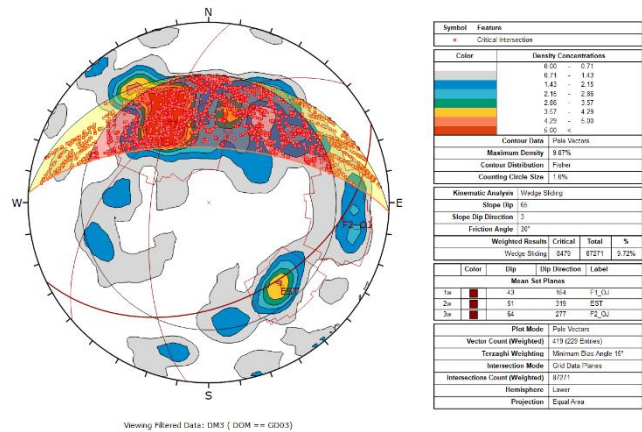
Dominio 2



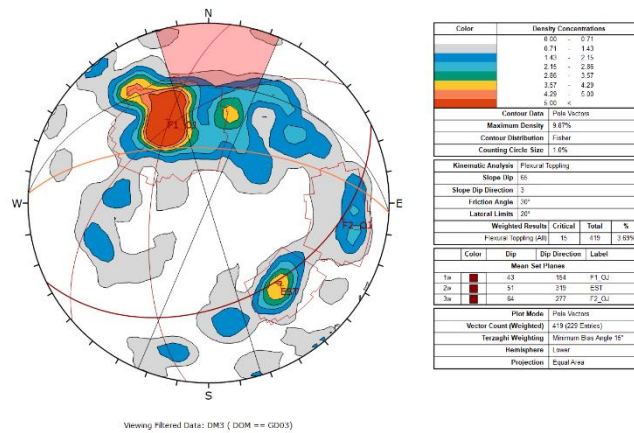
Sets Estructurales - Dominio 3



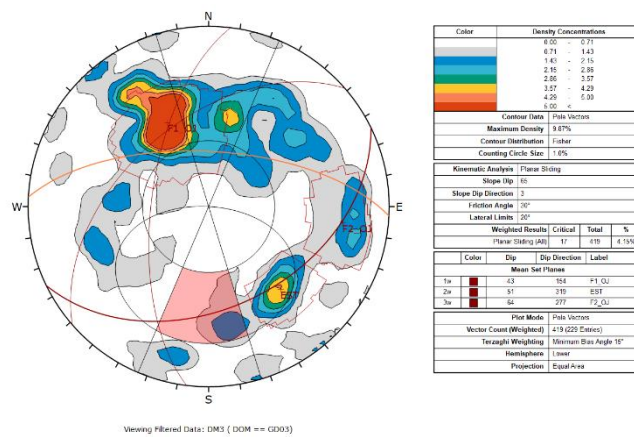
Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 9.72%, (Dip direction) 003° - Dominio 3



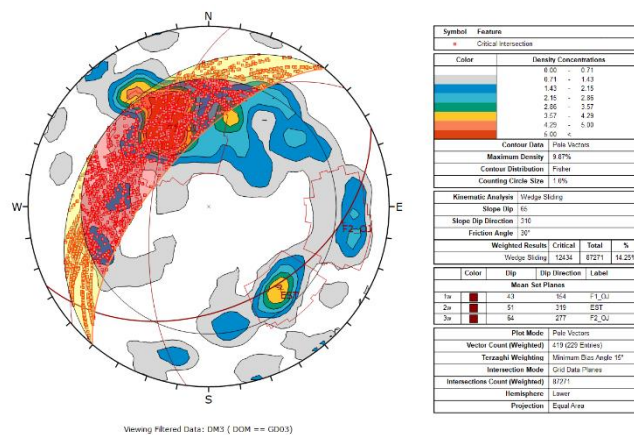
Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 3.69% (Dip direction) 003° - Dominio 3



Análisis tipo planar con un potencial de falla del 4.15% (Dip direction) 003° - Dominio 3

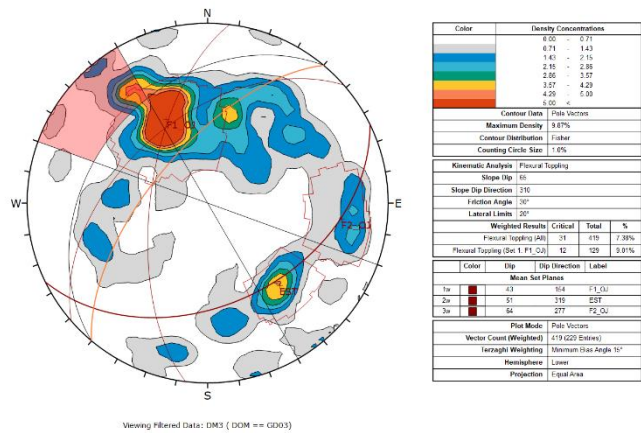


Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 14.25%, (Dip direction) 310° - Dominio 3

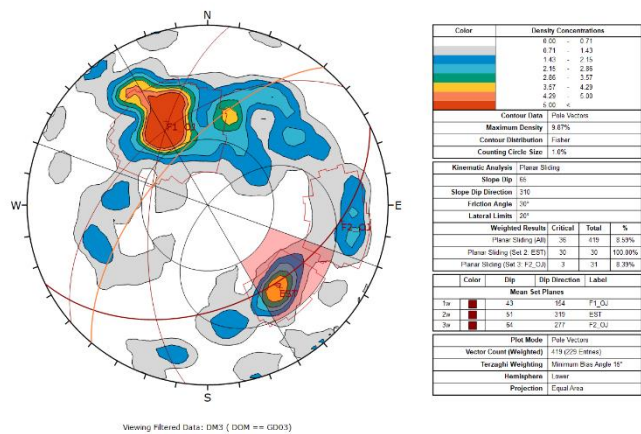


Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 9% F1_OJ (Dip direction) 310° - Dominio

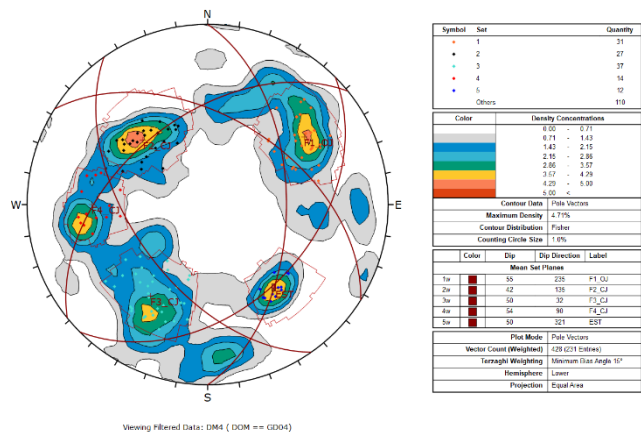
3



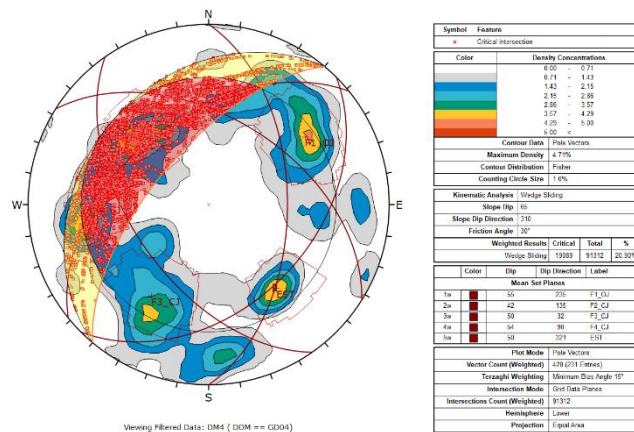
Análisis tipo planar con un potencial de falla del 100% foliación (Dip direction) 310° - Dominio 3



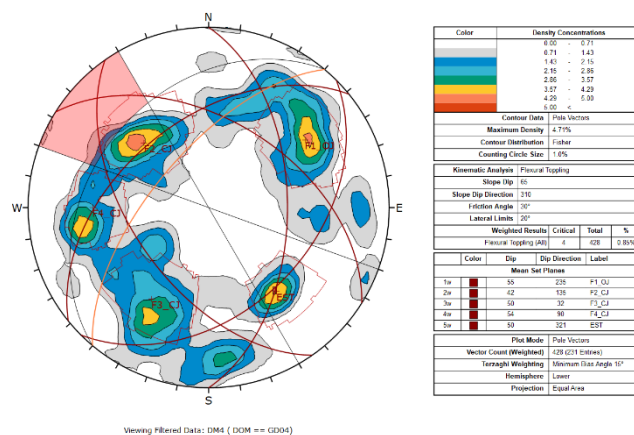
Sets Estructurales - Dominio 4



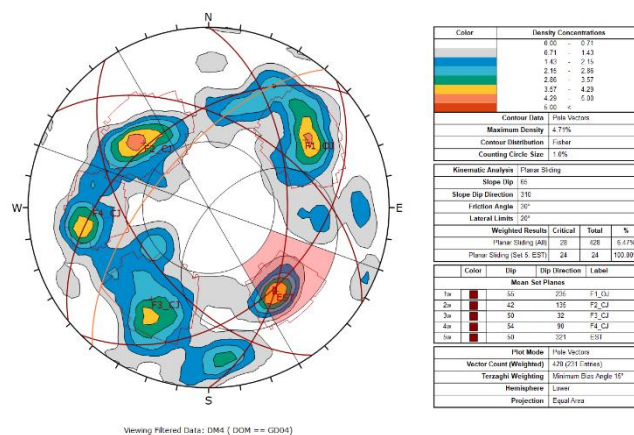
Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 20.9%, (Dip direction) 310° - Dominio 4



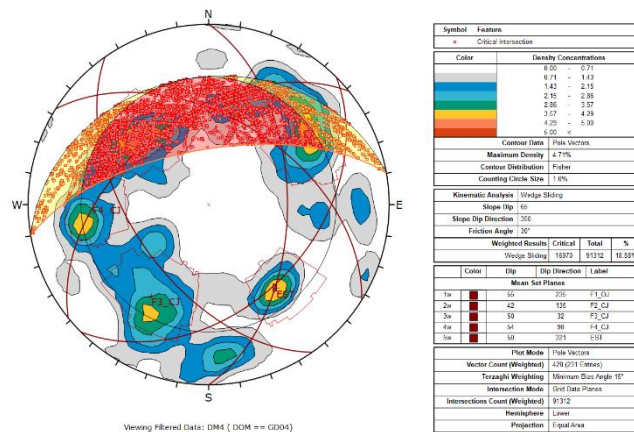
Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 0.85% (Dip direction) 310° - Dominio 4



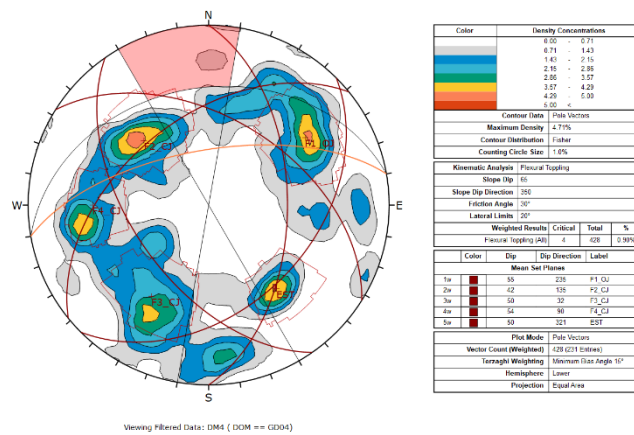
Análisis tipo planar con un potencial de falla del 100% foliación (Dip direction) 310° - Dominio 4



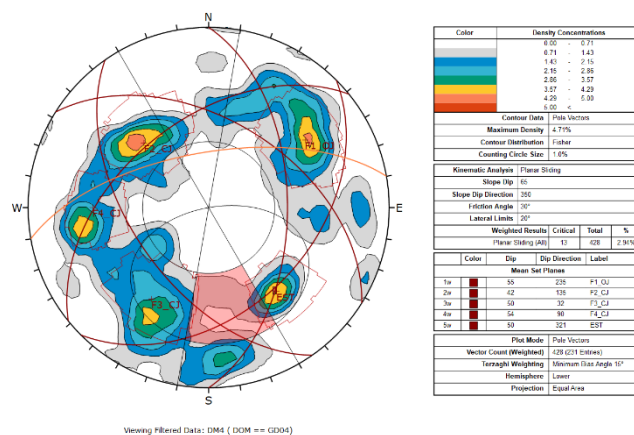
Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 18.58%, (Dip direction) 350° - Dominio 4



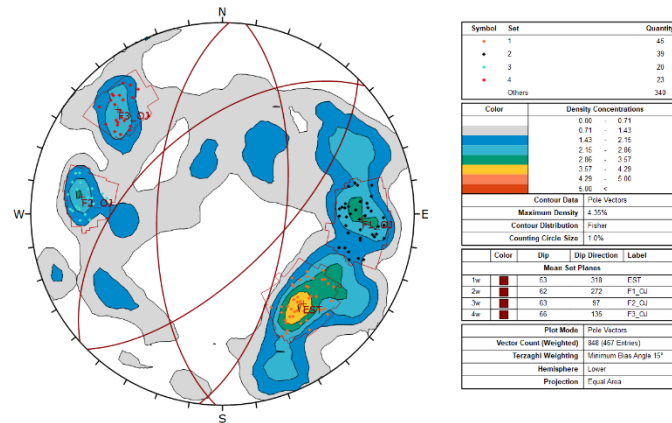
Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 0.9% (Dip direction) 350° - Dominio 4



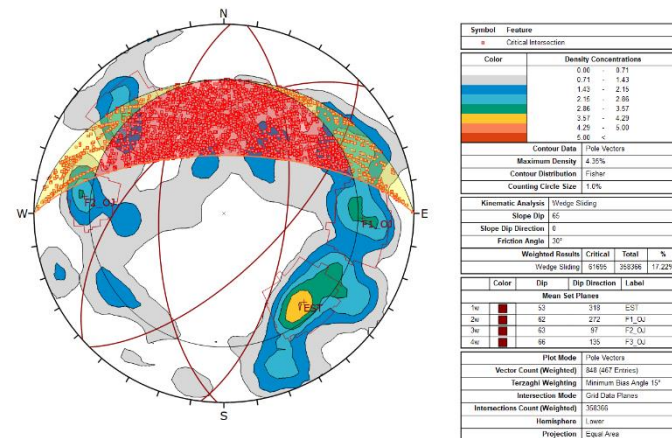
Análisis tipo planar con un potencial de falla del 2.94% (Dip direction) 350° - Dominio 4



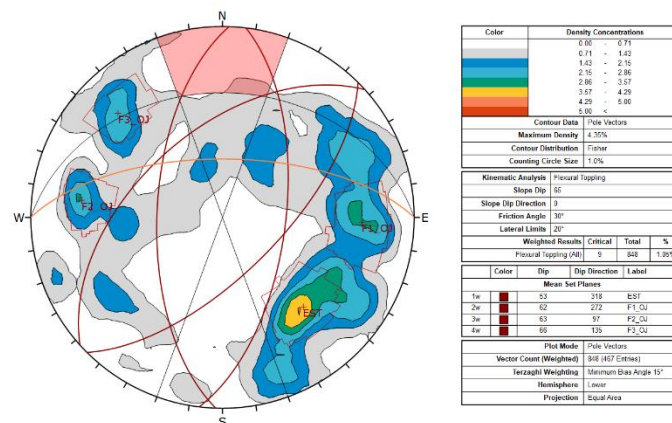
Sets Estructurales - Dominio 5



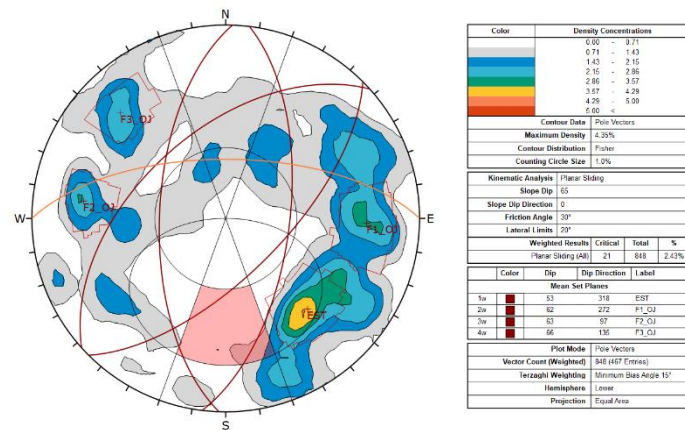
Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 17.22%, (Dip direction) 0° - Dominio 5



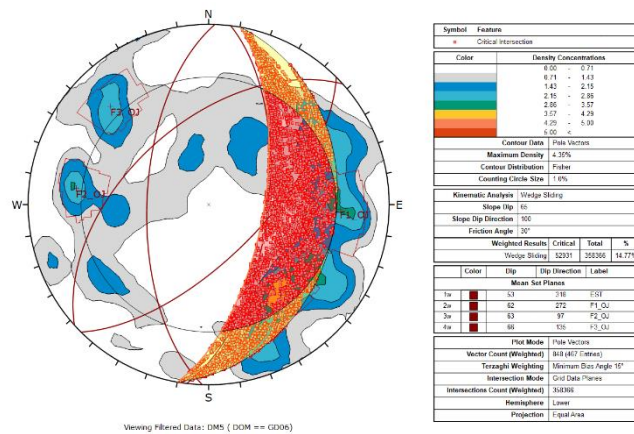
Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 1.05% (Dip direction) 0° - Dominio 5



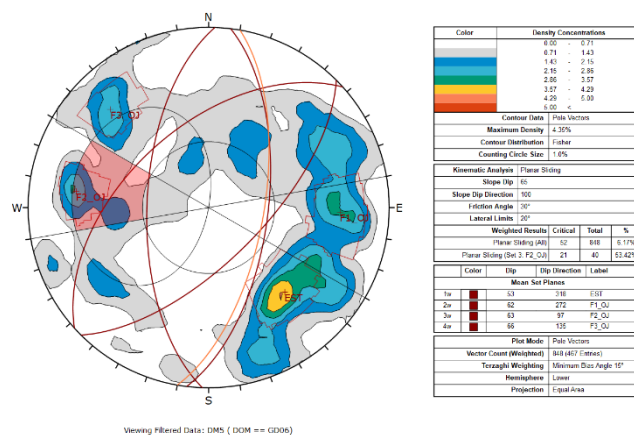
Análisis tipo planar con un potencial de falla del 2.47% (Dip direction) 0° - Dominio 5



Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 14.77%, (Dip direction) 100° - Dominio 5

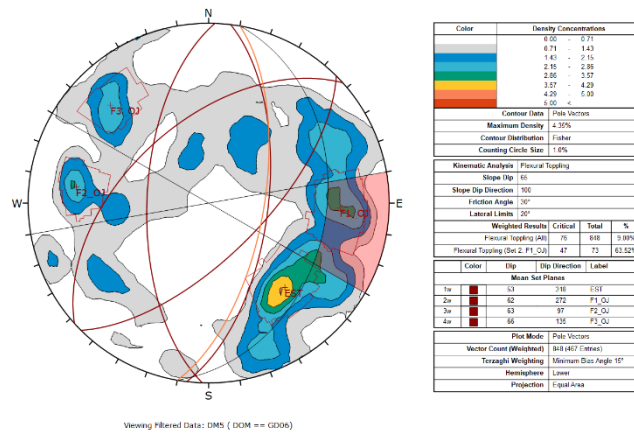


Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 53.42% F2_OJ (Dip direction) 100° - Dominio 5

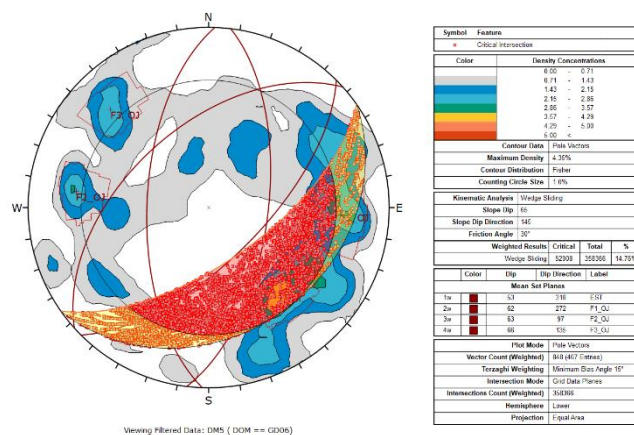


Análisis tipo planar con un potencial de falla del 63.52% F1_OJ (Dip direction) 100° -

Dominio 5

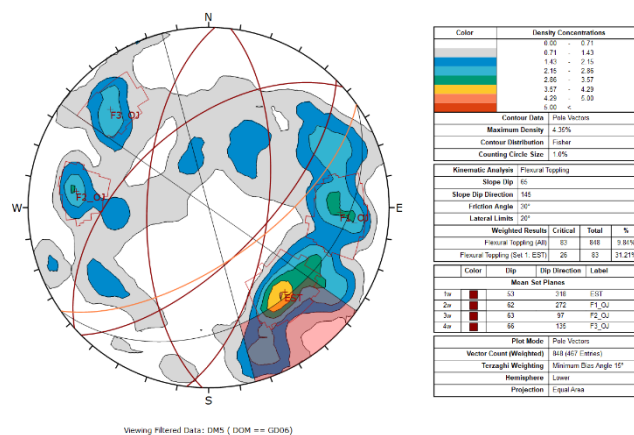


Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 14.76%, (Dip direction) 145° - Dominio 5



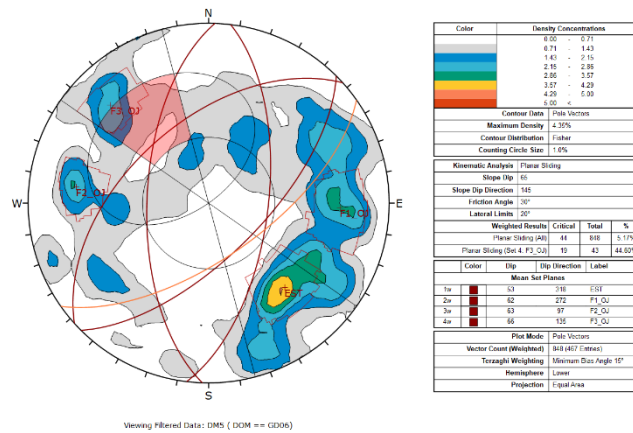
Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 31.21% foliación (Dip direction) 145° -

Dominio 5

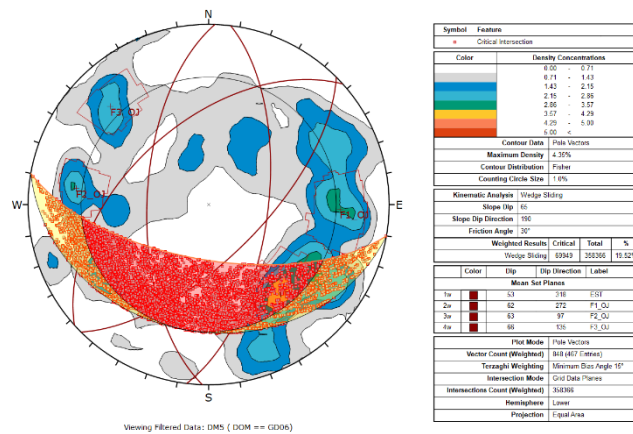


Análisis tipo planar con un potencial de falla del 44.6% F3_OJ (Dip direction) 145° - Dominio

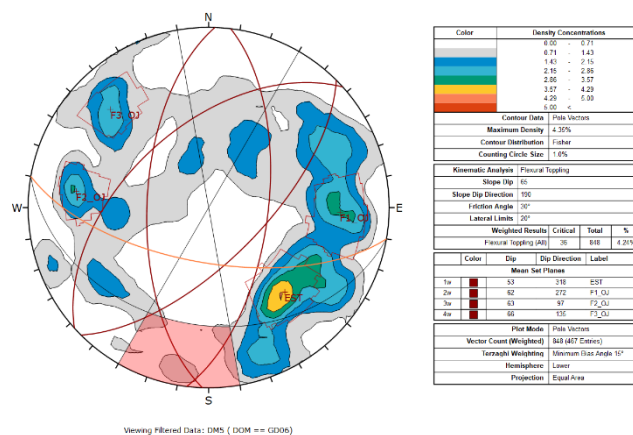
5



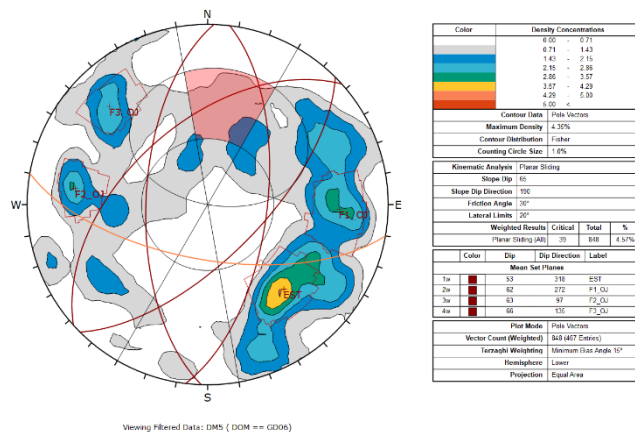
Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 19.52%, (Dip direction) 190° - Dominio 5



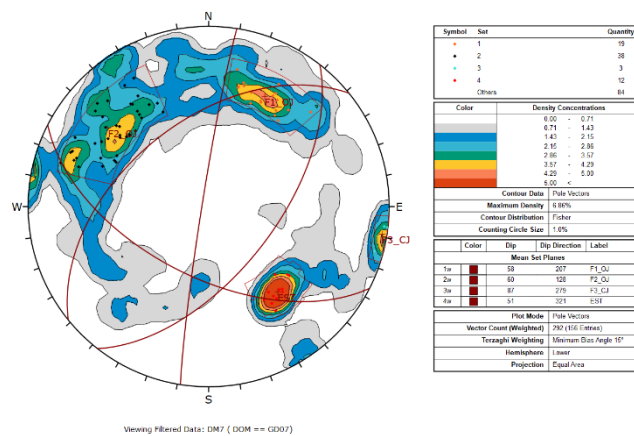
Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 4.24% (Dip direction) 190° - Dominio 5



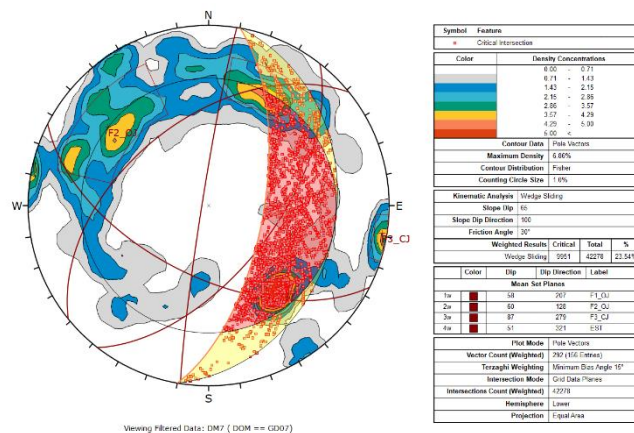
Análisis tipo planar con un potencial de falla del 4.57% (Dip direction) 190° - Dominio 5



Sets Estructurales - Dominio 7

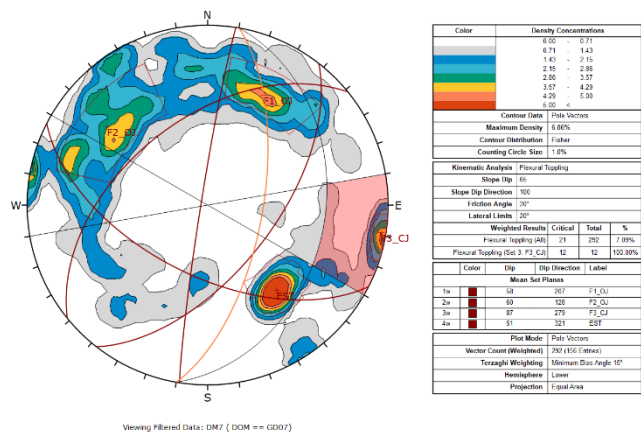


Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 23.54%, (Dip direction) 100° - Dominio 7

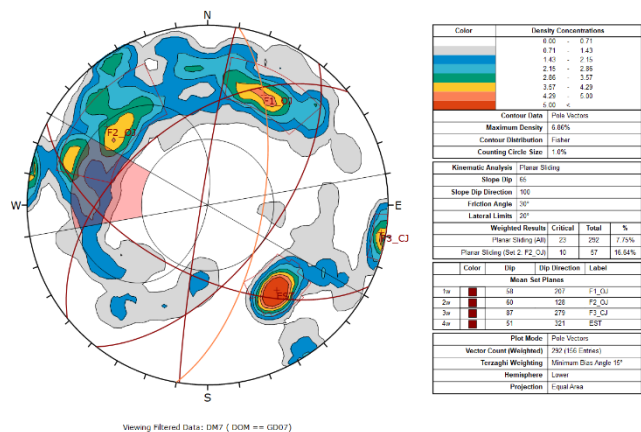


Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 100% F3_CJ (Dip direction) 100° - Dominio

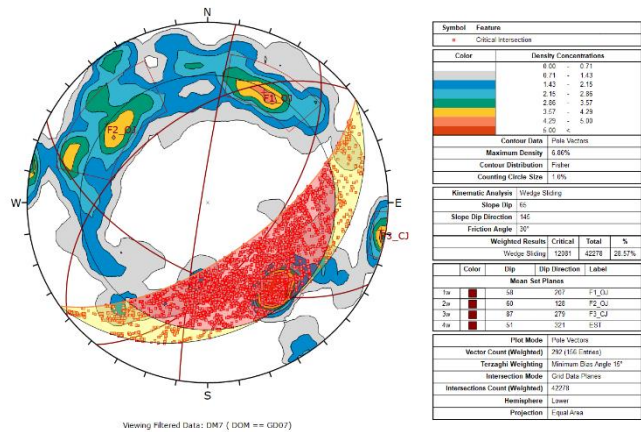
7



Análisis tipo planar con un potencial de falla del 16.64% F2_OJ (Dip direction) 100° - Dominio 7

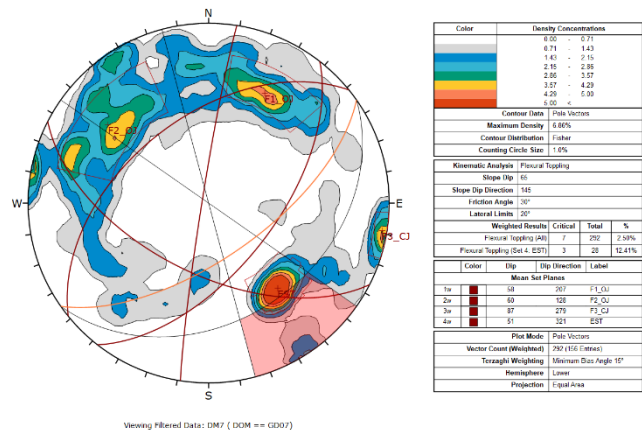


Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 28.57%, (Dip direction) 145° - Dominio 7



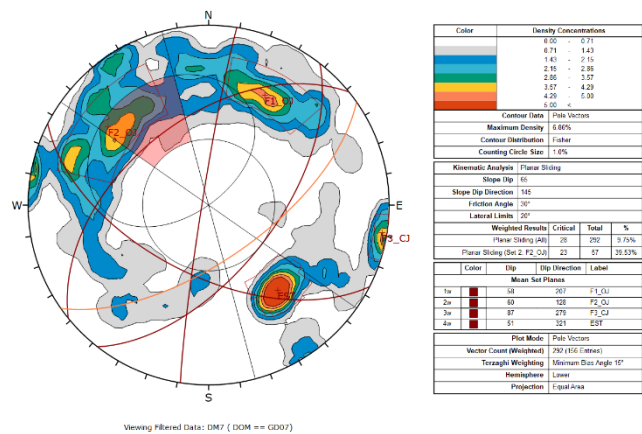
Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 12.41% foliación (Dip direction) 145° -

Dominio 7

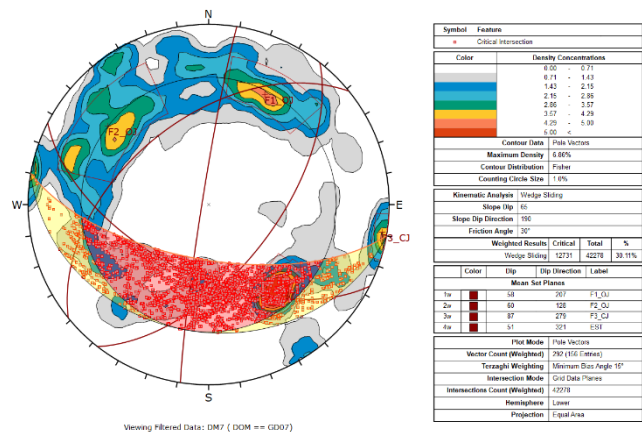


Análisis tipo planar con un potencial de falla del 39.53% F2_CJ (Dip direction) 145° -

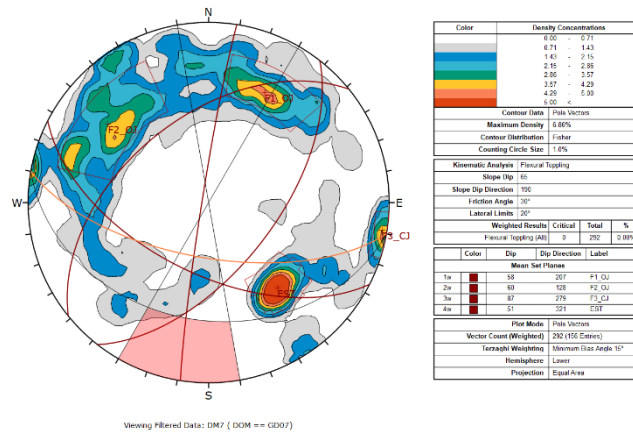
Dominio 7



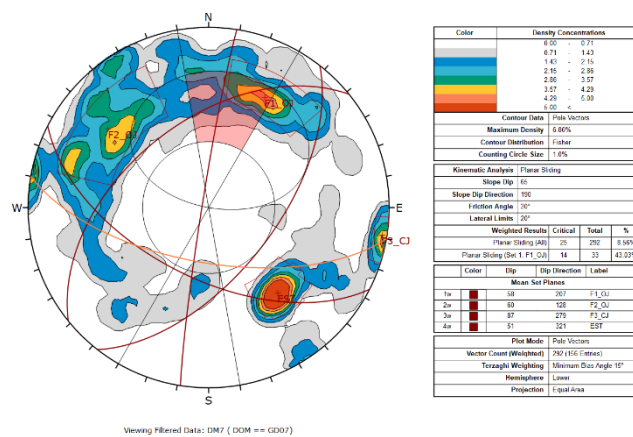
Análisis tipo cuña con un potencial de falla del 30.11%, (Dip direction) 190° - Dominio 7



Análisis tipo vuelco con un potencial de falla del 0% (Dip direction) 190° - Dominio 7

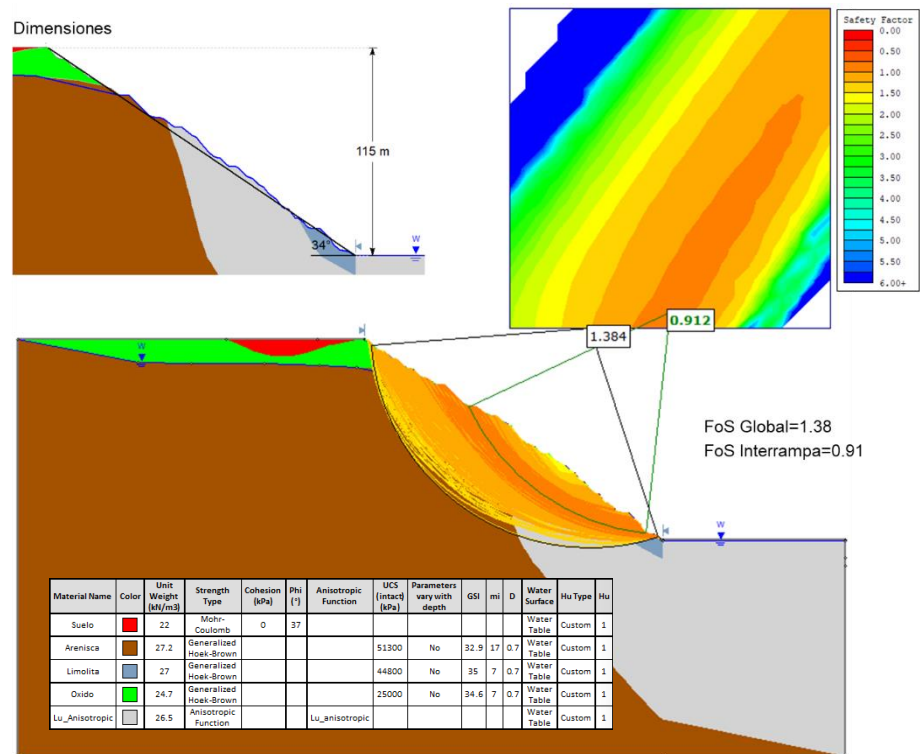


Análisis tipo planar con un potencial de falla del 43.03% F1_OJ (Dip direction) 190° - Dominio 7

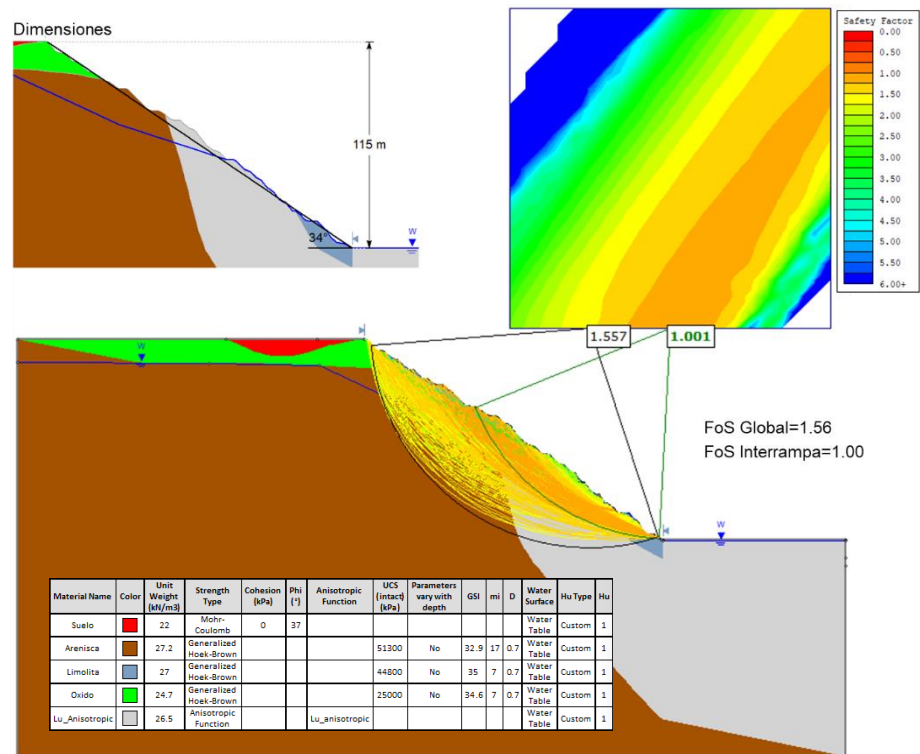


Anexo 3: Análisis de equilibrio límite

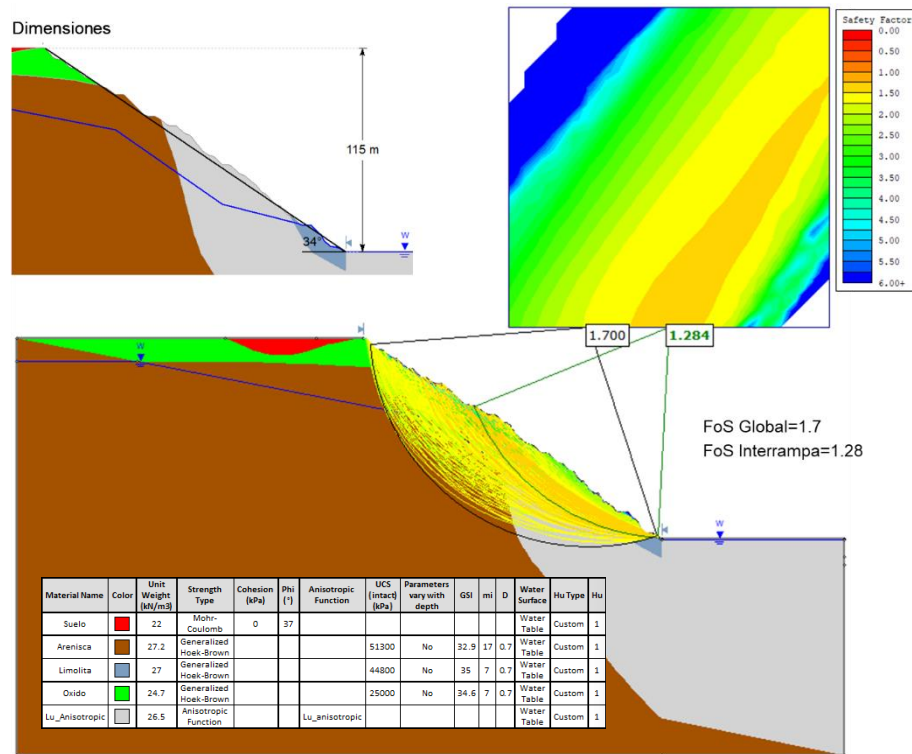
Análisis de Equilibrio límite Sección A Pit Actual, Nivel freático primer escenario



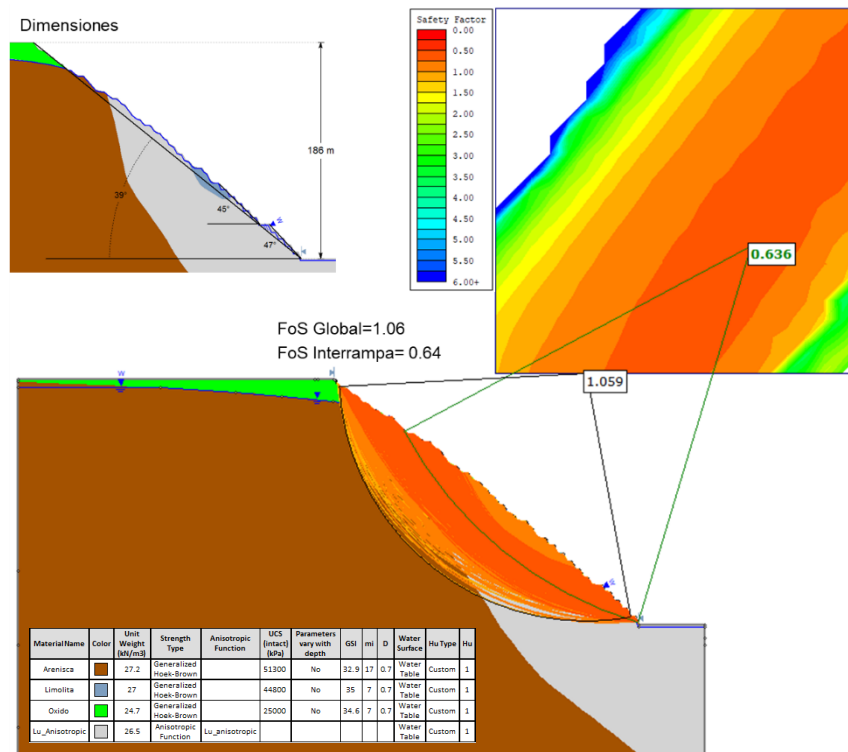
Análisis de Equilibrio límite Sección A Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



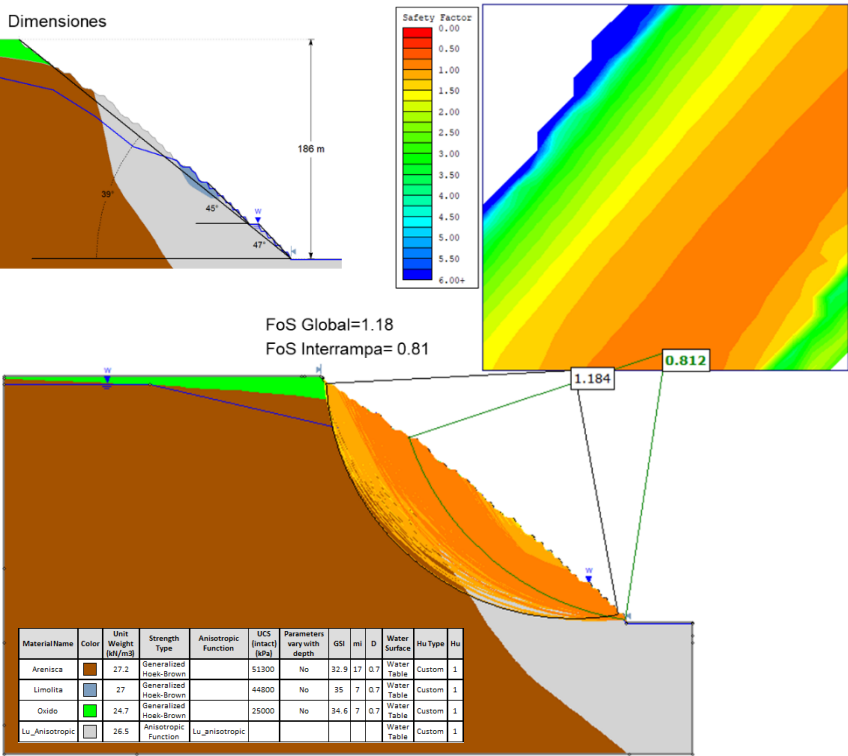
Análisis de Equilibrio Límite Sección A Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



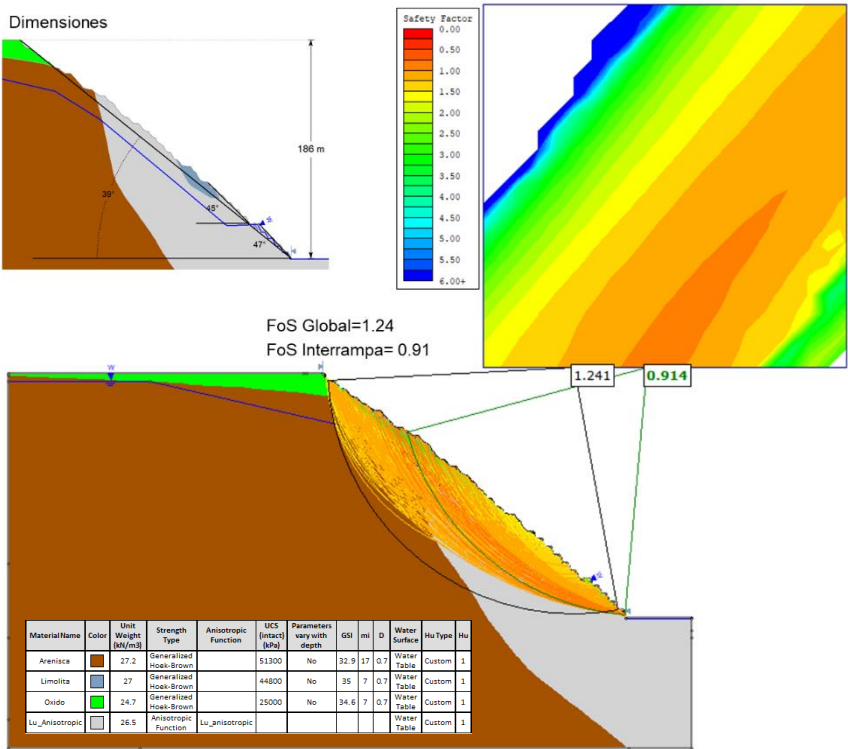
Análisis de Equilibrio Límite Sección A Pit Final, Nivel freático primer escenario



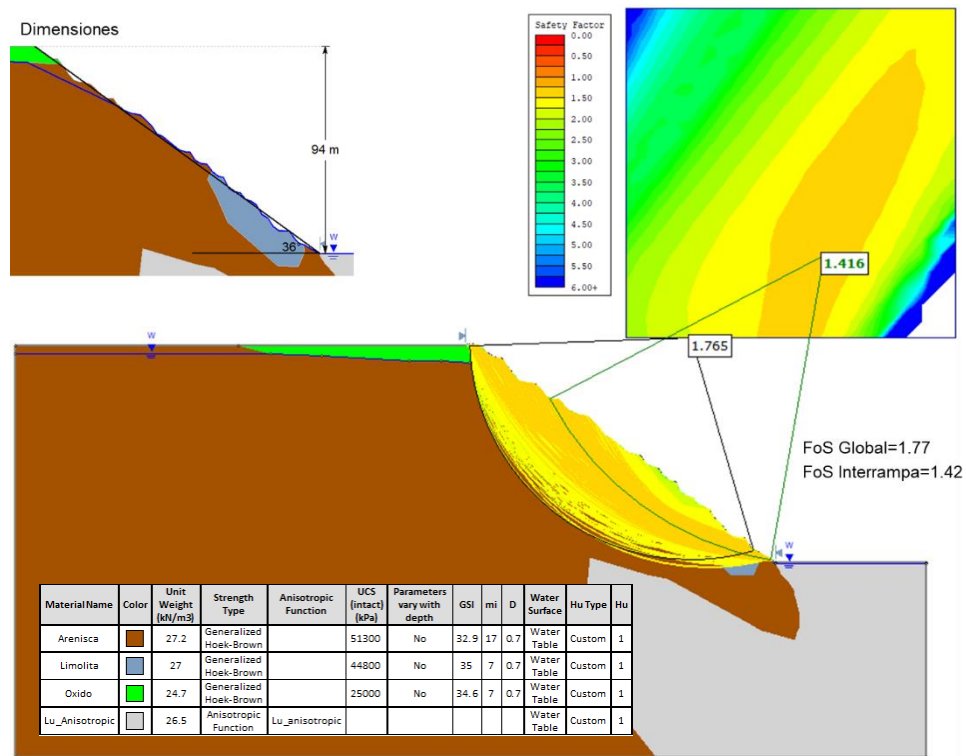
Análisis de Equilibrio Límite Sección A Pit Final, Nivel freático segundo escenario



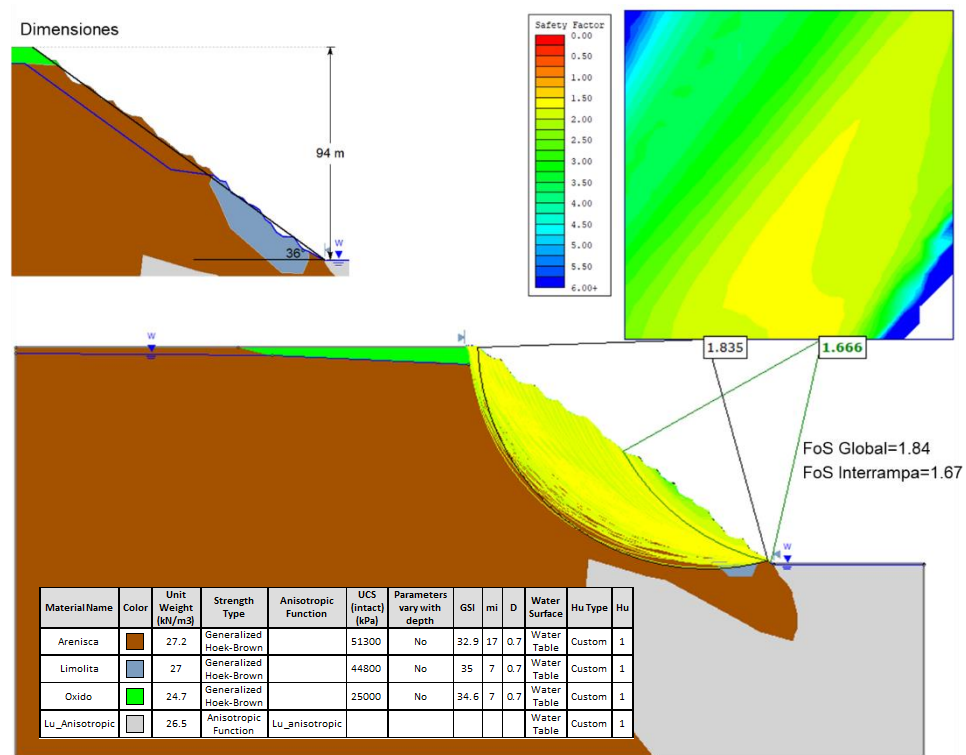
Análisis de Equilibrio Límite Sección A Pit Final, Nivel freático tercer escenario



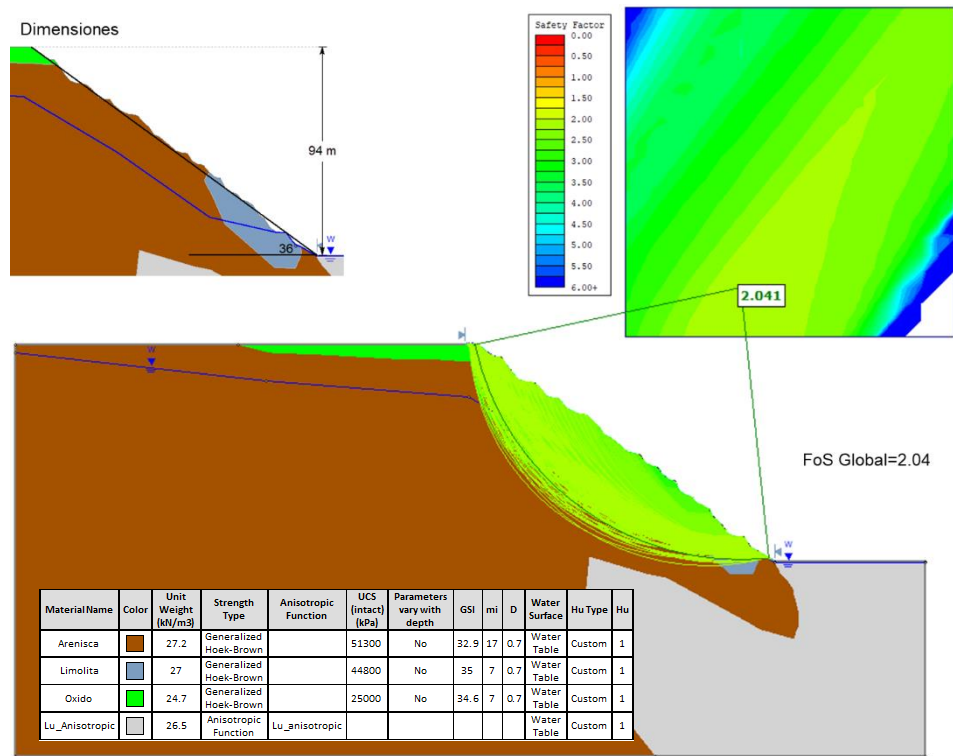
Análisis de Equilibrio límite Sección B Pit Actual, Nivel freático primer escenario



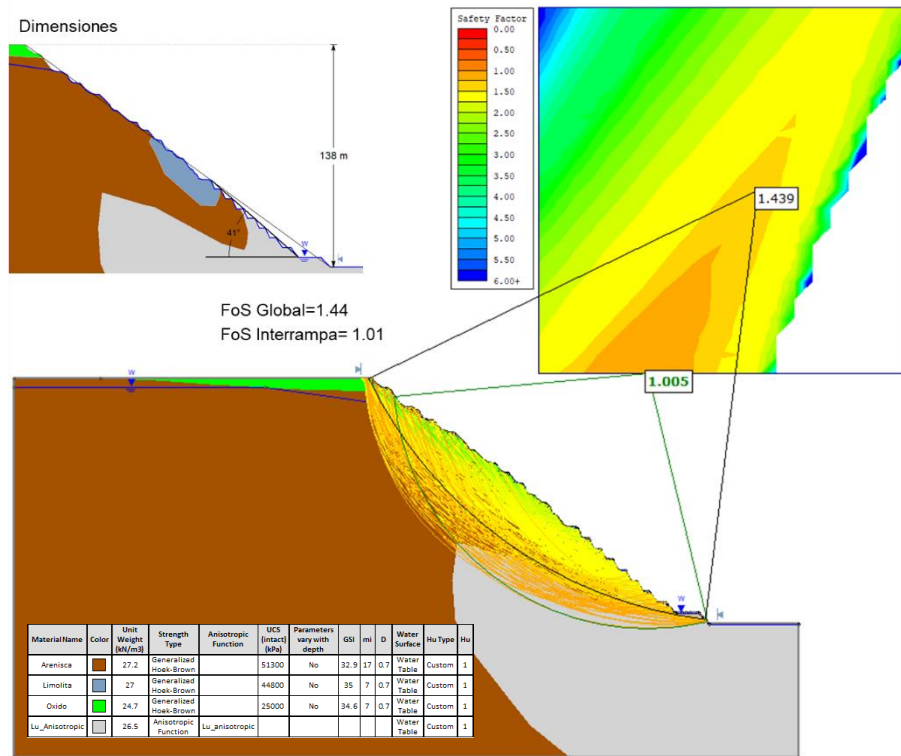
Análisis de Equilibrio límite Sección B Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



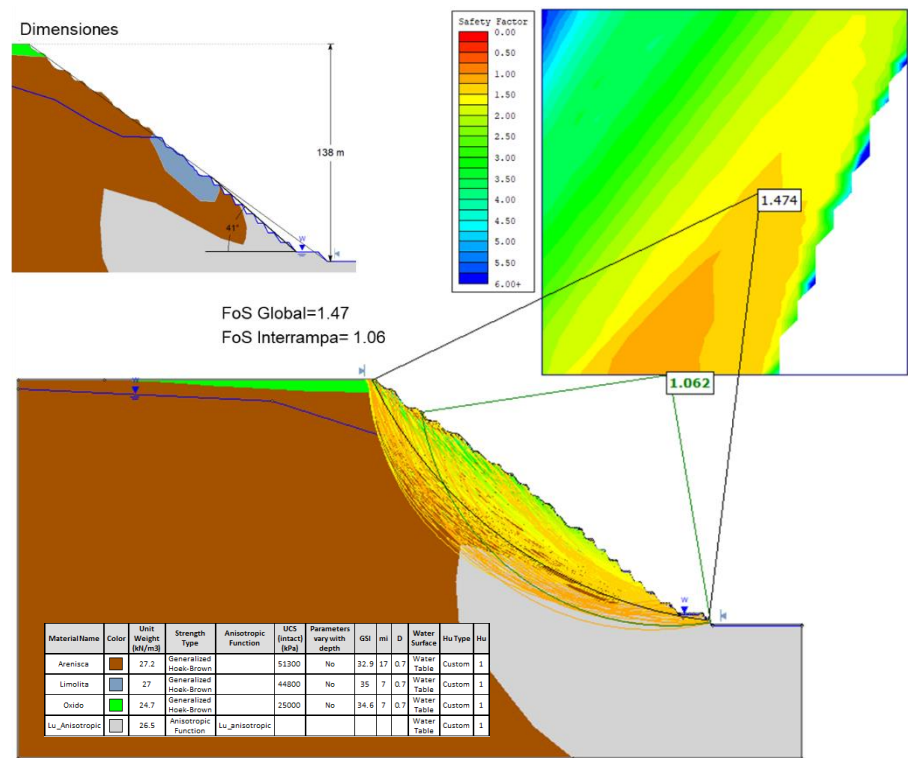
Análisis de Equilibrio límite Sección B Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



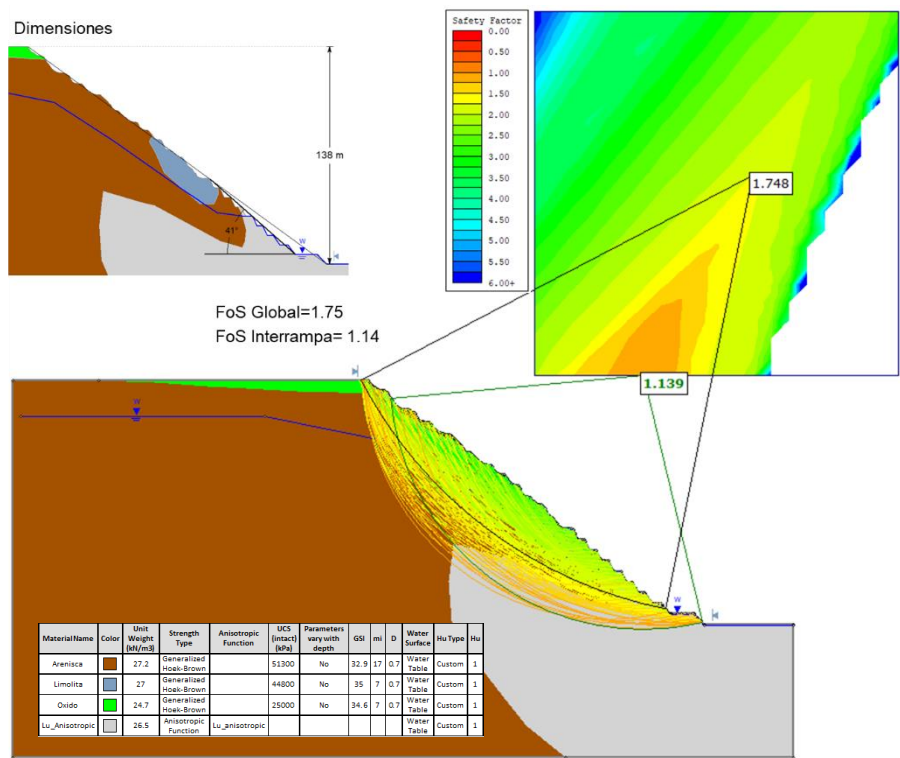
Análisis de Equilibrio límite Sección B Pit Final, Nivel freático primer escenario



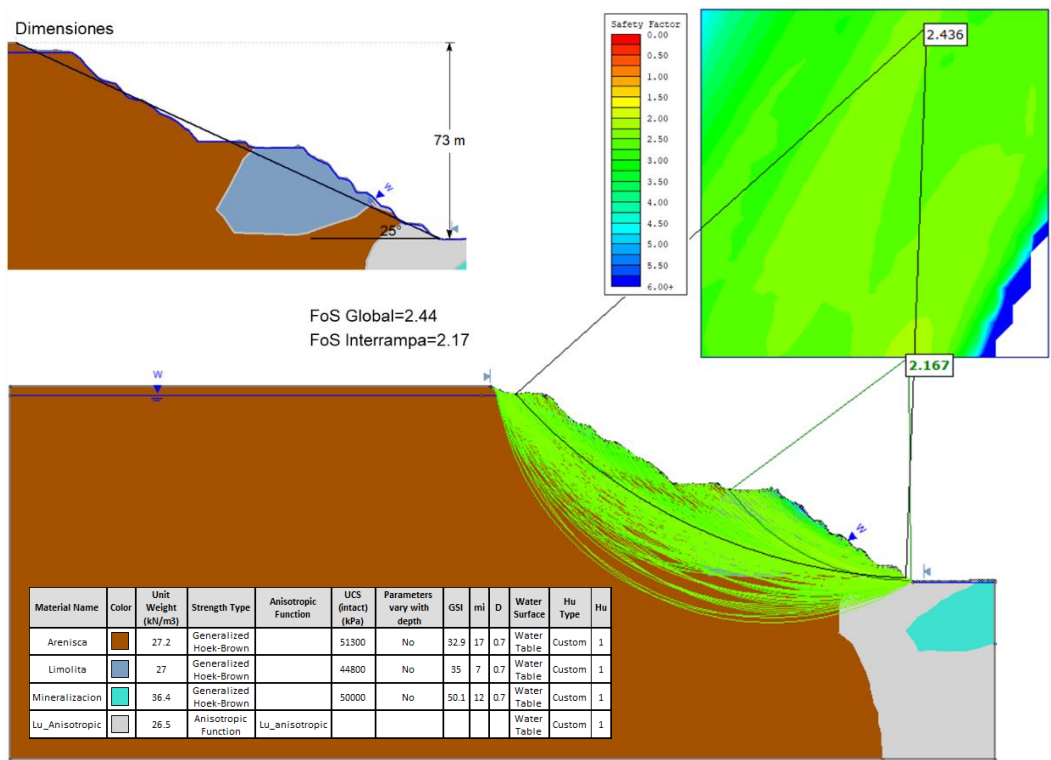
Análisis de Equilibrio límite Sección B Pit Final, Nivel freático segundo escenario



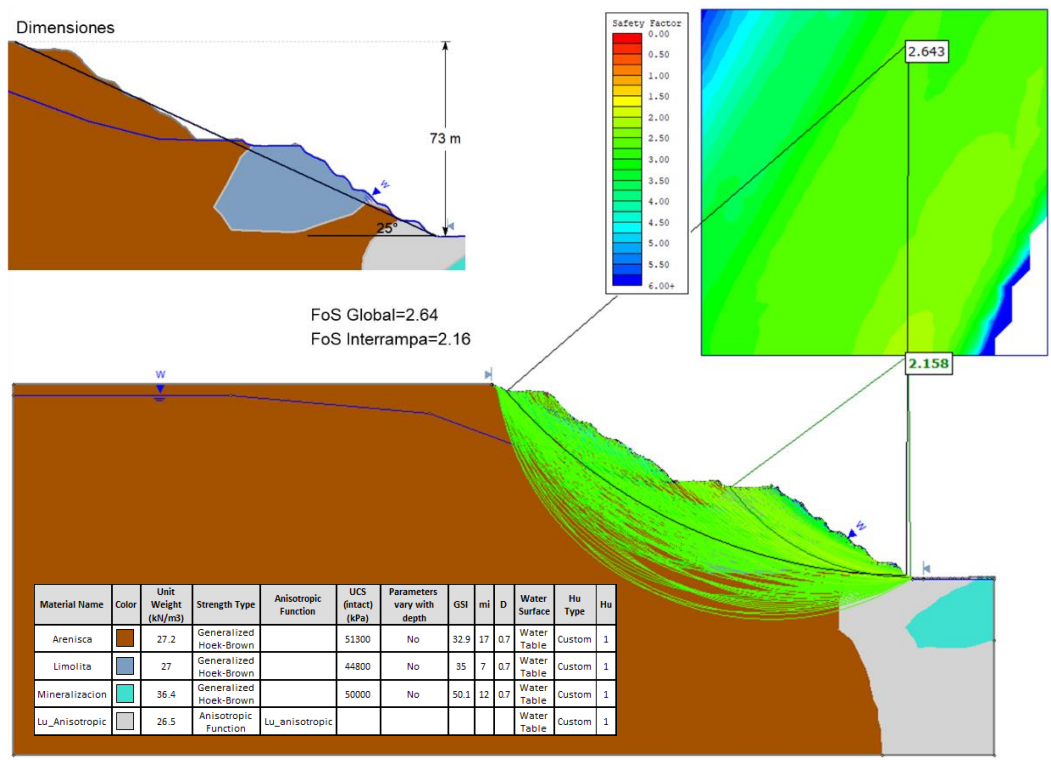
Análisis de Equilibrio límite Sección B Pit Final, Nivel freático tercer escenario



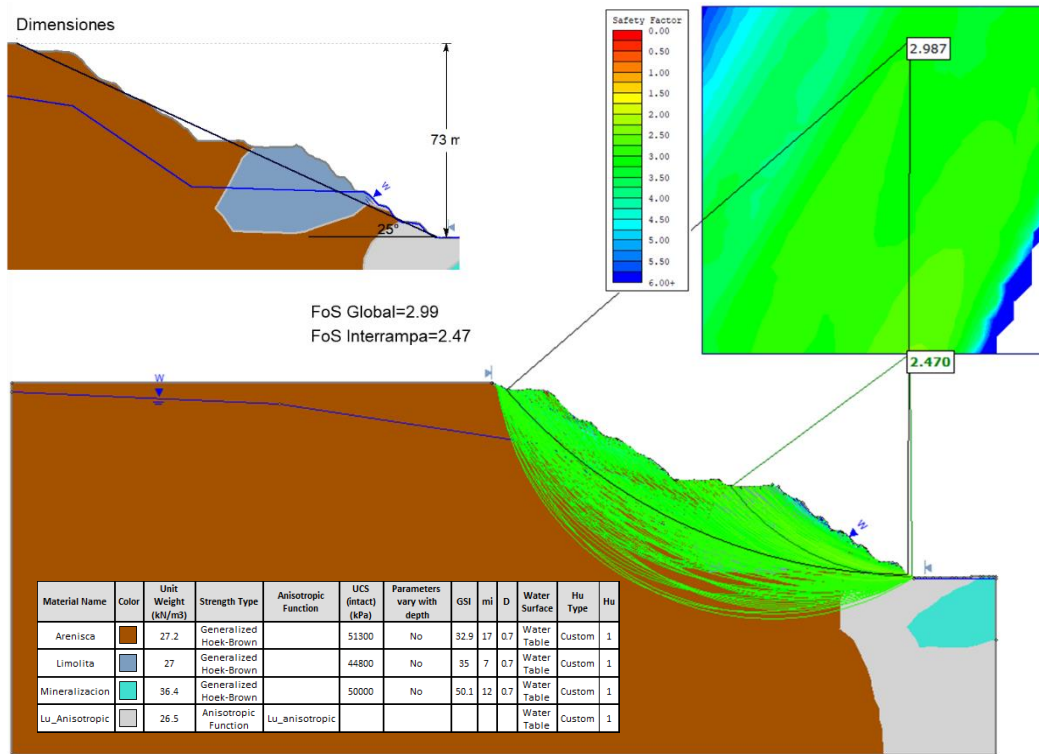
Análisis de Equilibrio límite Sección C Pit Actual, Nivel freático primer escenario



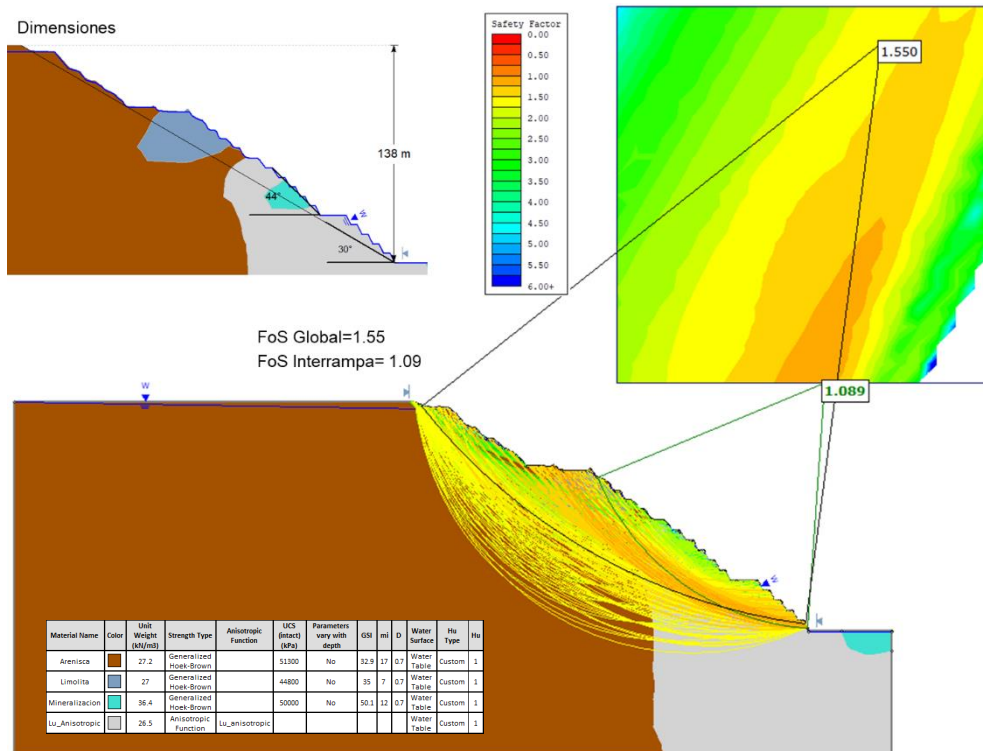
Análisis de Equilibrio límite Sección C Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



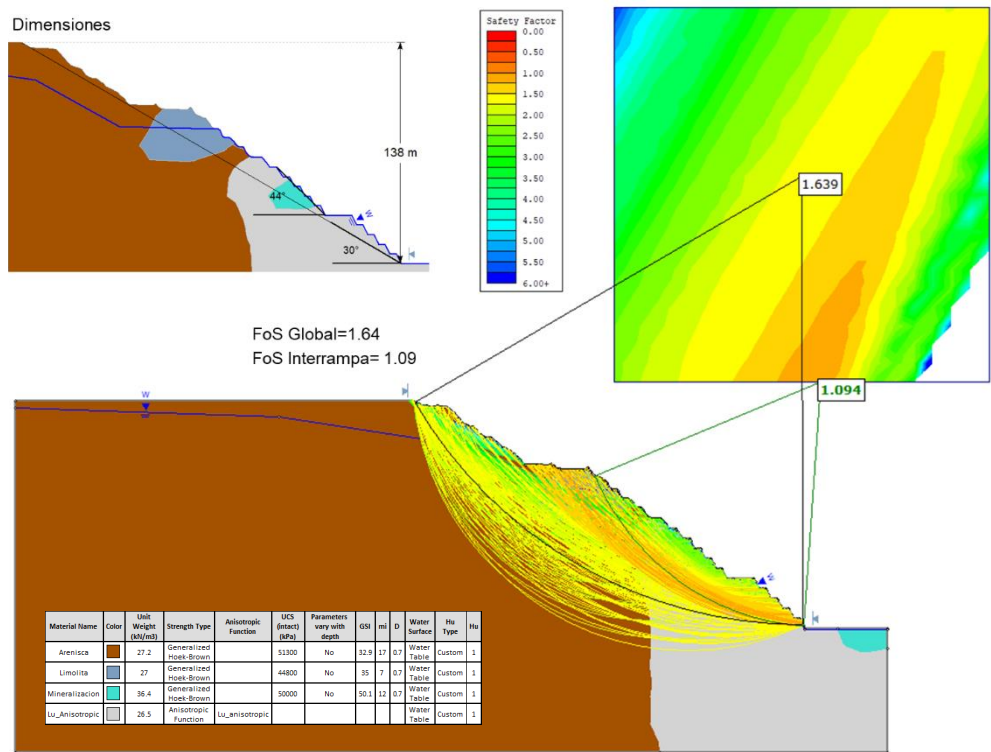
Análisis de Equilibrio límite Sección C Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



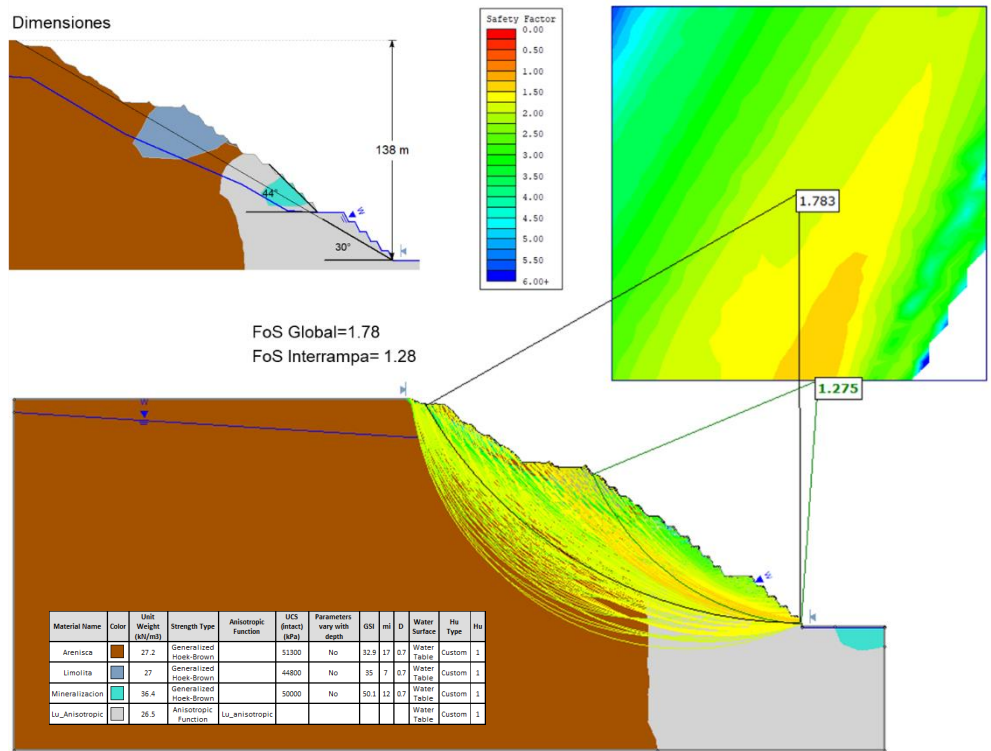
Análisis de Equilibrio límite Sección C Pit Final, Nivel freático primer escenario



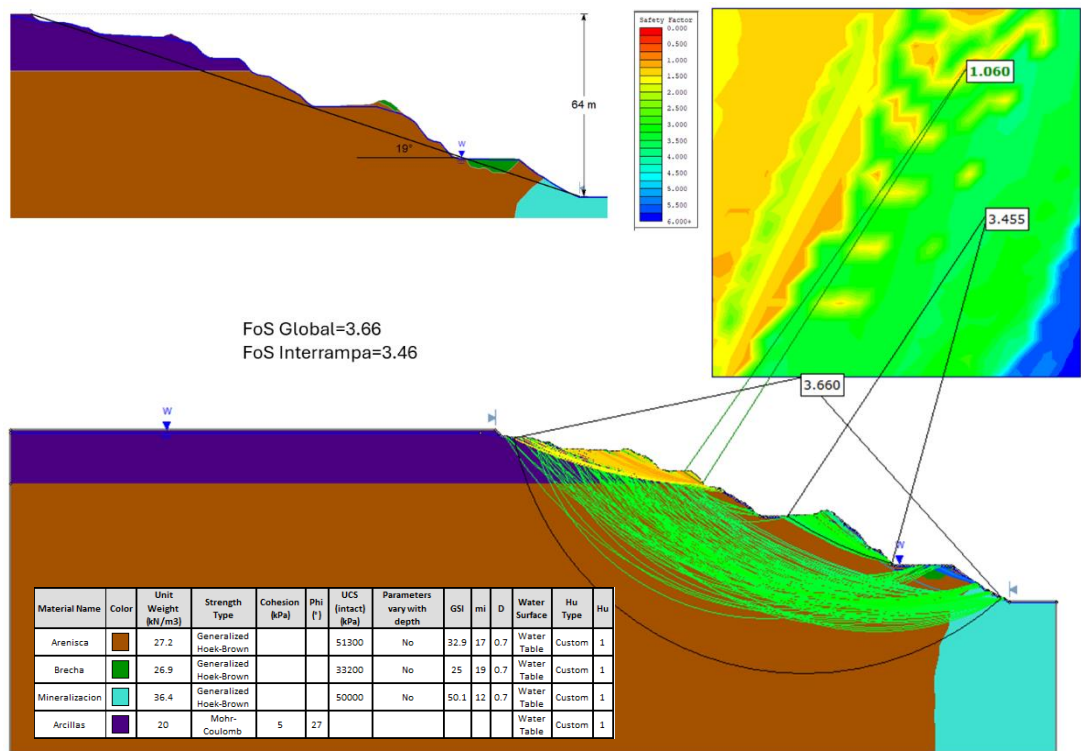
Análisis de Equilibrio límite Sección C Pit Final, Nivel freático segundo escenario



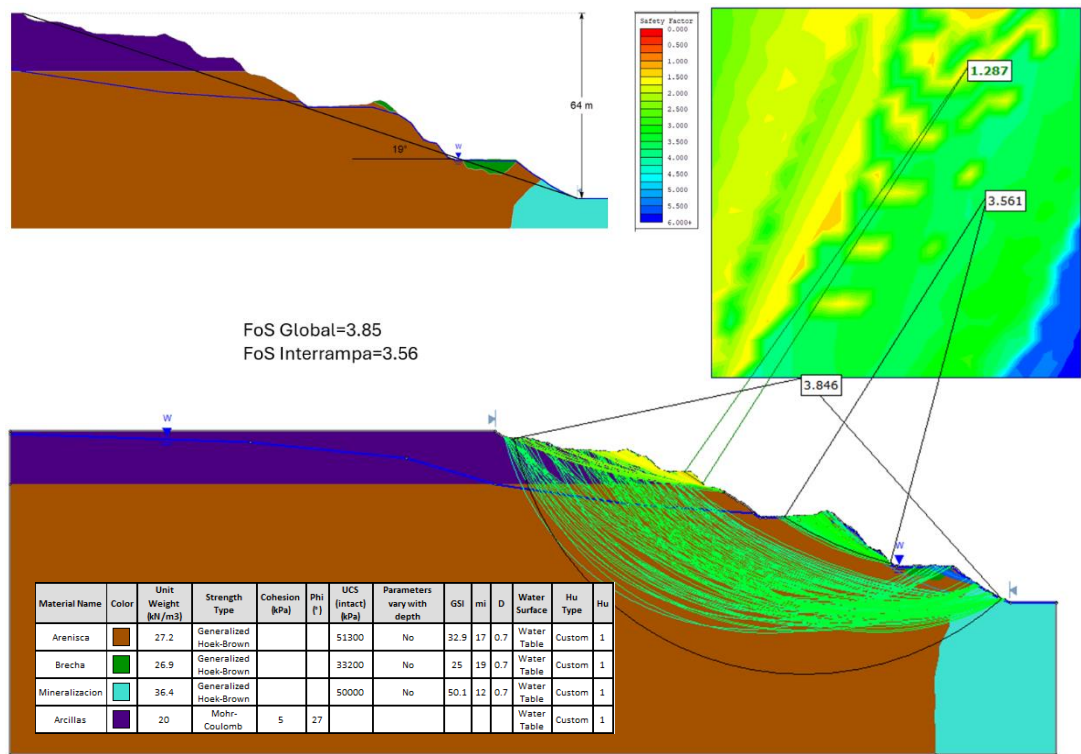
Análisis de Equilibrio límite Sección C Pit Final, Nivel freático tercer escenario



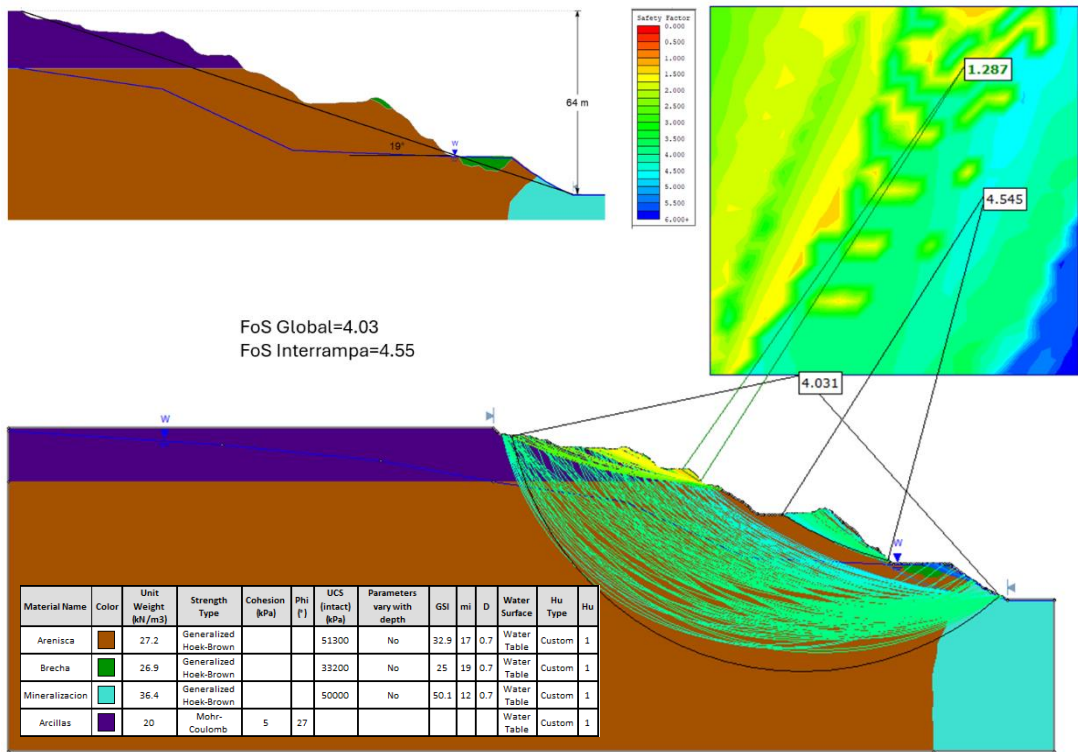
Análisis de Equilibrio límite Sección D Pit Actual, Nivel freático primer escenario



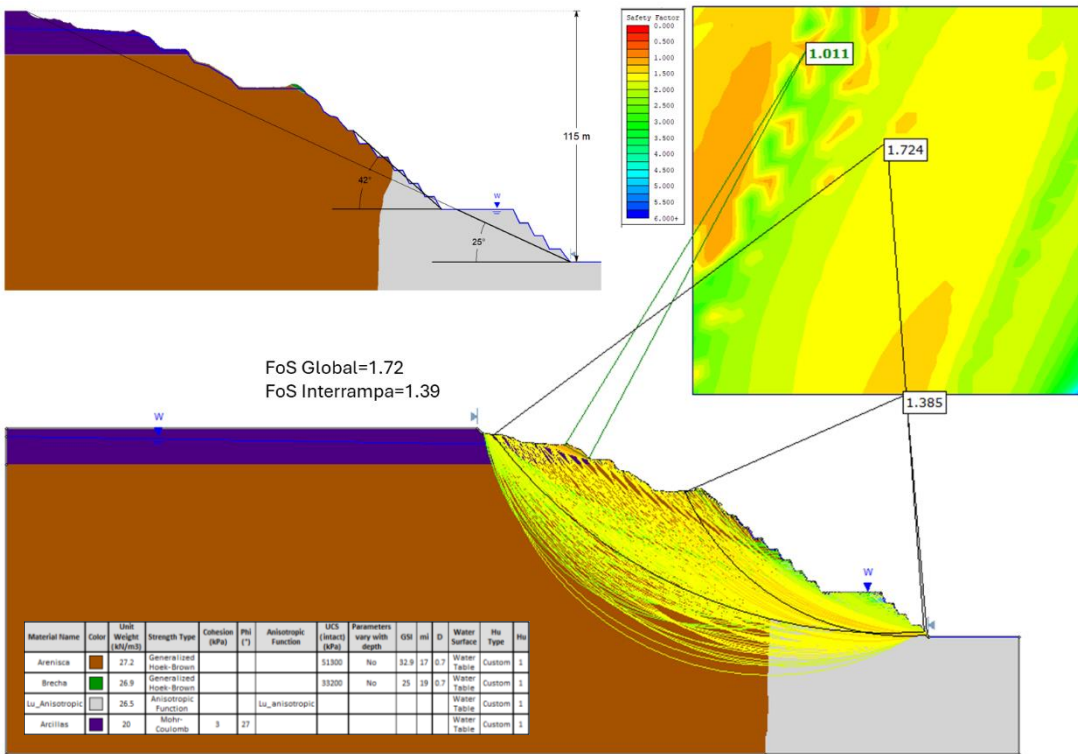
Análisis de Equilibrio límite Sección D Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



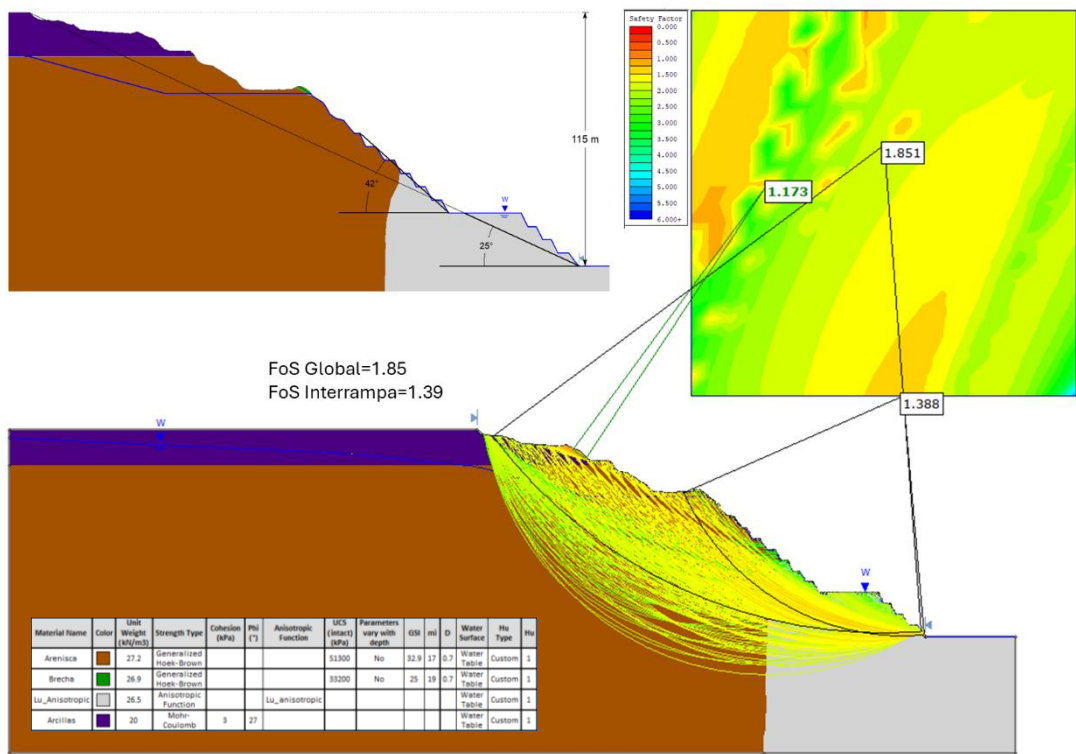
Análisis de Equilibrio límite Sección D Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



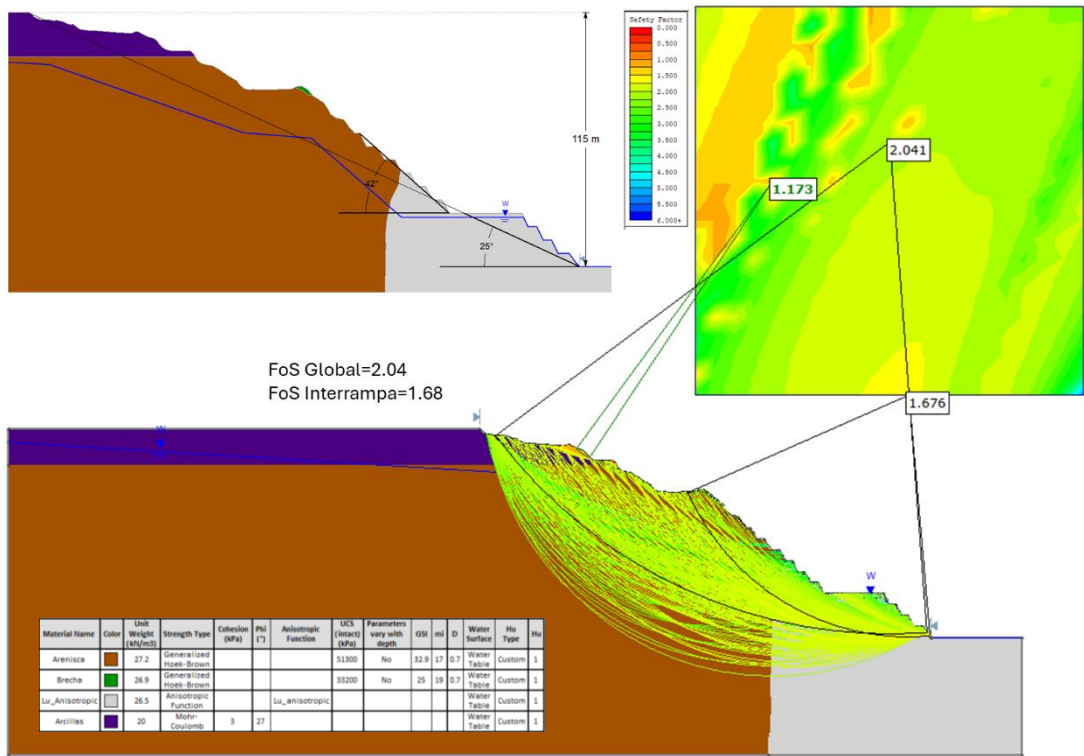
Análisis de Equilibrio límite Sección D Pit Final, Nivel freático primer escenario



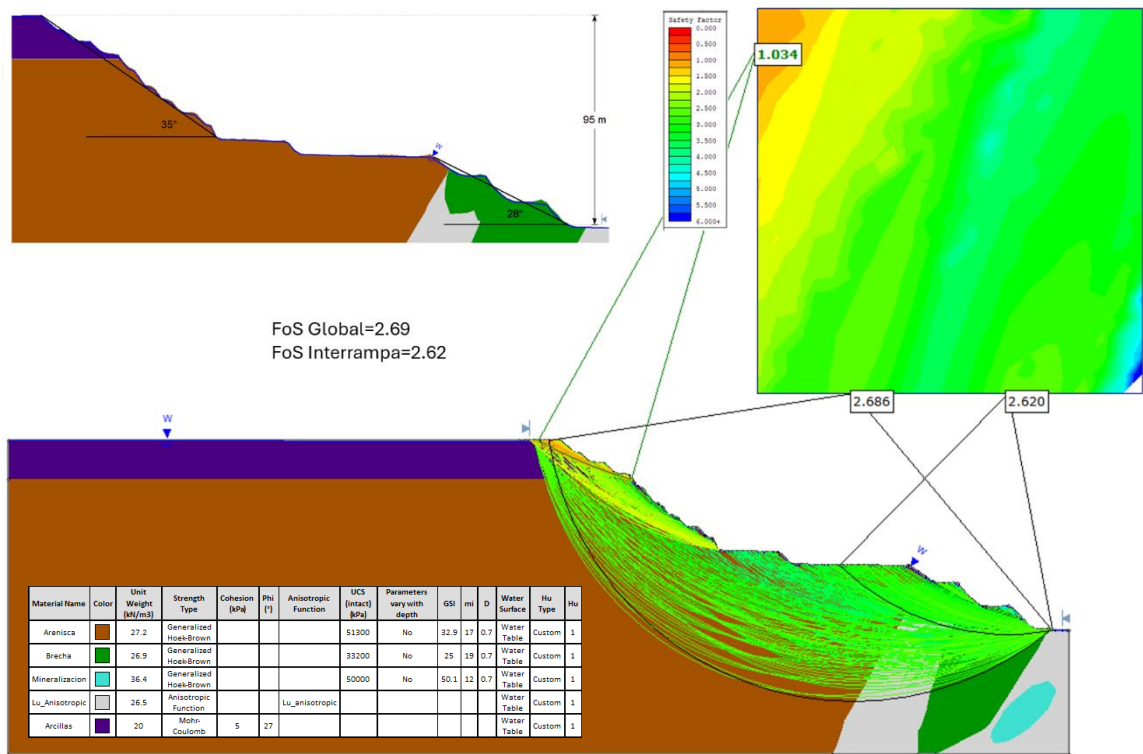
Análisis de Equilibrio límite Sección D Pit Final, Nivel freático segundo escenario



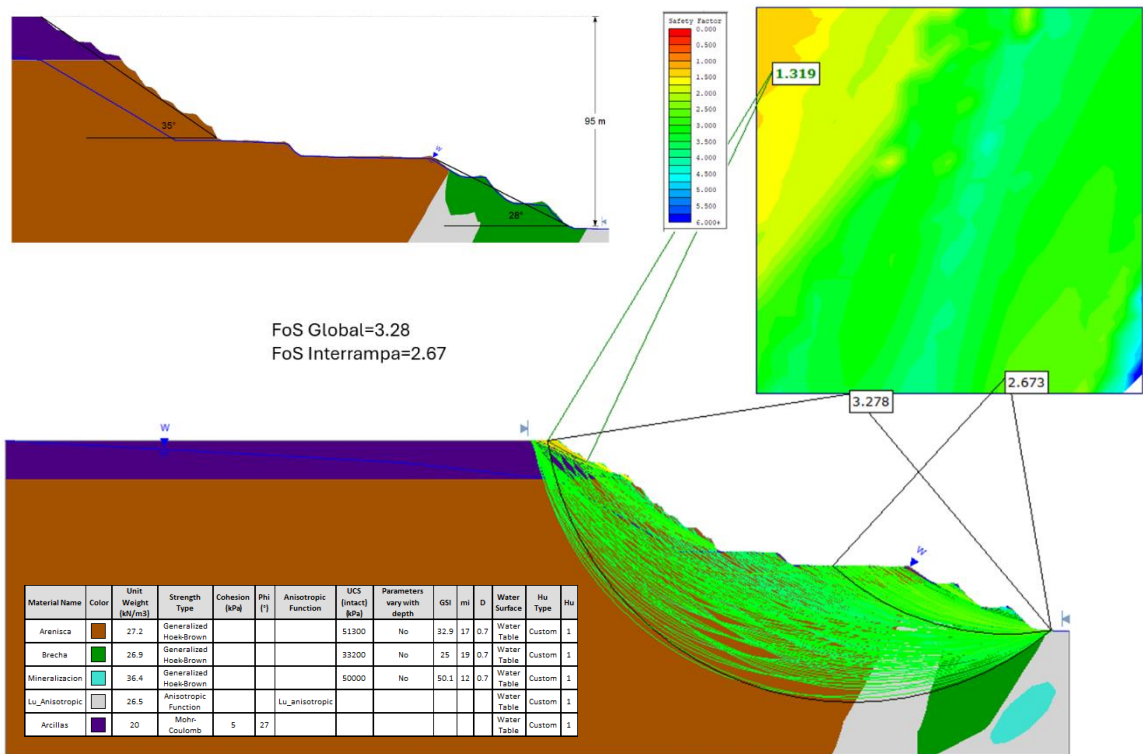
Análisis de Equilibrio límite Sección D Pit Final, Nivel freático tercer escenario



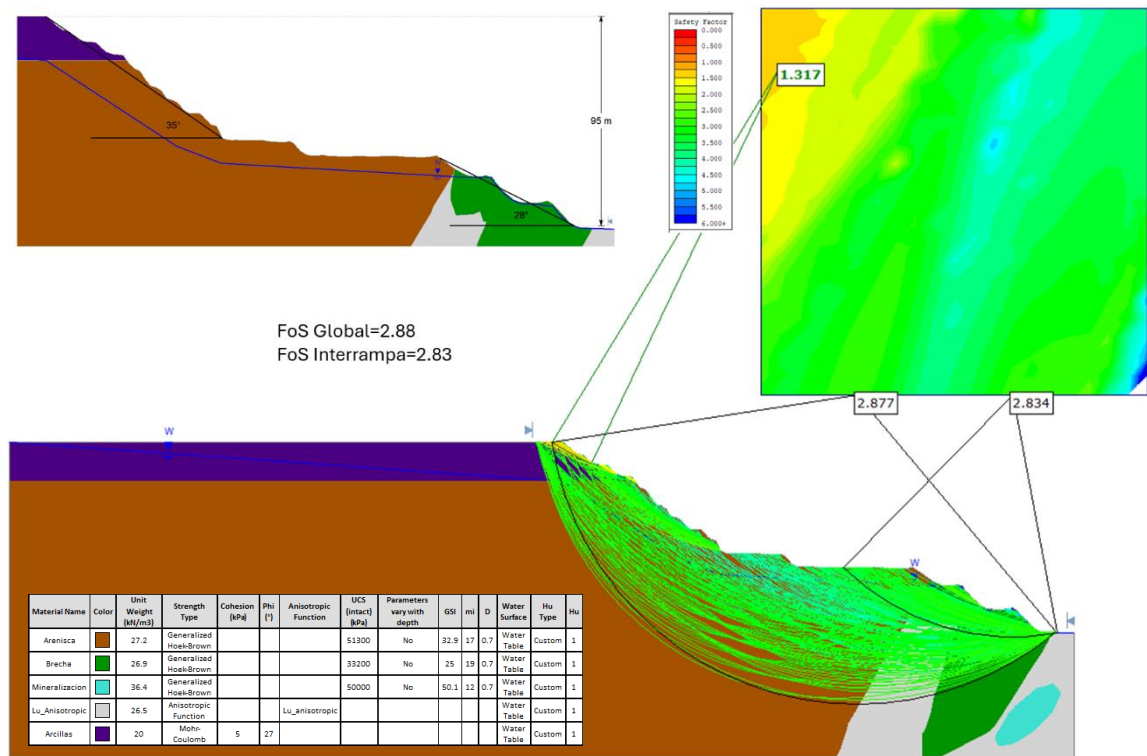
Análisis de Equilibrio límite Sección E Pit Actual, Nivel freático primer escenario



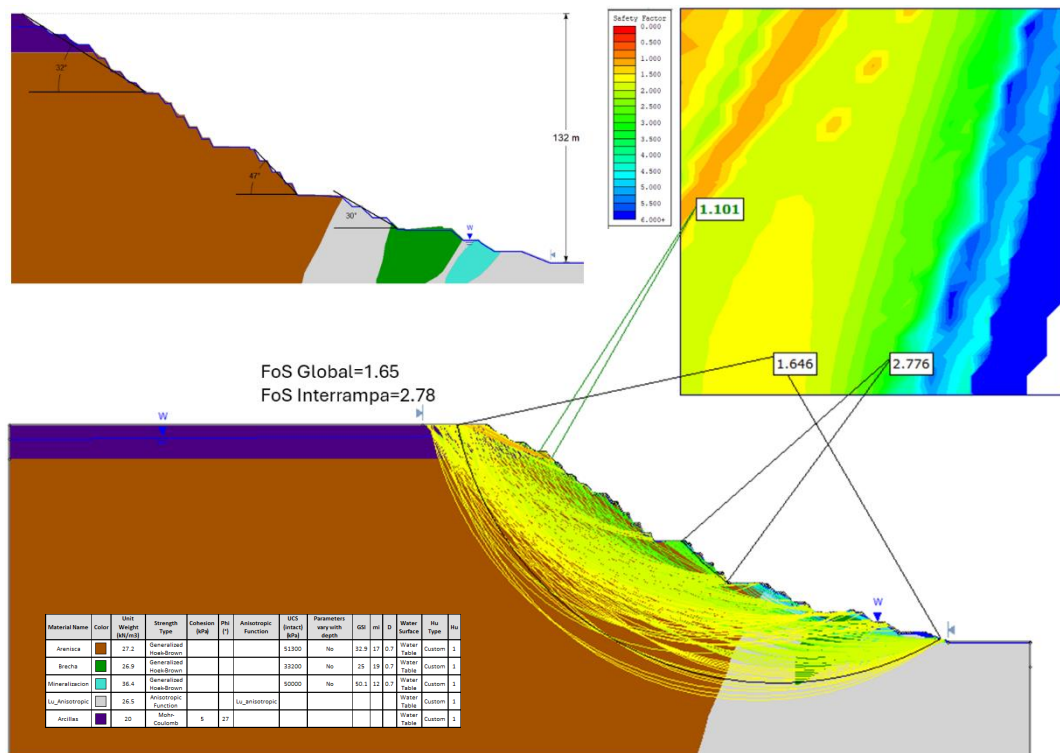
Análisis de Equilibrio límite Sección E Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



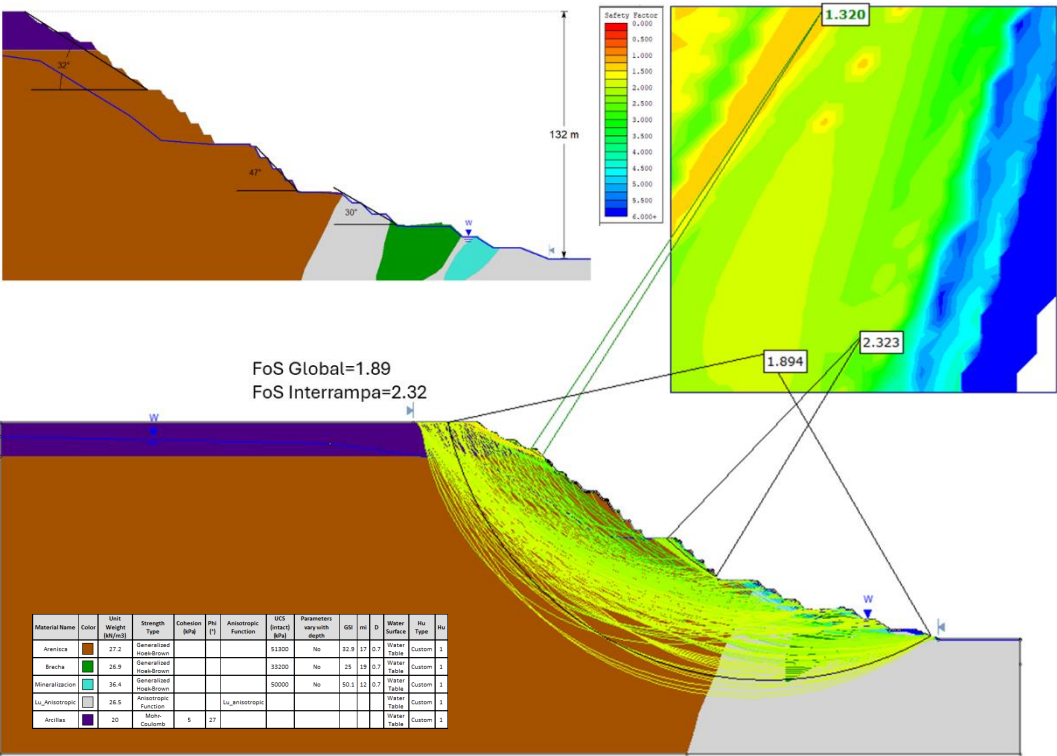
Análisis de Equilibrio límite Sección E Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



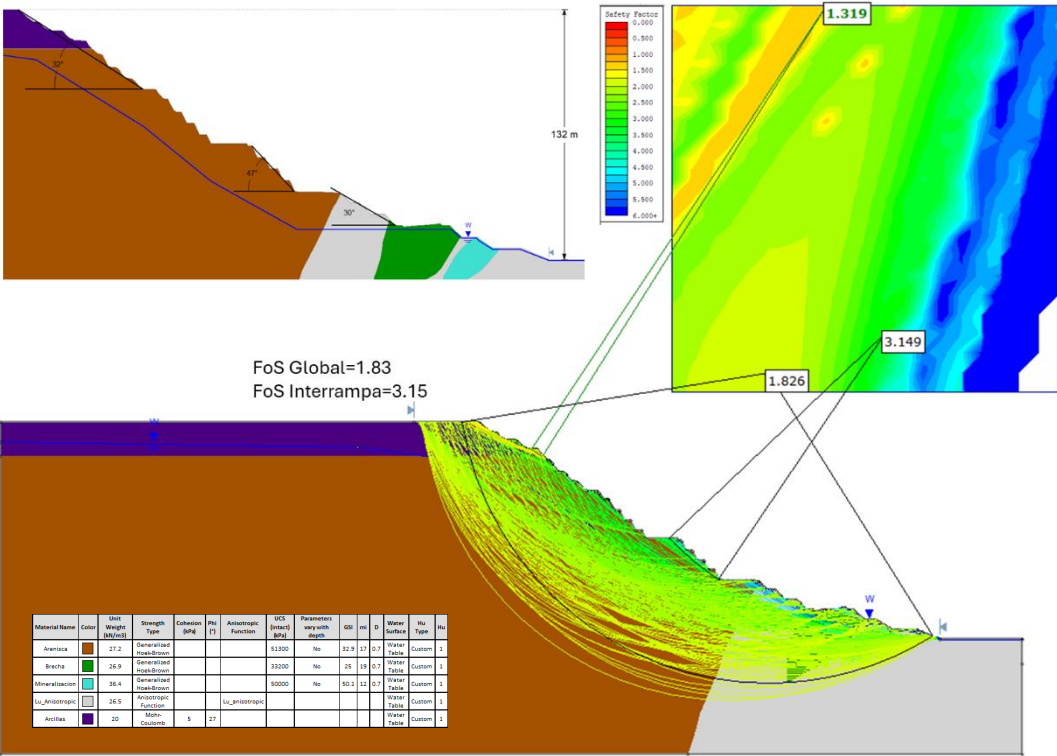
Análisis de Equilibrio límite Sección E Pit Final, Nivel freático primer escenario



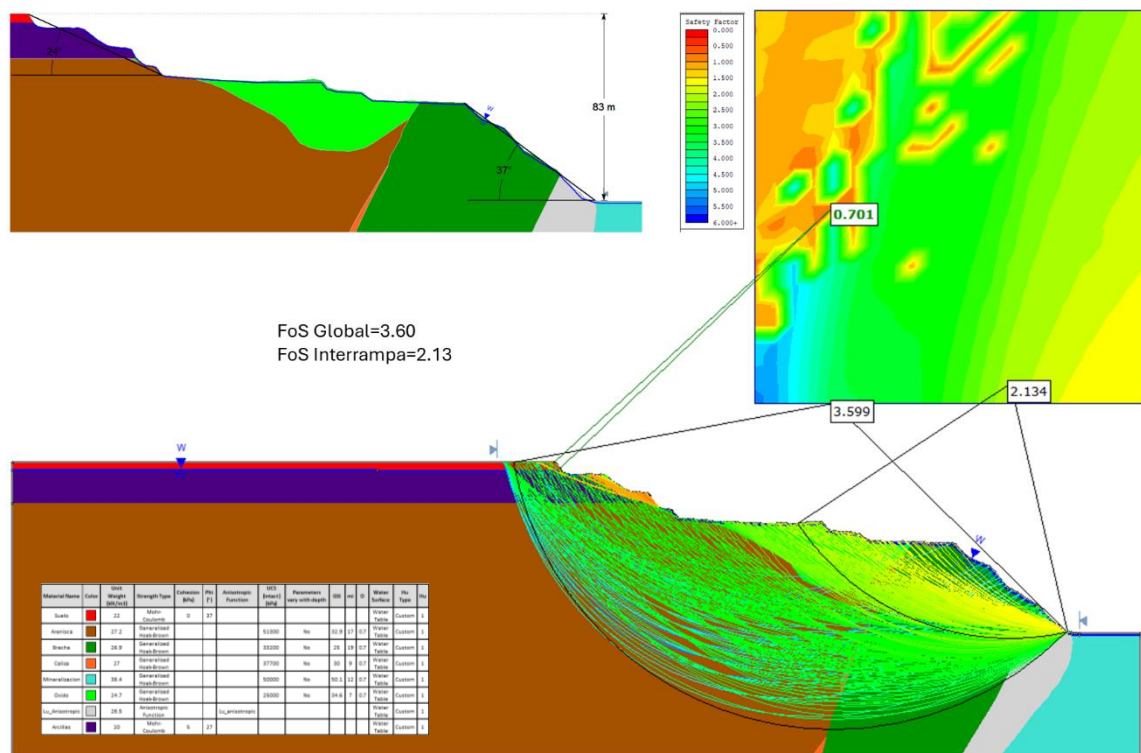
Análisis de Equilibrio límite Sección E Pit Final, Nivel freático segundo escenario



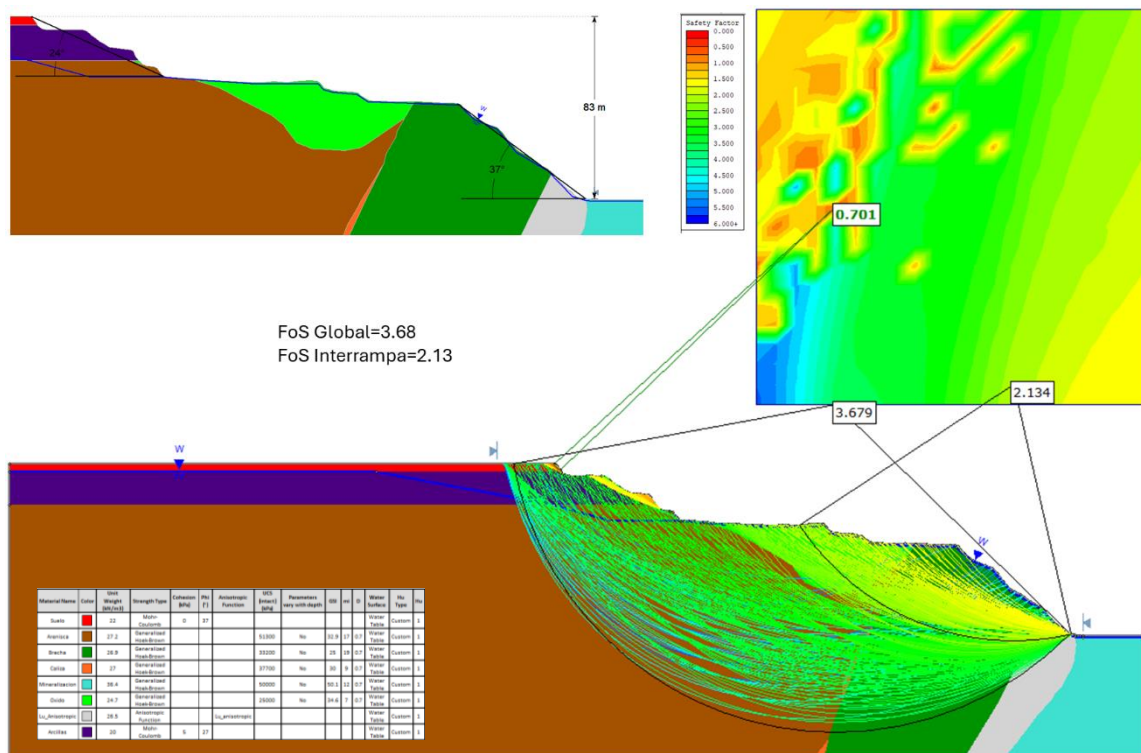
Análisis de Equilibrio límite Sección E Pit Final, Nivel freático tercer escenario



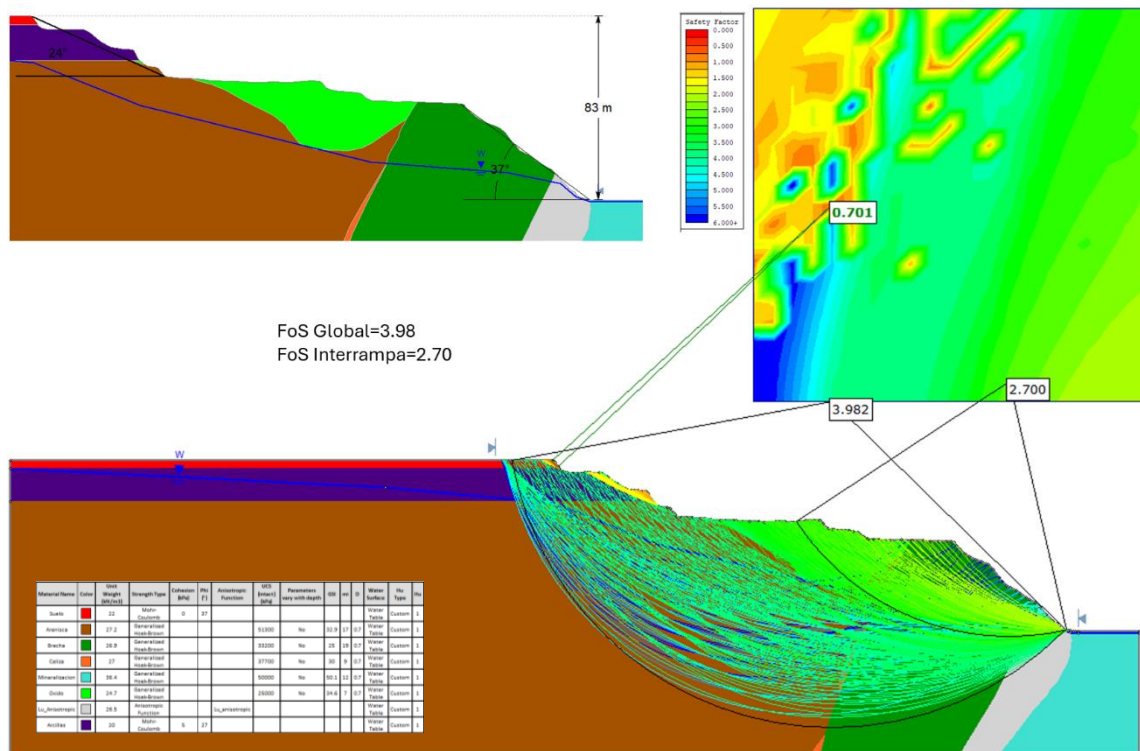
Análisis de Equilibrio límite Sección F Pit Actual, Nivel freático primer escenario



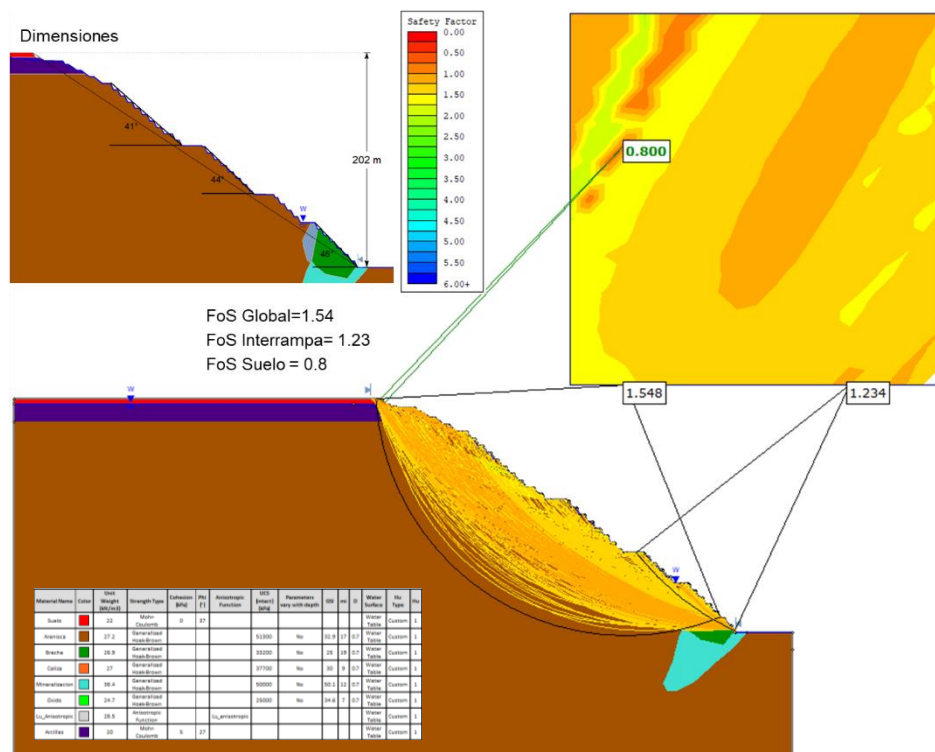
Análisis de Equilibrio límite Sección F Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



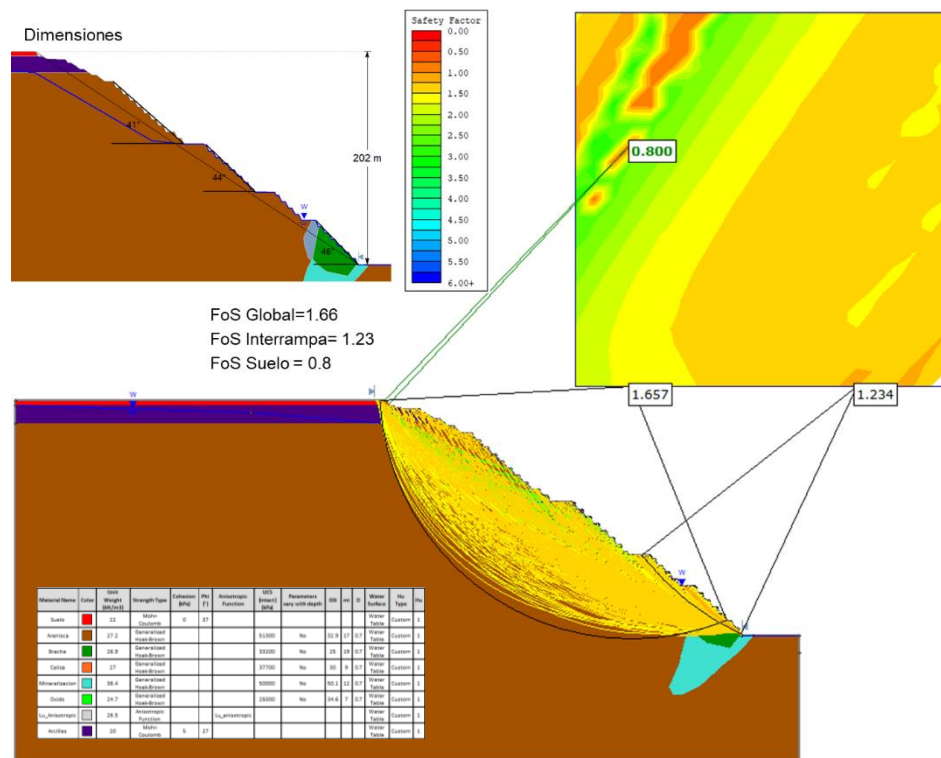
Análisis de Equilibrio límite Sección F Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



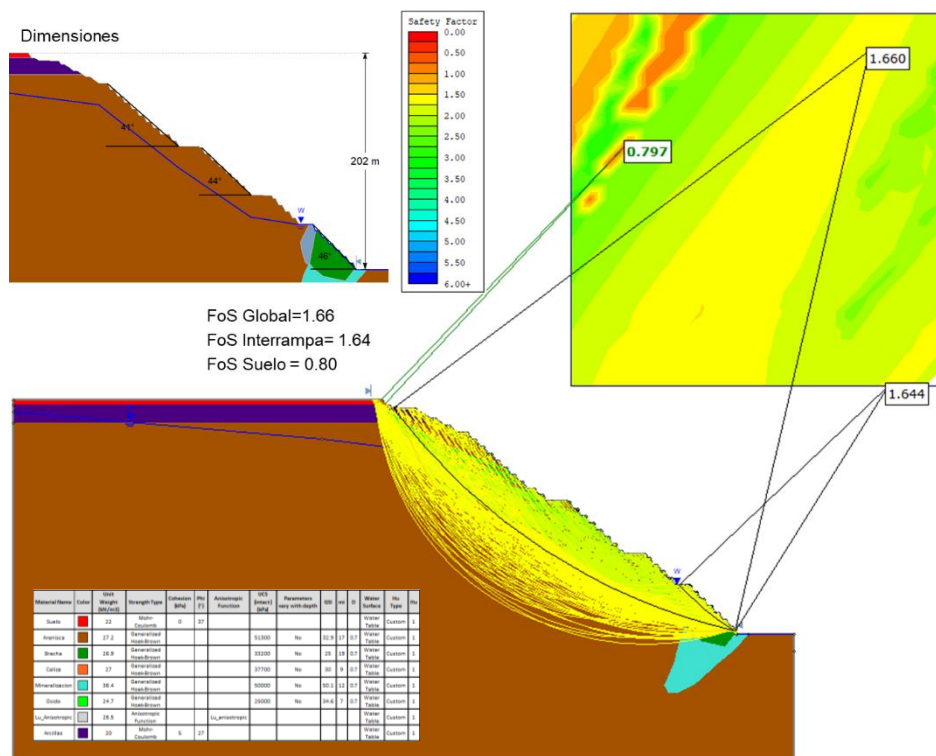
Análisis de Equilibrio límite Sección F Pit Final, Nivel freático primer escenario



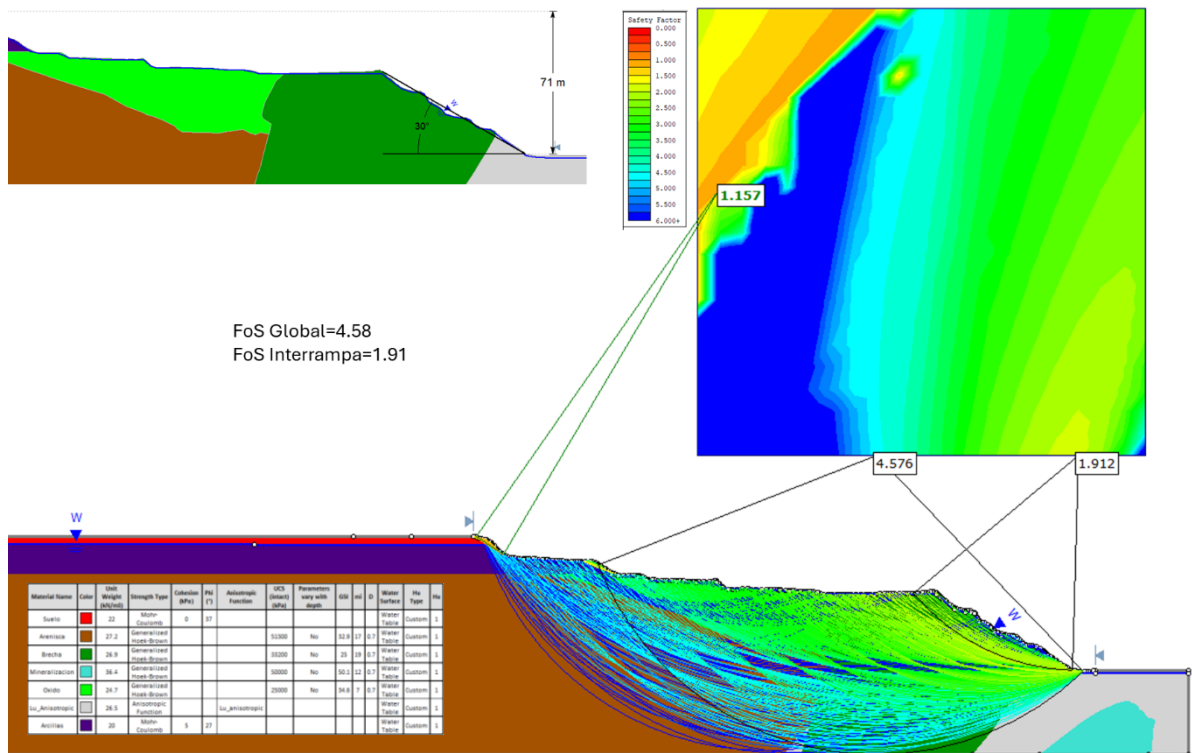
Análisis de Equilibrio límite Sección F Pit Final, Nivel freático segundo escenario



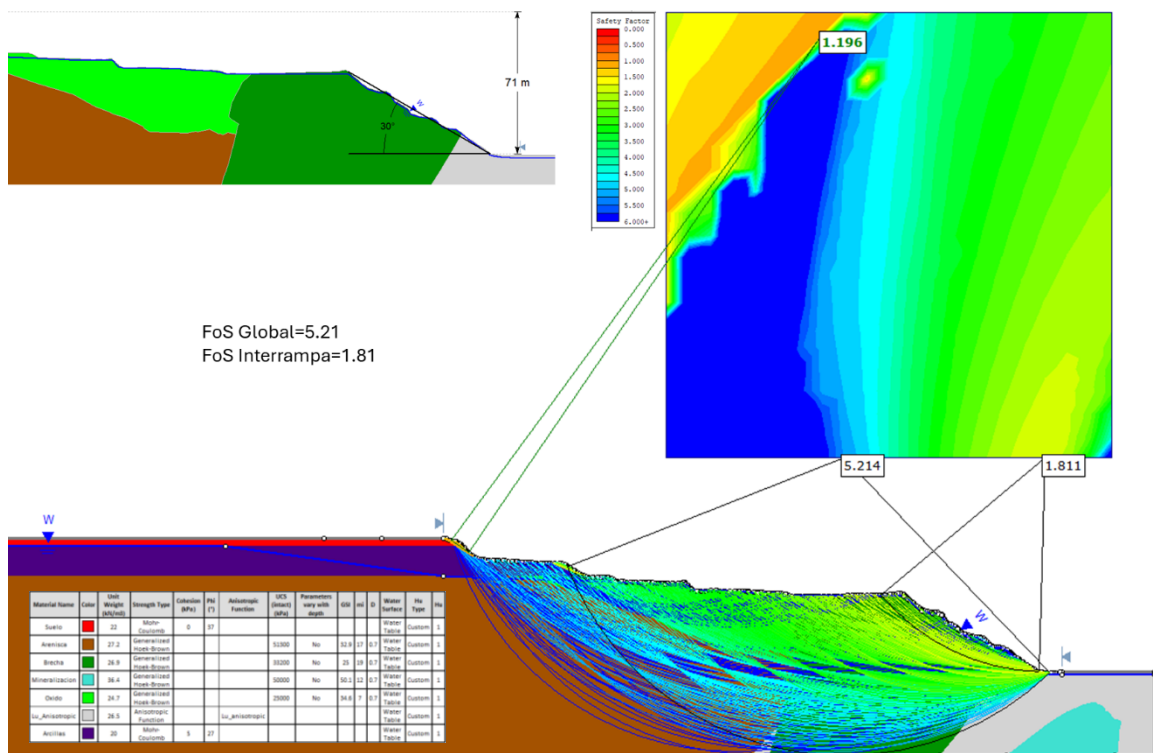
Análisis de Equilibrio límite Sección F Pit Final, Nivel freático tercer escenario



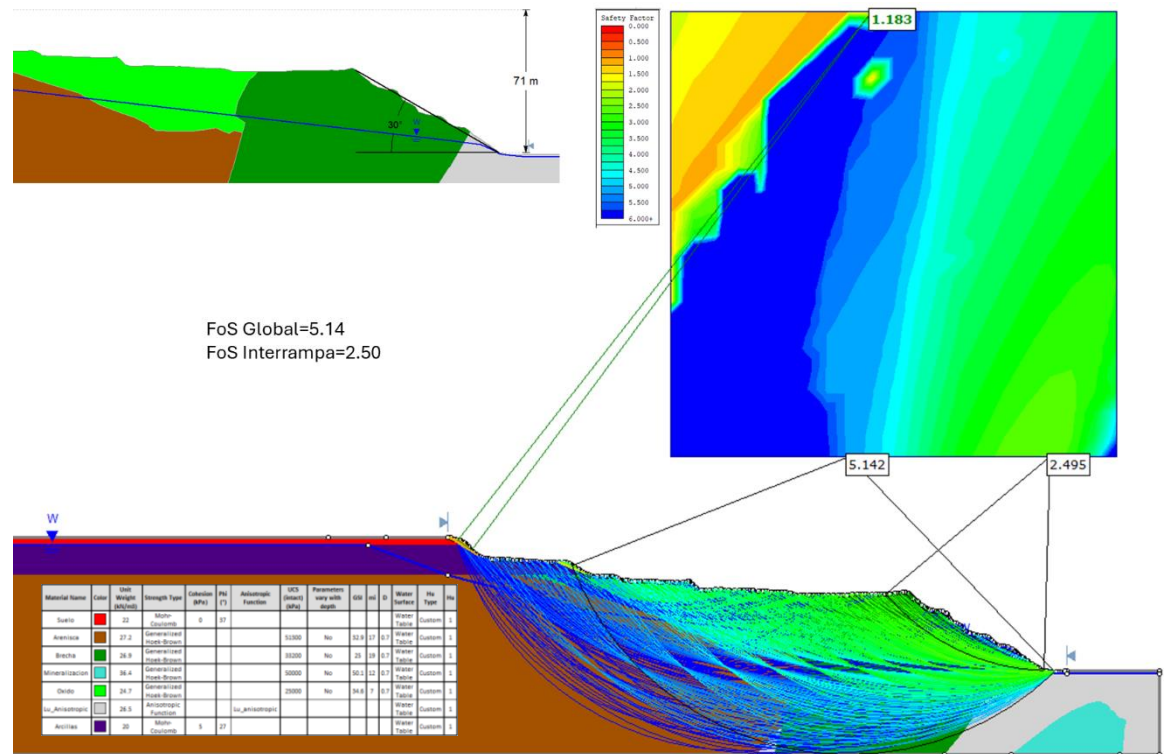
Análisis de Equilibrio límite Sección G Pit Actual, Nivel freático primer escenario



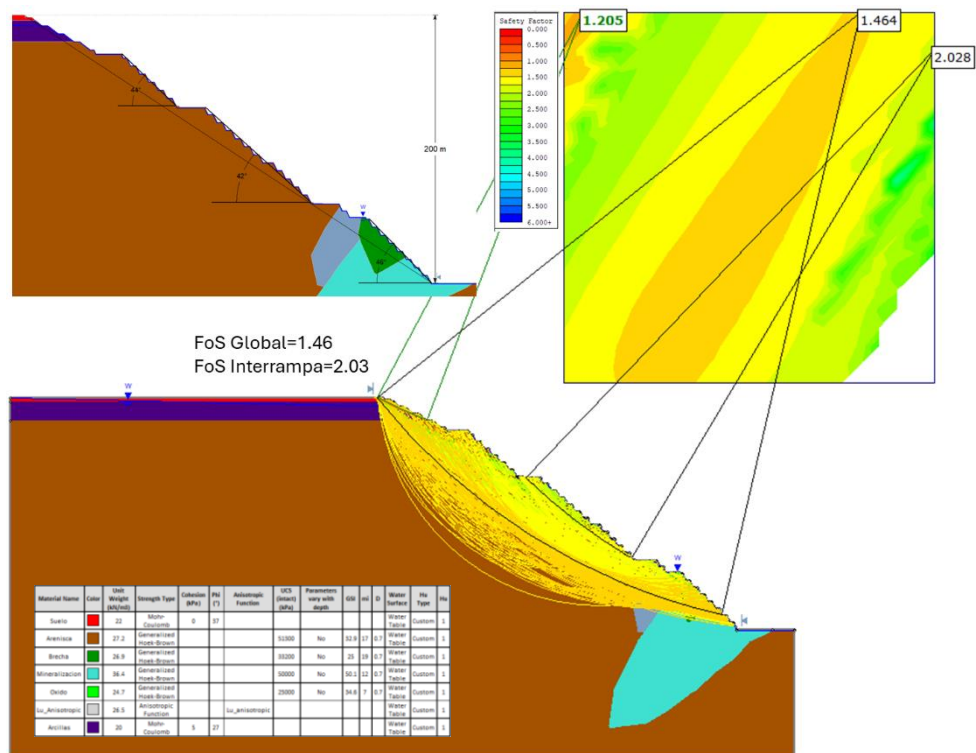
Análisis de Equilibrio límite Sección G Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



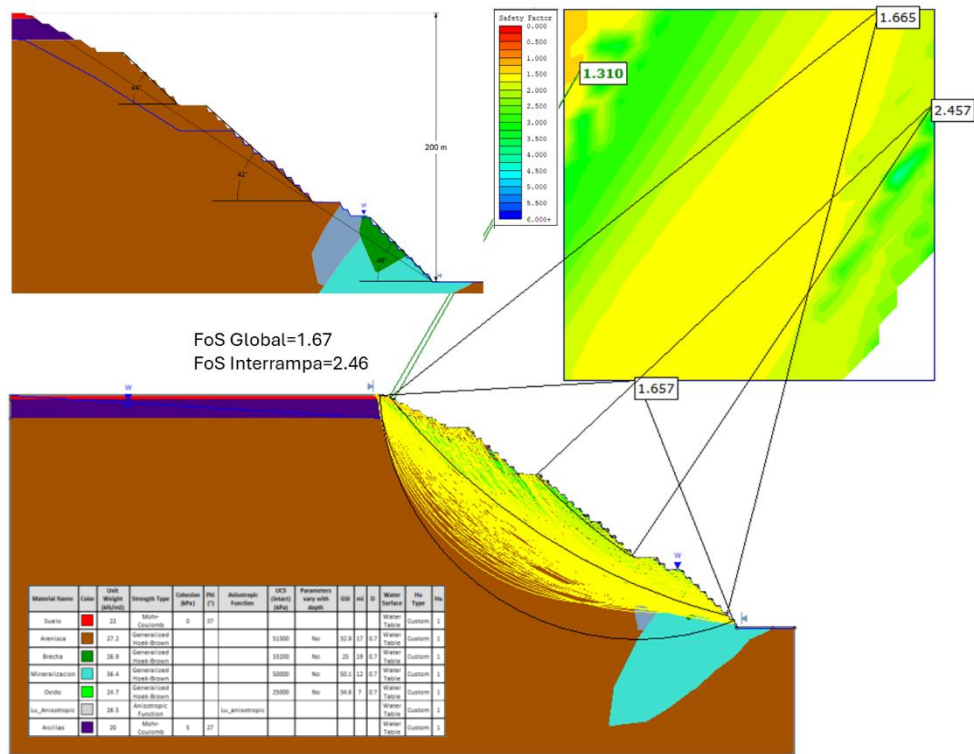
Análisis de Equilibrio límite Sección G Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



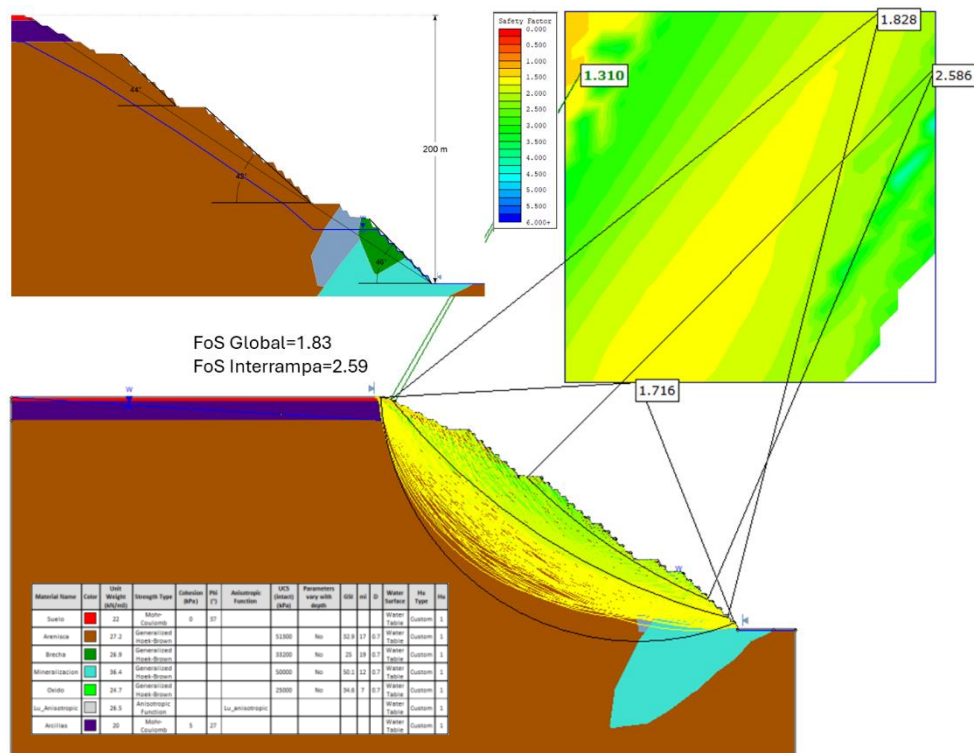
Análisis de Equilibrio límite Sección G Pit Final, Nivel freático primer escenario



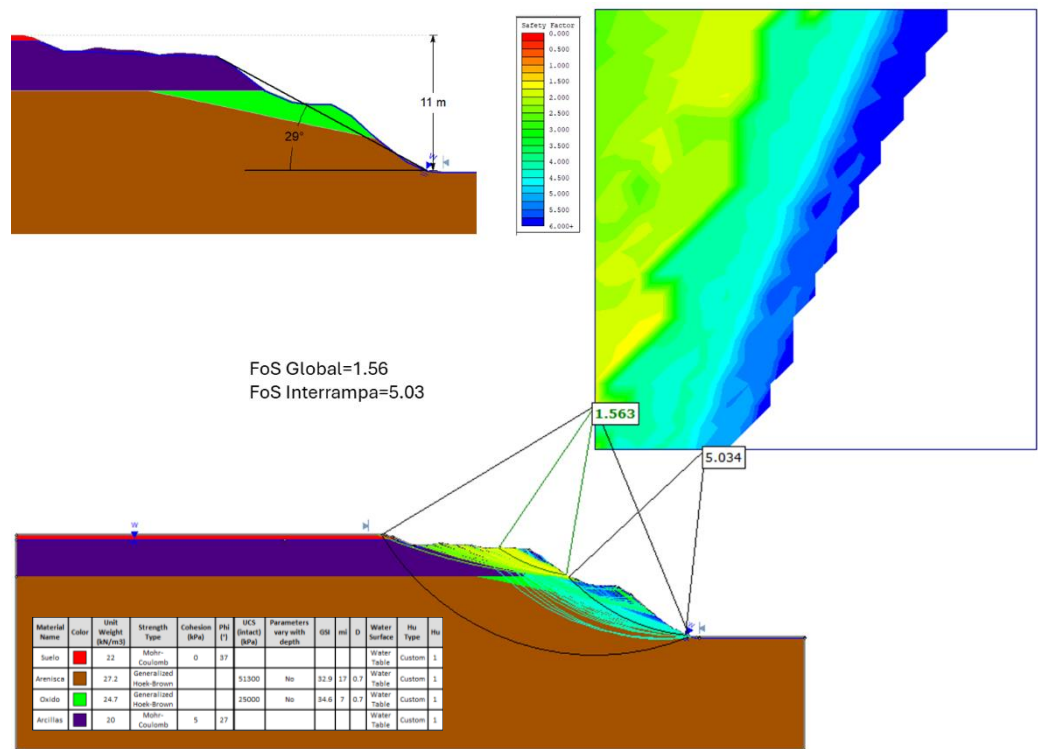
Análisis de Equilibrio límite Sección G Pit Final, Nivel freático segundo escenario



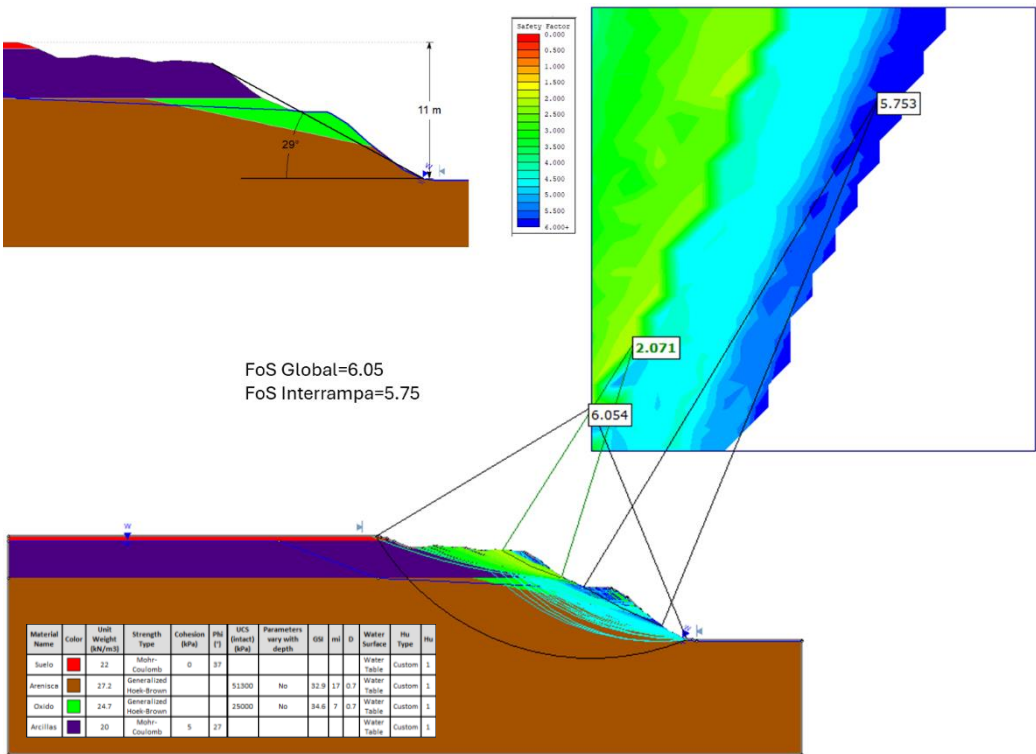
Análisis de Equilibrio límite Sección G Pit Final, Nivel freático tercer escenario



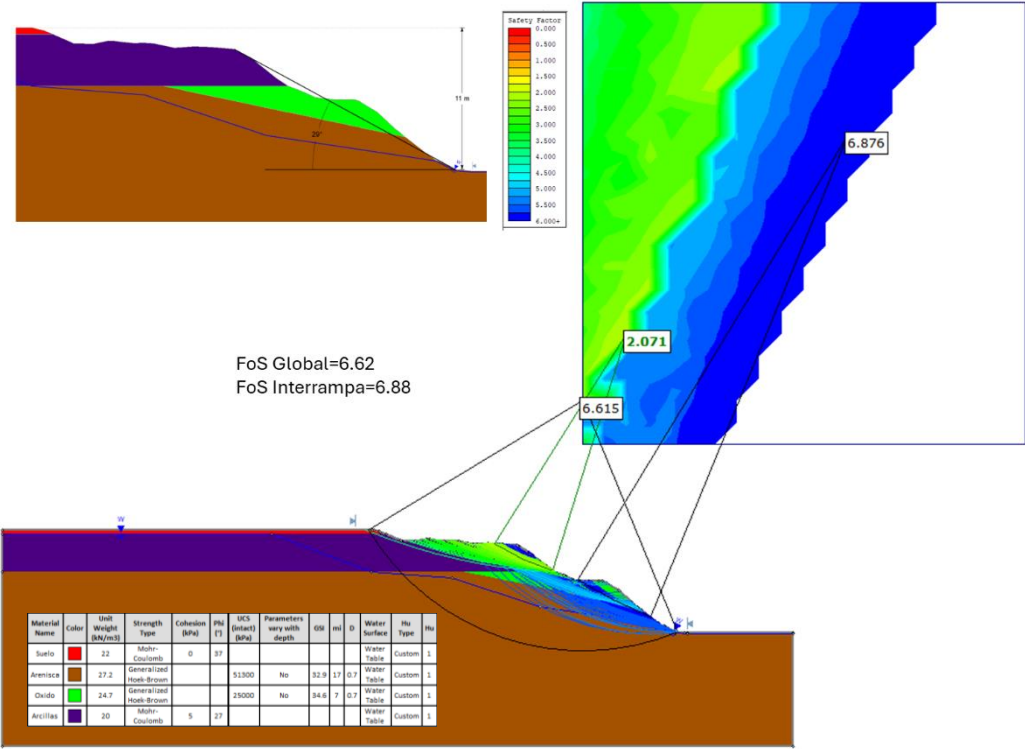
Análisis de Equilibrio límite Sección H Pit Actual, Nivel freático primer escenario



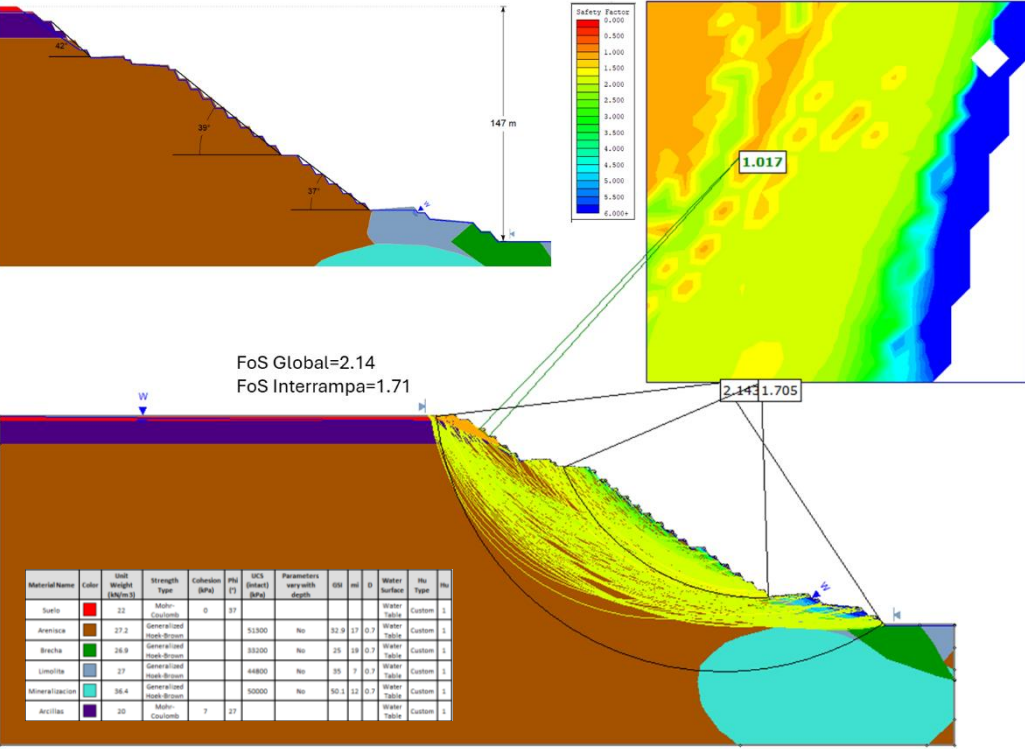
Análisis de Equilibrio límite Sección H Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



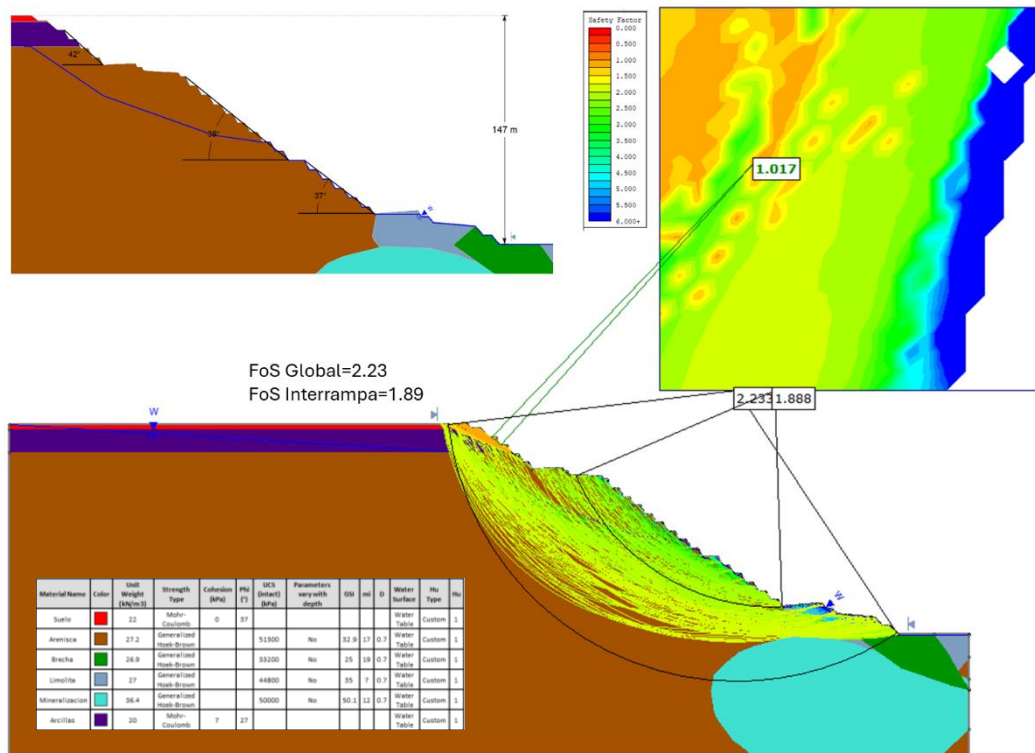
Análisis de Equilibrio límite Sección H Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



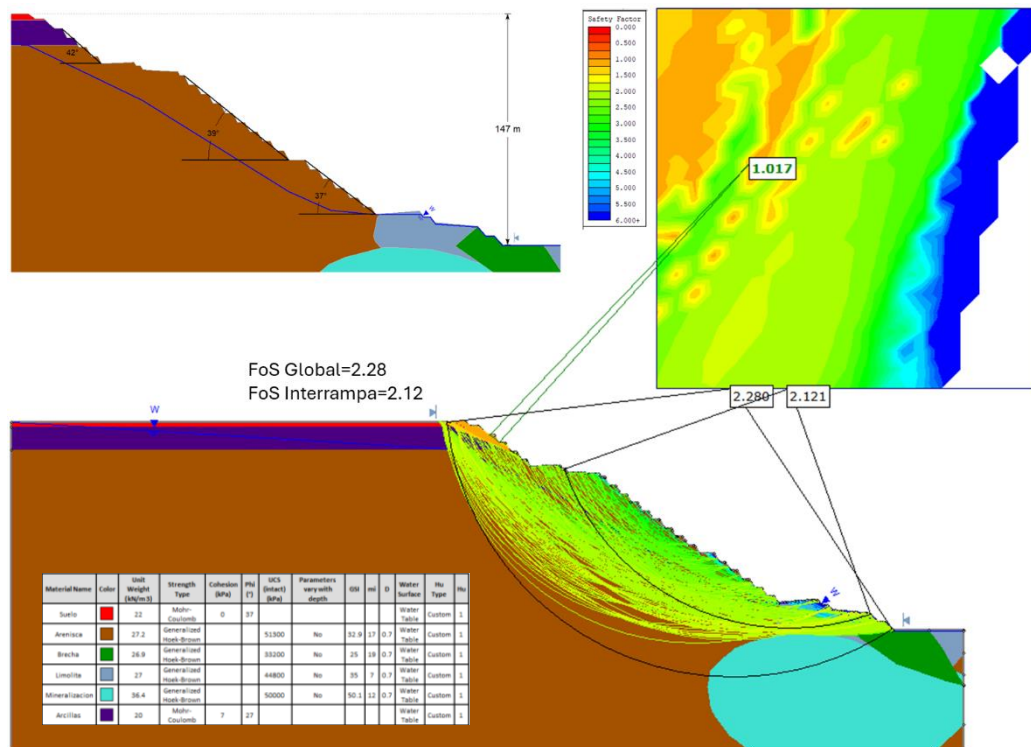
Análisis de Equilibrio límite Sección H Pit Final, Nivel freático primer escenario



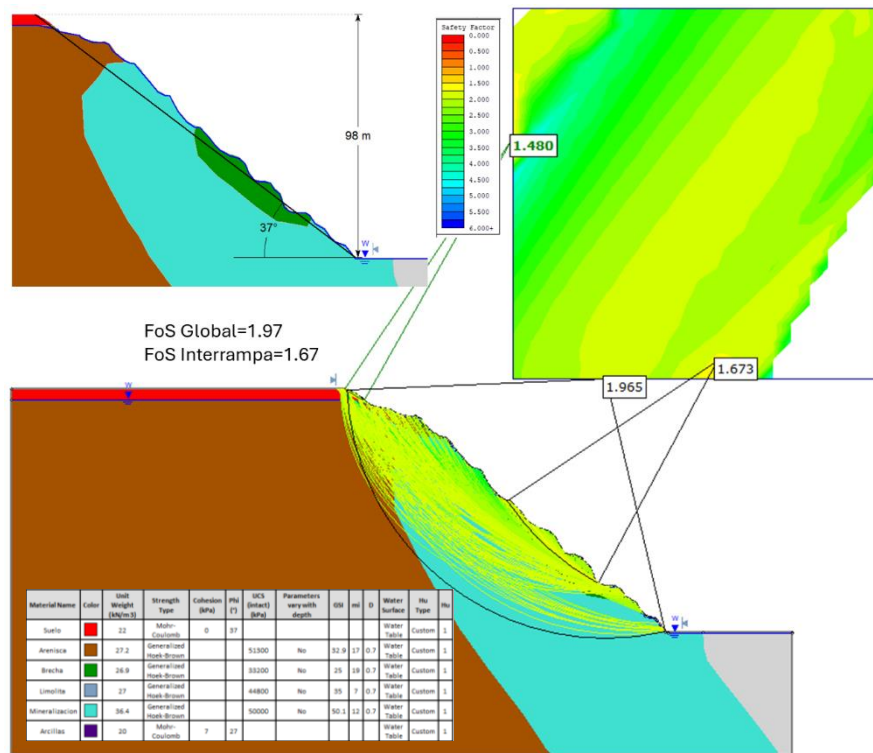
Análisis de Equilibrio límite Sección H Pit Final, Nivel freático segundo escenario



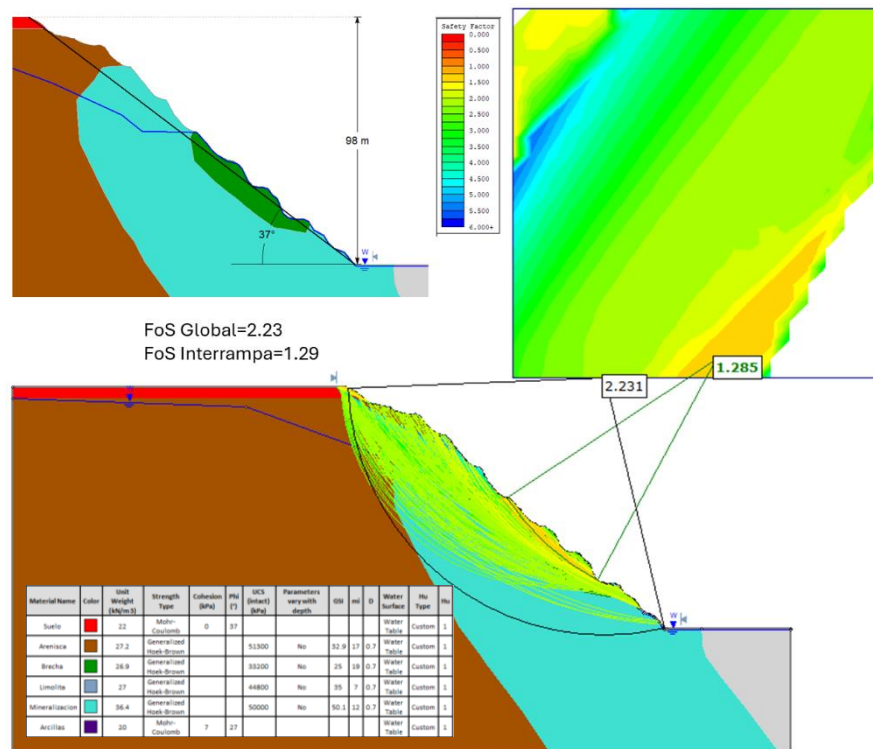
Análisis de Equilibrio límite Sección H Pit Final, Nivel freático tercer escenario



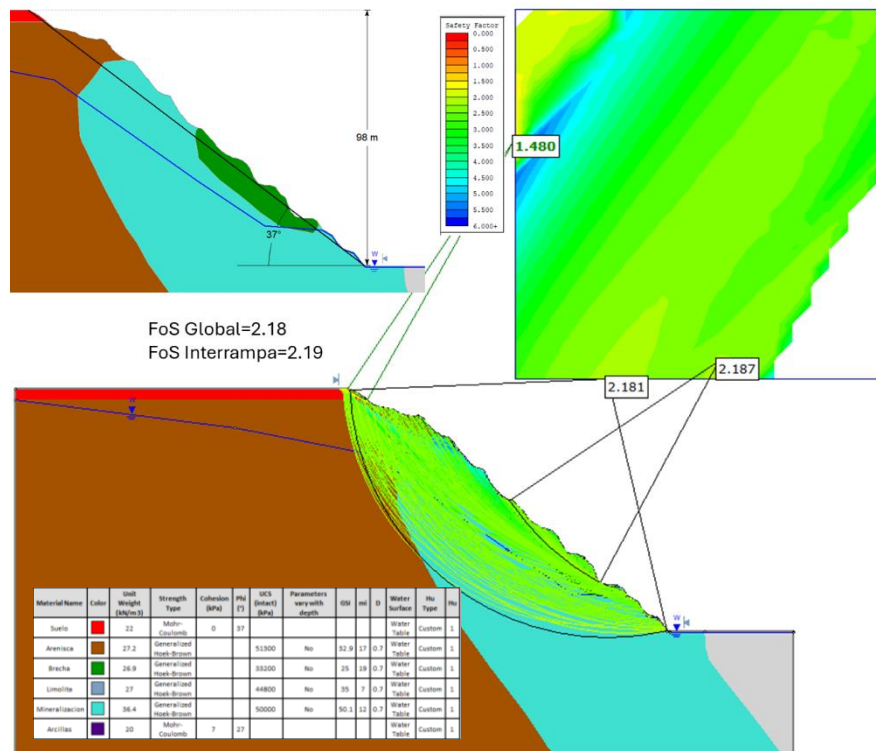
Análisis de Equilibrio límite Sección I Pit Actual, Nivel freático primer escenario



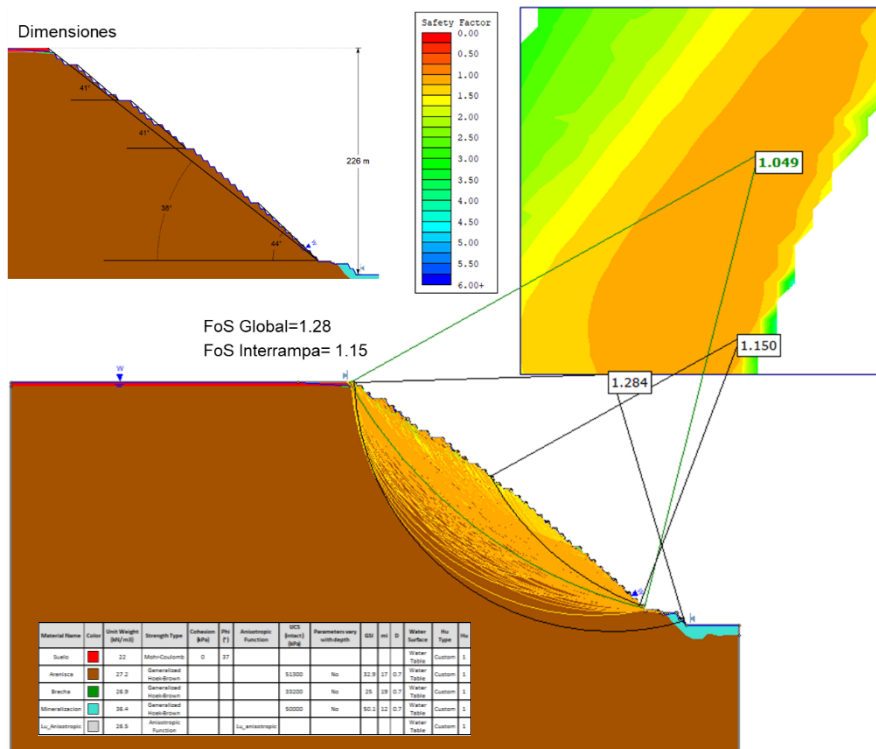
Análisis de Equilibrio límite Sección I Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



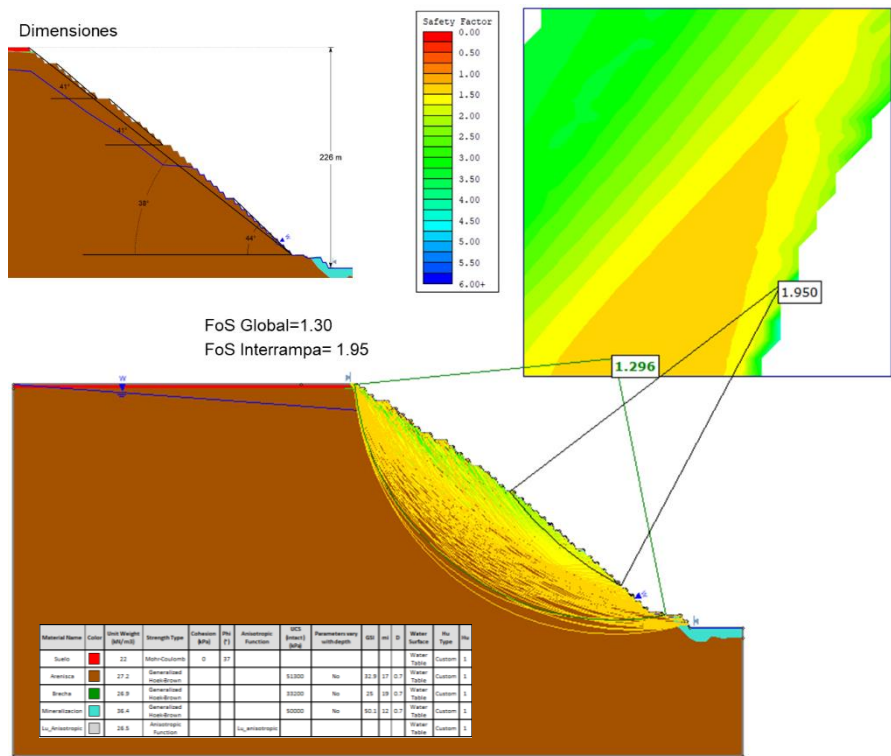
Análisis de Equilibrio límite Sección I Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



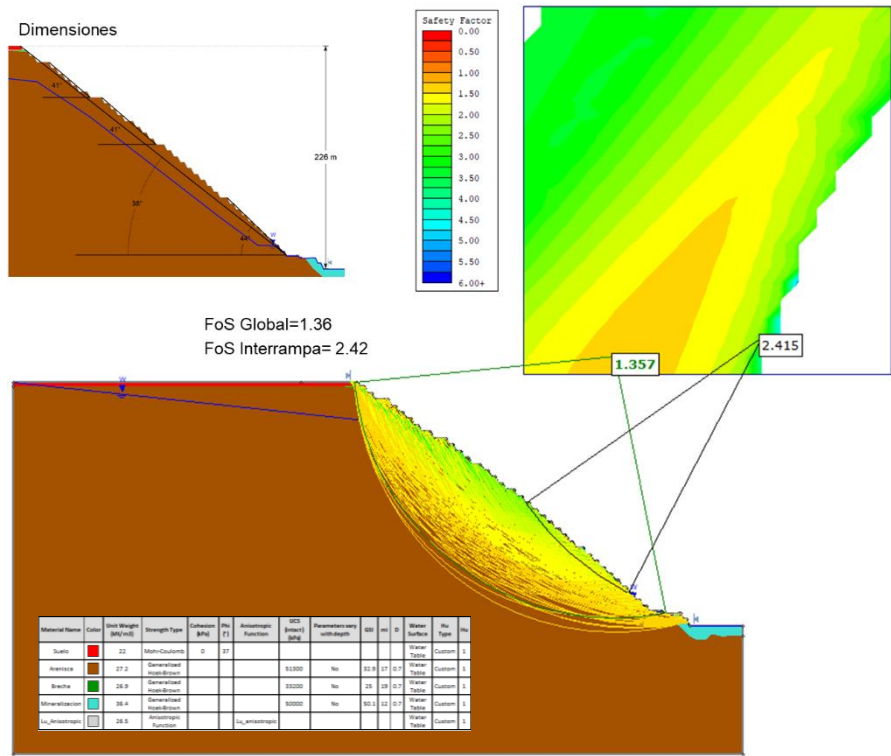
Análisis de Equilibrio límite Sección I Pit Final, Nivel freático primer escenario



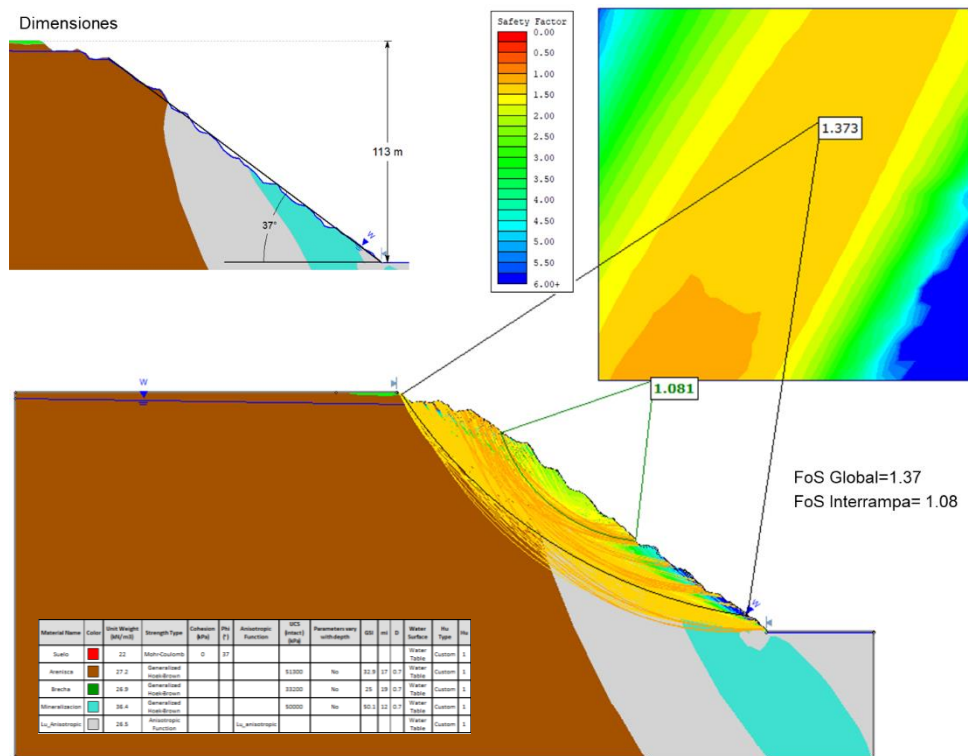
Análisis de Equilibrio límite Sección I Pit Final, Nivel freático segundo escenario



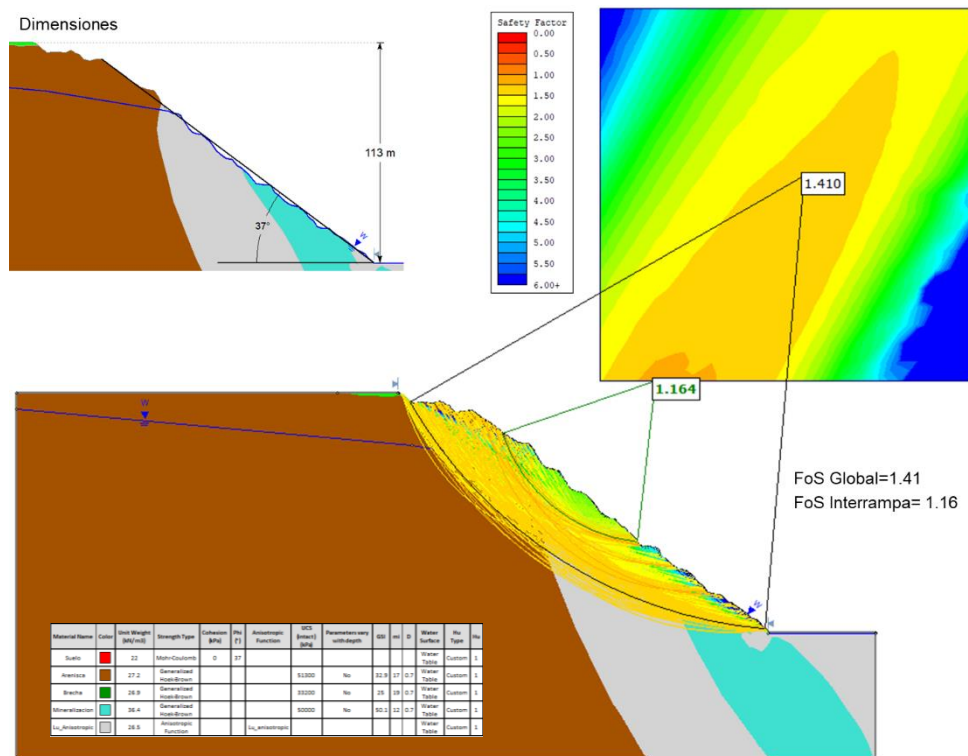
Análisis de Equilibrio límite Sección I Pit Final, Nivel freático tercer escenario



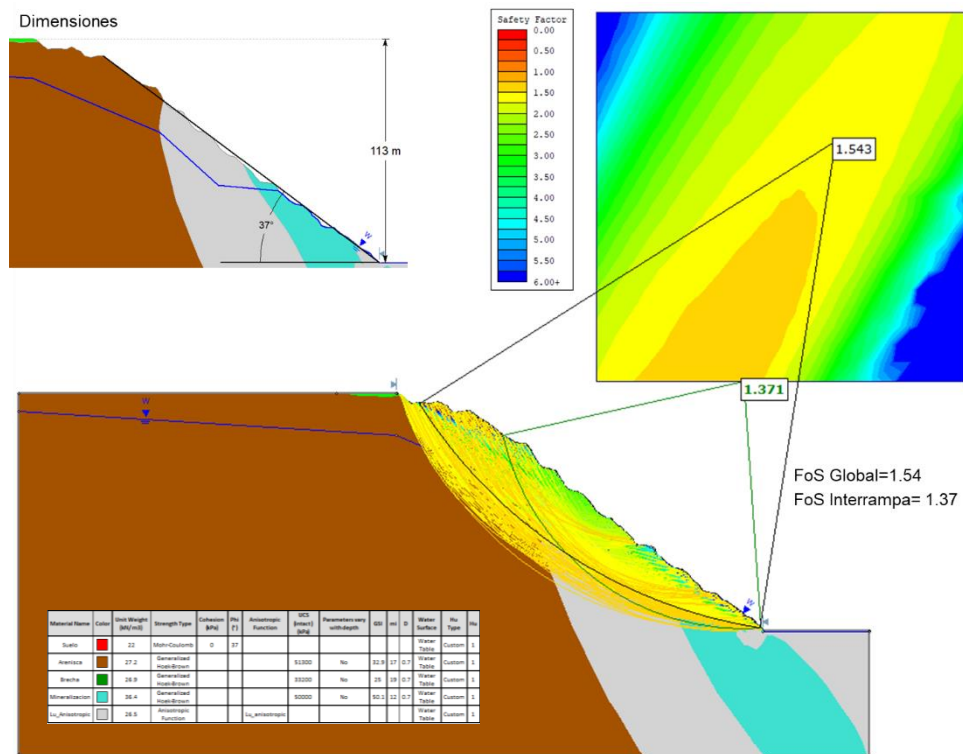
Análisis de Equilibrio límite Sección J Pit Actual, Nivel freático primer escenario



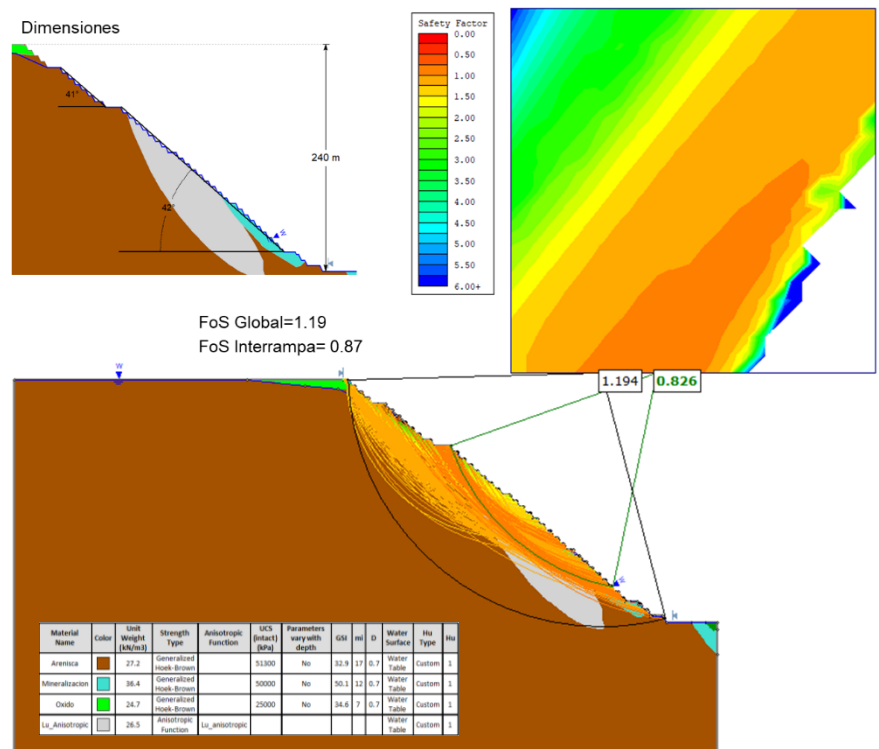
Análisis de Equilibrio límite Sección J Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



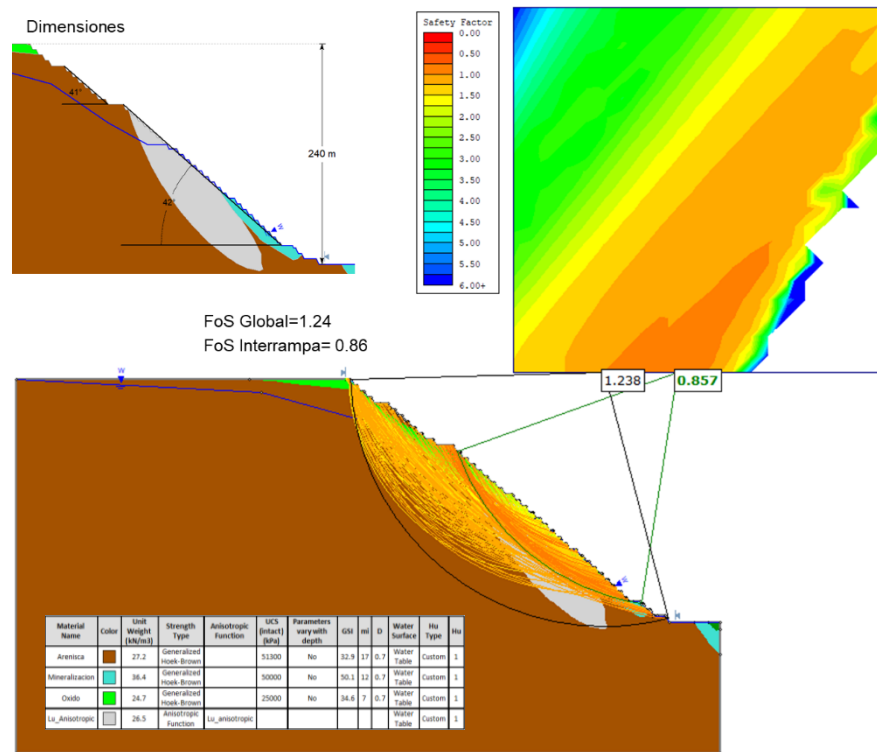
Análisis de Equilibrio límite Sección J Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



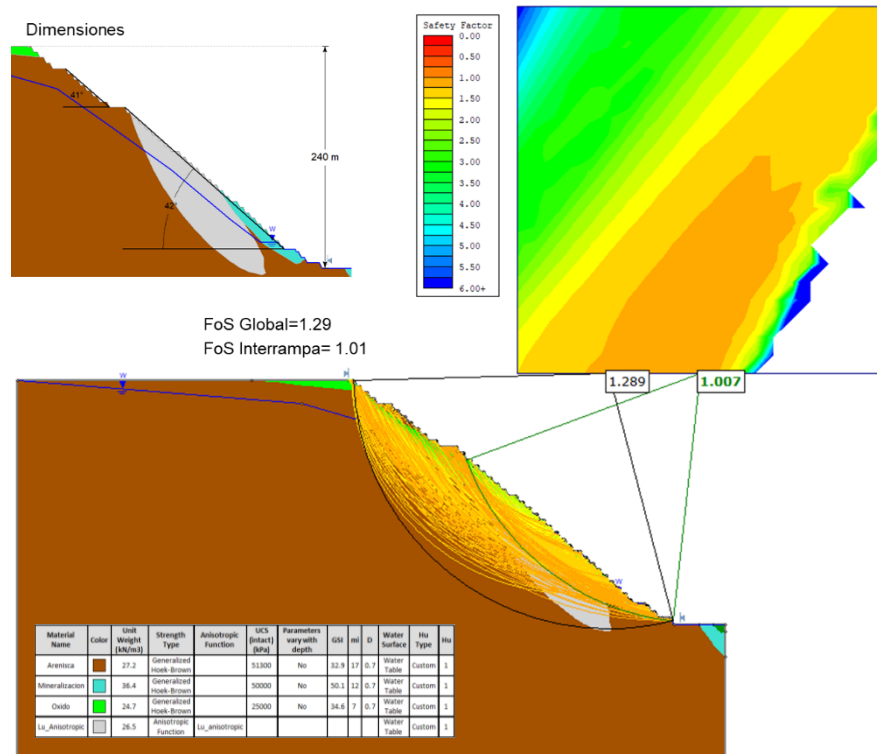
Análisis de Equilibrio límite Sección J Pit Final, Nivel freático primer escenario



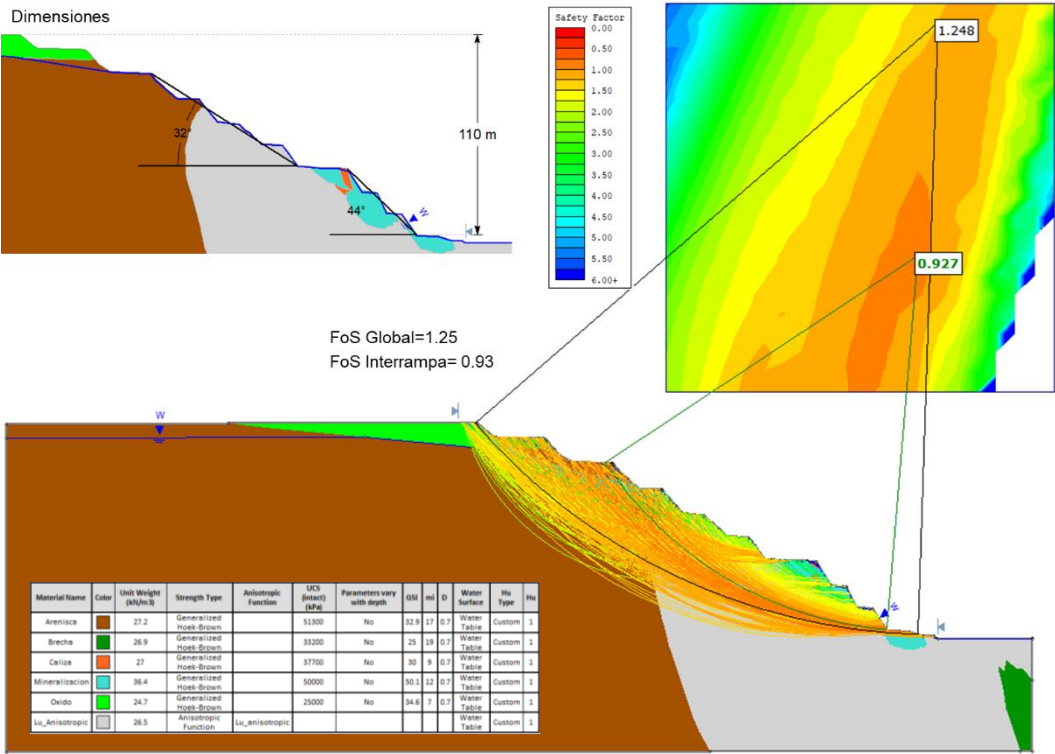
Análisis de Equilibrio límite Sección J Pit Final, Nivel freático segundo escenario



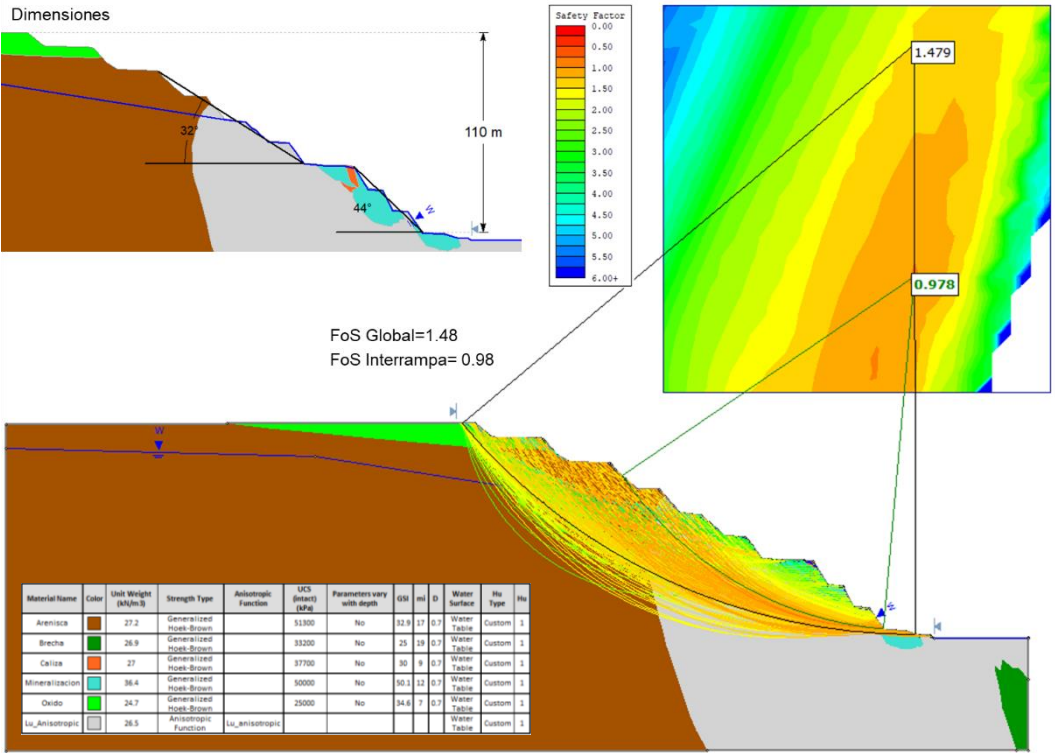
Análisis de Equilibrio límite Sección J Pit Final, Nivel freático tercer escenario



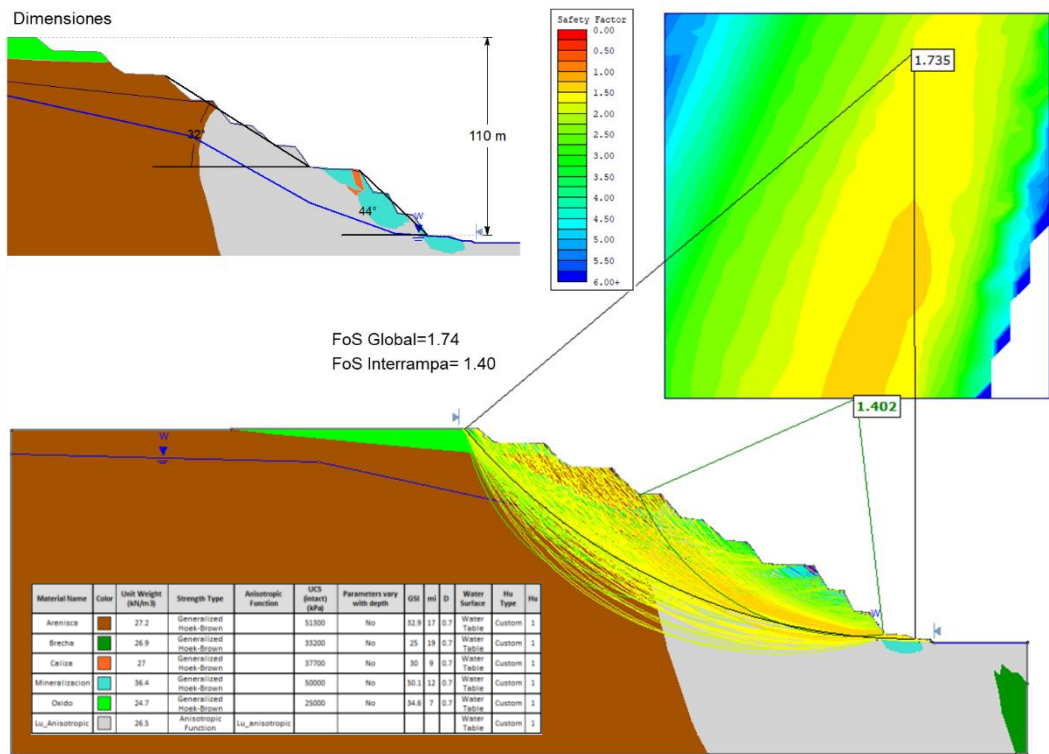
Análisis de Equilibrio límite Sección K Pit Actual, Nivel freático primer escenario



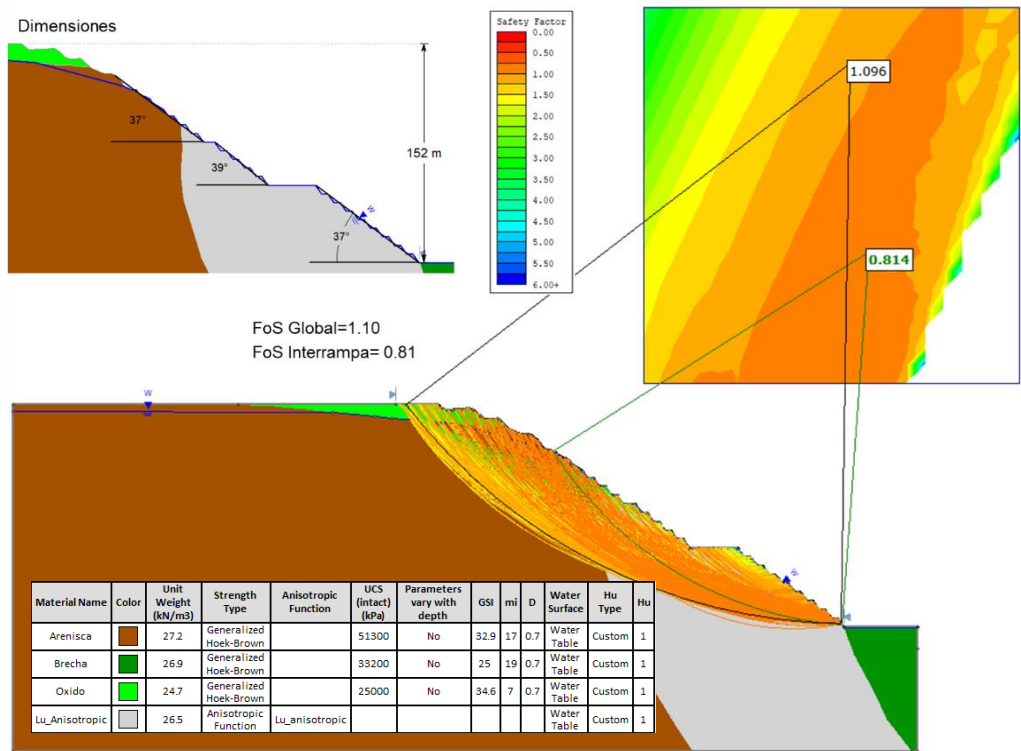
Análisis de Equilibrio límite Sección K Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



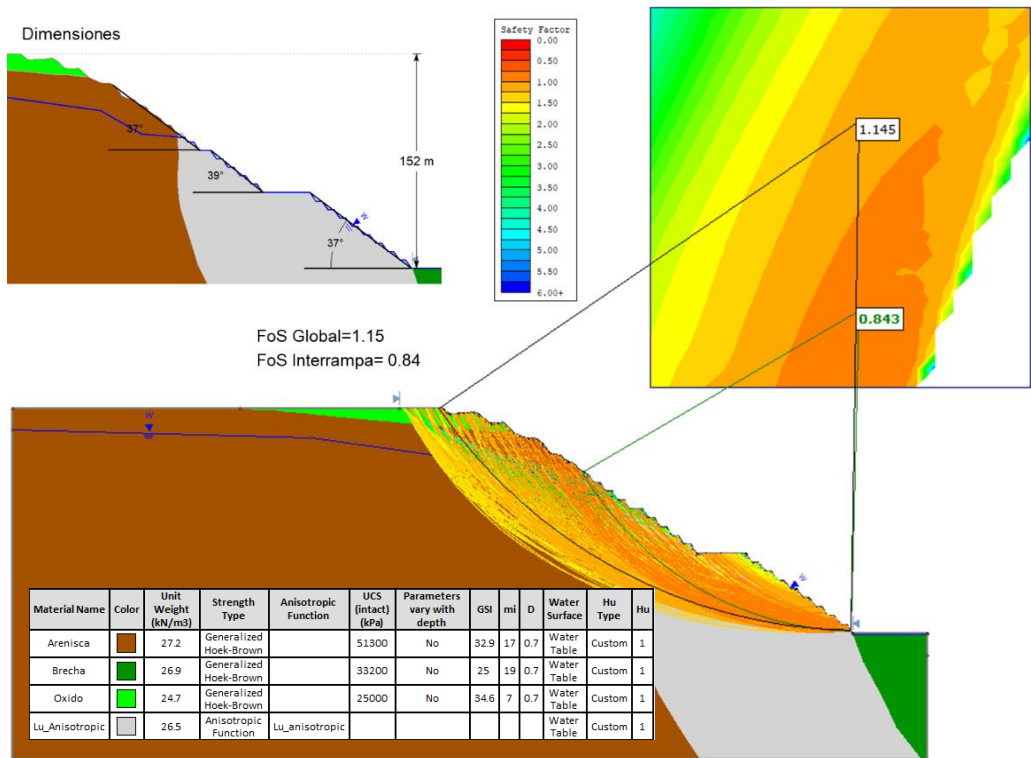
Análisis de Equilibrio límite Sección K Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



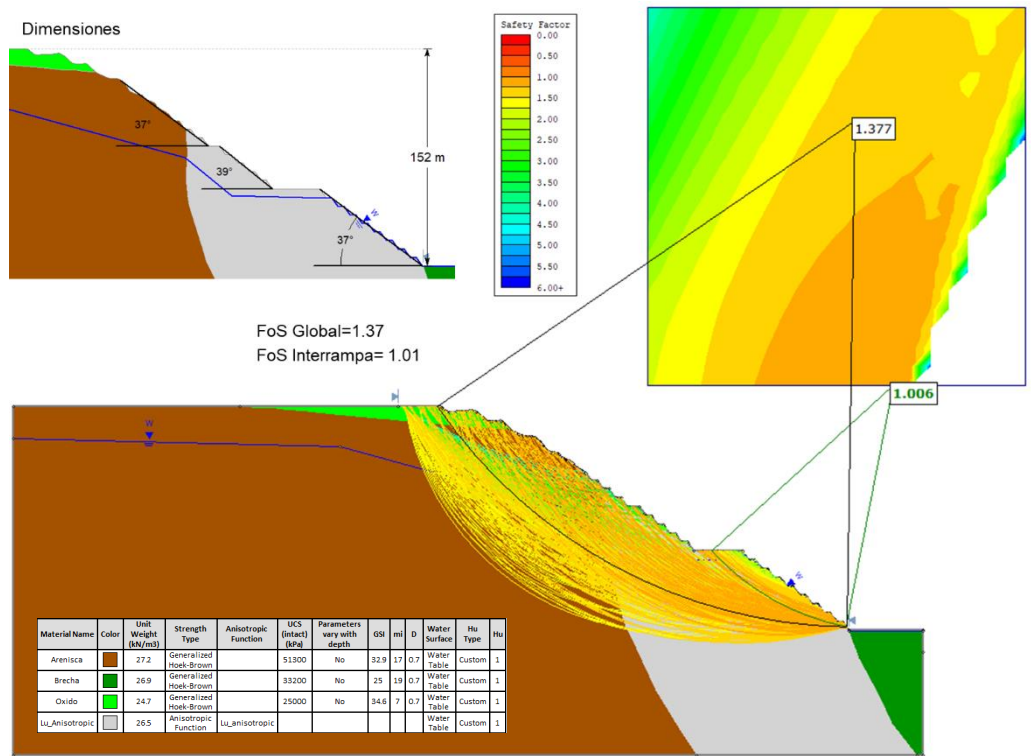
Análisis de Equilibrio límite Sección K Pit Final, Nivel freático primer escenario



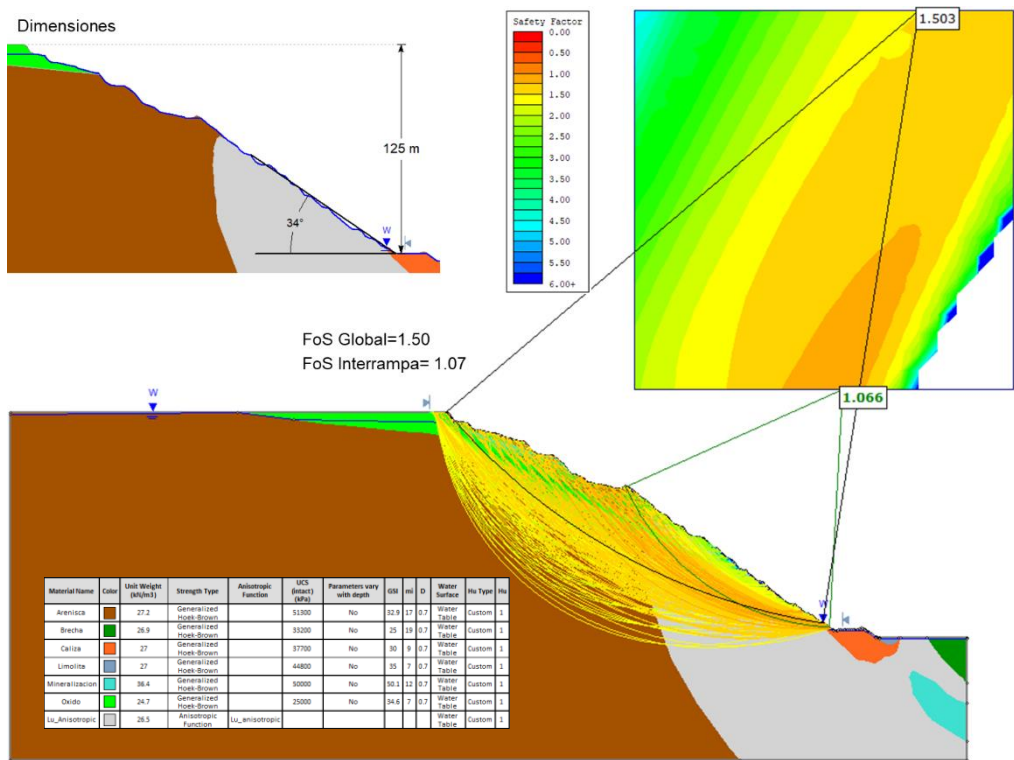
Análisis de Equilibrio límite Sección K Pit Final, Nivel freático segundo escenario



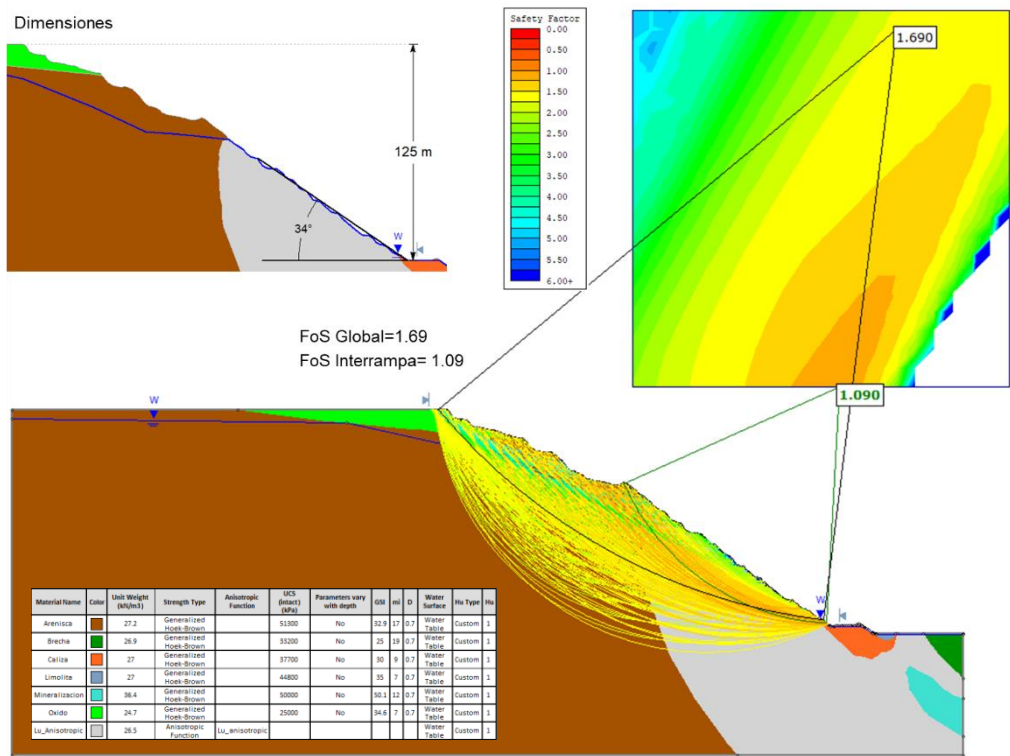
Análisis de Equilibrio límite Sección K Pit Final, Nivel freático tercer escenario



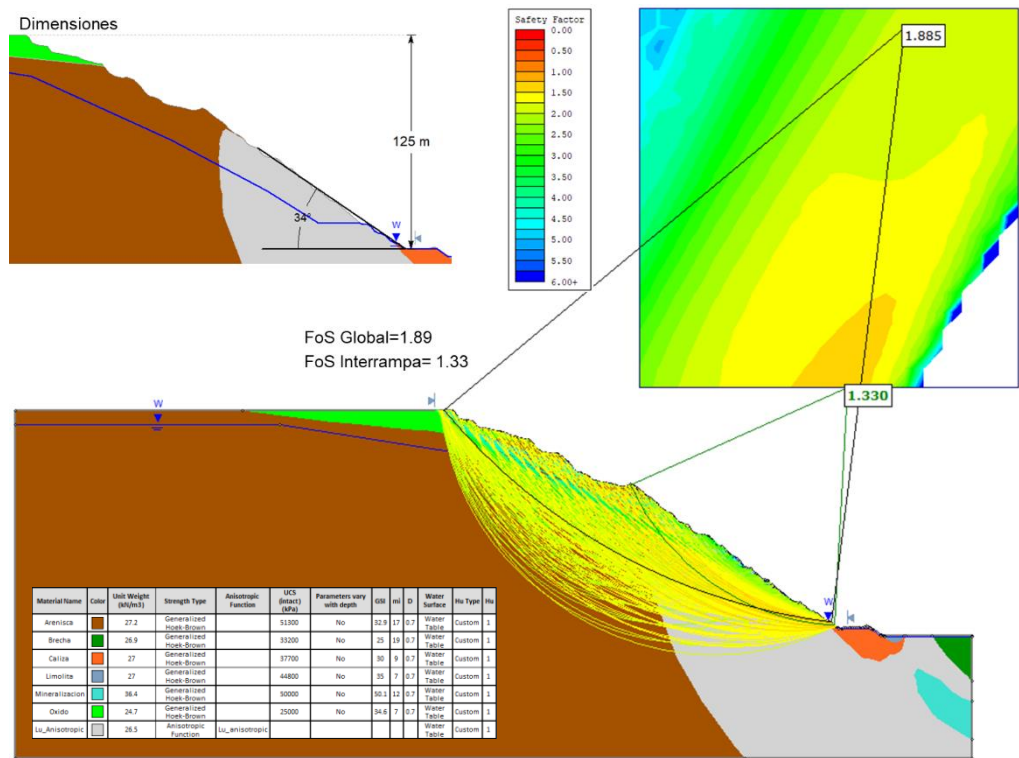
Análisis de Equilibrio límite Sección L Pit Actual, Nivel freático primer escenario



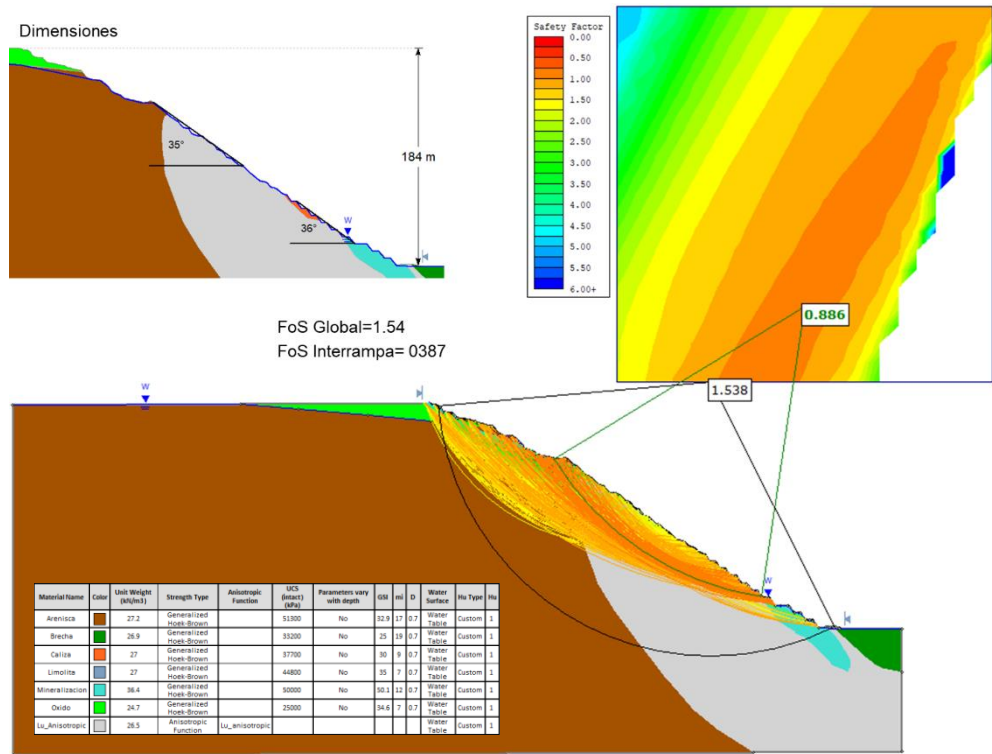
Análisis de Equilibrio límite Sección L Pit Actual, Nivel freático segundo escenario



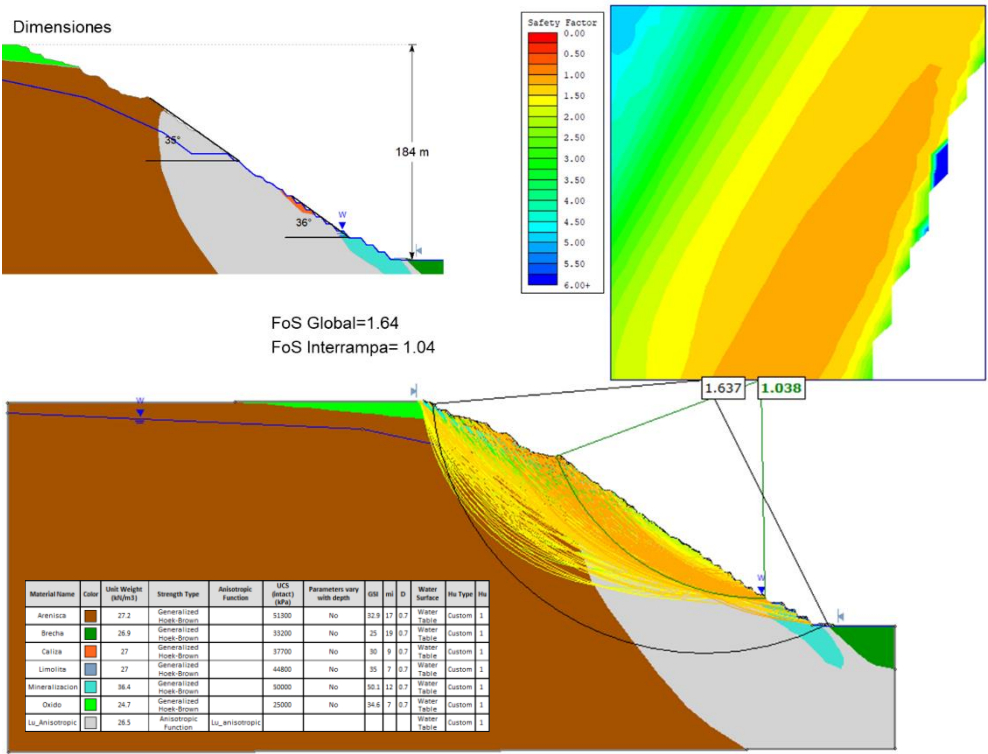
Análisis de Equilibrio Límite Sección L Pit Actual, Nivel freático tercer escenario



Análisis de Equilibrio Límite Sección L Pit Final, Nivel freático primer escenario



Análisis de Equilibrio límite Sección L Pit Final, Nivel freático segundo escenario



Análisis de Equilibrio límite Sección L Pit Final, Nivel freático tercer escenario

