



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**PROPUESTA Y EVALUACIÓN DE DISEÑO MINERO A CIELO ABIERTO PARA EL
YACIMIENTO IOCG LA ESTRELLA DE PEQUEÑA MINERÍA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

LUCAS IGNACIO FUENZALIDA JORQUERA

PROFESORA GUÍA:
KIMIE SUZUKI MORALES

PROFESOR CO-GUÍA:
BRIAN TOWNLEY CALLEJAS

COMISIÓN:
NADIA MERY GUERRERO

SANTIAGO DE CHILE
2022

PROPUESTA Y EVALUACIÓN DE DISEÑO MINERO A CIELO ABIERTO PARA EL YACIMIENTO IOCG LA ESTRELLA DE PEQUEÑA MINERÍA

El yacimiento IOCG La Estrella se encuentra ubicado en la Región de Atacama, 20 km al suroeste de Vallenar. El yacimiento es polimetálico pero su principal mena es el mineral de hierro magnetita con concentraciones medias del 67.225 % y una estimación de recursos que define un rango de 2.16 a 4.69 Mt de mineral. Actualmente la operación minera desarrollada en La Estrella es de pequeña minería en donde el mineral se extrae mediante galerías subterráneas, siendo solo comercializado el oro dado que reporta mayores ganancias económicas. Dada la situación anterior, el objetivo principal del presente trabajo consiste en generar una propuesta de diseño minero a cielo abierto que permita transicionar de la pequeña minería subterránea actual hacia un rajo, para así aumentar la productividad de la mina y reducir los costos asociados a su extracción, generando un escenario económico más rentable para el propietario minero.

En el presente trabajo se aborda un componente investigativo relacionado a las operaciones de pequeña minería de Chile, donde se investiga sobre la realidad actual de dichas operaciones, y luego, se prosigue con la generación de los modelos de recursos del yacimiento mineral y la evaluación de factibilidad del modelo geotécnico, el cual no dispone de suficiente información que permita generar un modelo aceptable. Posteriormente, se generan 3 propuestas de diseño minero a cielo abierto considerando los criterios de estabilidad que posee el yacimiento, en base al conocimiento del macizo rocoso y del control estructural que define a La Estrella. A través de la definición de un plan de producción simplificado que se enmarca dentro de la pequeña minería, se determina que el proyecto minero La Estrella es económicamente rentable con producciones de pequeño productor minero, en donde la mejor propuesta realizada posee un VAN de 2.5 MUS\$D, esto justifica la evaluación del proyecto en etapas posteriores a la pre-factibilidad. También se reconoce la debilidad del proyecto ante fluctuaciones importantes en el precio del mineral de hierro o bien en el costo mina de la operación, dado que la pequeña minería posee costos asociados más altos que la mediana/gran minería nacional, siendo los primeros afectados ante el aumento de costos en equipos/insumos o disminución en el precio de venta. Por otra parte, el yacimiento polimetálico La Estrella posee un potencial económico mayor al presentado en el actual trabajo, dado que cuenta con concentraciones significativas de cobre, oro y cobalto, por ello se requieren de más estudios mineralógicos para robustecer el modelo de recursos del yacimiento.

*En memoria de mi padre,
En memoria de mi hermano.*

Saludos

Agradecimientos

A través de las siguientes líneas, se busca manifestar el más sincero agradecimiento a cada uno de los involucrados/as en el trabajo ya sea de forma directa con el presente trabajo de título como también de forma indirecta.

En primer lugar agradecer a mi madre y mis hermanas que representaron un suministro de energía y cariño fundamental a lo largo de la carrera para poder seguir adelante y hoy en día hacer posible el presente trabajo, sin duda alguna fueron el combustible de mi paso por la universidad y son el verdadero centro de todo.

También agradecer al propietario minero Luis Fritis quien es un hombre de increíble esfuerzo y perseverancia, quien siempre dispuso de todas las herramientas posibles para hacer realidad la presente propuesta.

Agradecer al laboratorio de mecánica de rocas de la Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas de la Universidad de Chile y a sus trabajadores; Jorge Velasquez, Arturo García, Flavia Polanco y David Veloz, quienes brindaron tiempo y conocimiento al presente trabajo, como también a Javiera Pérez practicante de geología quien aportó con la descripción de las muestras.

Por otra parte, hay que agradecer a Datamine quien facilitó de forma desinteresada la licencia de su software que hicieron posible el diseño minero.

También hay que extender el agradecimiento a la comisión examinadora, prof. Kimie Suzuki, prof. Nadia Mery y prof. Brian Townley quienes tuvieron siempre la disposición y el tiempo de ayudar y orientar en el desarrollo del presente trabajo de título.

Finalmente, deseo dedicar todo el presente esfuerzo a la memoria de mi padre Mario Fuenzalida Espinoza y a la memoria de mi hermano Mario Fuenzalida Jorquera quienes lamentablemente partieron durante mi proceso formativo como profesional y han dejado un espacio imposible de llenar en mi corazón, pero que son la razón principal de haber seguido adelante y tener la seguridad de que si estuviesen a mi lado, serían las personas más orgullosas de lo que he logrado hasta hoy en día.

Tabla de Contenido

1. Introducción	1
1.1. Contexto	1
1.2. Objetivo general	2
1.3. Objetivos específicos	2
1.4. Alcances	2
1.5. Contexto del estudio: Mina La Estrella	3
1.5.1. Ubicación y acceso	3
1.5.2. Fisiografía y clima	4
1.5.3. Geología distrital	4
1.5.4. Geología estructural	5
1.5.5. Yacimiento, mineralización y alteración	6
1.5.6. Recursos inferidos	7
2. Estado del Arte	8
2.1. Yacimientos IOCG	9
2.1.1. Yacimiento Candelaria	12
2.1.2. Yacimiento Manto Verde	13
2.1.3. Yacimiento Productora	13
2.2. Modelos Geotécnicos	13
2.2.1. Modelo Geológico	13
2.2.2. Modelo Estructural	14
2.2.3. Modelo Macizo Rocoso	15
2.2.4. Modelo hidrogeológico	15
2.3. Diseño minero a cielo abierto	16
2.3.1. Parámetros de diseño	17
2.3.2. Criterios de estabilidad	18
2.4. Pequeña minería nacional	19
2.4.1. Antecedentes de la pequeña minería nacional	21
3. Metodología	24
3.1. Recopilación de información	25
3.1.1. Metodología de trabajo en terreno para recopilar información: Recopilación de información para el modelo geotécnico	25
3.1.1.1. Etapa 1: Trabajo	25
3.1.1.2. Etapa 2: Visita a Terreno	26
3.1.1.3. Etapa 3: Procesamiento de datos	27
3.2. Metodología para crear el modelo de recursos geológicos	27

3.3.	Metodología para construir el modelo geotécnico	28
3.3.1.	Modelo geológico	28
3.3.2.	Modelo estructural	29
3.3.3.	Modelo del macizo rocoso	29
3.3.4.	Metodología laboratorio	30
3.3.4.1.	Ensayos UCS	31
3.3.4.2.	Ensayos de tracción indirecta, método brasileño	32
3.4.	Metodología de diseño Rajo	32
3.5.	Metodología evaluación económica del Rajo	33
4.	Resultados	34
4.1.	Terreno	34
4.1.1.	Localización de puntos estratégicos para la operación	34
4.1.2.	Clasificación del Macizo Rcoso	35
4.1.3.	Identificación de estructuras geológicas	36
4.1.4.	Recolección de muestras	39
4.2.	Laboratorio mecánica de rocas	39
4.2.1.	Descripción de muestras	39
4.2.2.	Resultados ensayos de compresión uniaxial	39
4.2.3.	Resultados ensayos de tracción indirecta	44
4.3.	Modelo de recursos geológicos	45
4.4.	Modelo geotécnico del yacimiento La Estrella	47
4.4.1.	Modelo geológico	47
4.4.2.	Modelo del macizo rocoso	48
4.4.3.	Modelo estructural	49
4.4.4.	Modelo hidrogeológico	50
4.5.	Diseños mineros a cielo abierto	50
4.5.1.	Parámetros de diseño a evaluar	50
4.5.2.	Criterios de estabilidad de taludes	50
4.5.2.1.	Falla por volcamiento	51
4.5.2.2.	Falla circular	55
4.5.3.	Diseños de rajos generados	58
4.5.3.1.	Diseño N°1: Rajo de profundidad baja	58
4.5.3.2.	Diseño N°2: Rajo de profundidad media	60
4.5.3.3.	Diseño N°3: Rajo de profundidad alta	62
4.6.	Diseño de botaderos	63
4.7.	Evaluación económica de la propuesta	66
4.7.1.	Cálculo de leyes de corte	67
4.7.2.	Dimensionamiento de equipos	67
4.7.3.	Estimación de inversión en equipos	69
4.7.4.	Flujos de caja	70
4.7.5.	Análisis de sensibilidad de la evaluación económica	71
5.	Discusiones	74
5.1.	Análisis resultados del terreno	74
5.2.	Análisis resultados laboratorio	75
5.2.1.	Ensayos de compresión uniaxial	75

5.2.2. Ensayos de tracción indirecta	77
5.3. Análisis modelo de recursos geológicos	77
5.4. Análisis modelo geotécnico	78
5.5. Análisis diseño minero	79
5.5.1. Criterios de estabilidad	79
5.5.2. Análisis de los diseños mineros generados	80
5.5.3. Diseño de botaderos	81
5.6. Análisis evaluación económica	81
5.6.1. Leyes de corte	82
5.6.2. Dimensionamiento de equipos	82
5.6.3. Inversión	82
5.6.4. Flujos de caja	83
5.6.5. Análisis de sensibilidad económico	83
6. Conclusiones	84
6.1. Recomendaciones	87
Bibliografía	88
Anexos	90
Anexo A. Tablas utilizadas para la descripción de ventanas de mapeo	90
Anexo B. Bitácora Terreno	94
Anexo C. Esquema vista planta galería La Estrella	96
Anexo D. Descripción mineralógica de las muestras	97
D.1. Selección y descarte de ensayos uniaxiales realizados	103
Anexo E. Redes de Schmidt y análisis cinemáticos	105
Anexo F. Flujos de caja	109

Índice de Tablas

2.1.	Valores típicos de aceptación para criterios FoS y PoF (Fuente: Stacey y Read, 2009).	19
2.2.	Definiciones utilizadas por Sonami para los sectores productivos (Fuente: SONAMI (2014))	19
4.1.	Localización de los puntos estratégicos La Estrella.	34
4.2.	Resultados de la clasificación del macizo rocoso, mediciones superficiales.	35
4.3.	Resultados de la clasificación del macizo rocoso, mediciones interior mina.	35
4.4.	Estructuras identificadas en superficie.	36
4.5.	Estructuras identificadas al interior mina.	37
4.6.	Parámetros físicos de las probetas UCS ensayadas.	40
4.7.	Resultados obtenidos de los ensayos de compresión uniaxial.	41
4.8.	Estadísticas básicas para la resistencia peak, agrupadas por grupo geológico.	43
4.9.	Estadísticas básicas para el módulo de Young, agrupadas por grupo geológico.	43
4.10.	Estadísticas básicas para el coeficiente de Poisson, agrupadas por grupo geológico.	43
4.11.	Resultados obtenidos de los ensayos de tracción indirecta.	44
4.12.	Resumen de las estadísticas de resistencia peak de tracción por grupo litológico.	45
4.13.	Probabilidad de ocurrencias de distintas falla para las laderas norte y noreste del sector.	51
4.14.	Parámetros de diseño para el pit de profundidad baja.	58
4.15.	Parámetros de diseño para el pit de profundidad media.	60
4.16.	Parámetros de diseño para el pit de profundidad alta.	62
4.17.	Parámetros de diseño para los botaderos.	64
4.18.	Parámetros de diseño de los 3 botaderos generados.	66
4.19.	Leyes de corte para distintos costos mina y las leyes medias de cada diseño.	67
4.20.	Estimación de productividad y vida de la mina.	68
4.21.	Dimensionamiento de equipos de carguío y transporte.	69
4.22.	Inversión requerida por los equipos de carguío y transporte.	70
4.23.	Indicadores económicos por diseño minero.	71
6.1.	Resumen de recomendaciones para el propietario minero.	87
A.1.	Tabla GSI que incluye macizos rocosos de mala calidad (Marinos et al., 2005).	90
A.2.	Tabla GSI para macizos rocosos heterogéneos (Marinos et al., 2005).	91
A.3.	Tabla del grado de meteorización ISRM (1981) y tramos de diamantina.	91
A.4.	Tabla de estimación resistencia del material.	92
A.5.	Tabla del grado de daño por tronadura.	92
A.6.	Tabla del grado de daño por tronadura Ashby (1980).	93
A.7.	Tablas para determinación del JRC de Barton (1977) y rugosidad a escala mayor ISRM (1981) respectivamente.	93
D.1.	Lote 1 de muestras descritas, sección A.	97
D.2.	Lote 1 de muestras descritas, sección B.	98
D.3.	Lote 2 de muestras descritas, sección B.	99

D.4.	Lote 2 de muestras descritas, sección B.	100
D.5.	Lote 3 de muestras descritas, sección C.	101
D.6.	Lote 3 de muestras descritas, sección C.	102
F.1.	Flujo de caja simplificado para el diseño minero N°1.	109
F.2.	Flujo de caja simplificado para el diseño minero N°2.	110
F.3.	Flujo de caja simplificado para el diseño minero N°3.	111

Índice de Figuras

1.1.	Ubicación y rutas de acceso Yacimiento La Estrella (Varela Espejo, 2021).	3
1.2.	Mapa litológico y alteración hidrotermal yacimiento La Estrella (Varela Espejo, 2021).	4
1.3.	Principales trazas del Sistema de Fallas de Atacama en el norte de Chile, con la ubicación de La Estrella como referencia. (Varela Espejo, 2021).	5
1.4.	Principales estructuras reconocidas en la carta geológica de Vallenar-Domeyko (Va- rela Espejo, 2021).	6
2.1.	Diagrama de flujo de los tópicos abordados en la revisión bibliográfica.	8
2.2.	Localización de yacimientos IOCG en el centro Andino (Sillitoe, 2003).	10
2.3.	Yacimientos tipo IOCG-IOA actuales cercanos al yacimiento la Estrella (Barra et al., 2017).	12
2.4.	Ejemplo de modelo Geológico (Stacey y Read, 2009).	14
2.5.	Ejemplo de modelo Estructural (Stacey y Read, 2009).	14
2.6.	Ejemplo de modelo Macizo Rocoso (Stacey y Read, 2009).	15
2.7.	Ejemplo de modelo Hidrogeológico (Stacey y Read, 2009).	16
2.8.	Esquema de los parámetros geométricos de diseño de un Rajo (López Aburto, 2012).	18
2.9.	Participación porcentual por sector productivo para años 2011-2013 (Fuente: SONA- MI (2014))	20
2.10.	Porcentaje de proyectos mineros de pequeña minería explotados mediante minería a cielo abierto (Fuente: Gráfico de elaboración propia en base a las resoluciones de aprobación solicitadas).	22
2.11.	Alturas de banco usadas en pequeña minería (Fuente: Gráfico de elaboración propia en base a las resoluciones de aprobación solicitadas).	23
2.12.	Ángulos de banco usados en pequeña minería (Fuente: Gráfico de elaboración propia en base a las resoluciones de aprobación solicitadas).	23
2.13.	Anchos de berma usados en pequeña minería (Fuente: Gráfico de elaboración propia en base a las resoluciones de aprobación solicitadas).	23
3.1.	Diagrama de flujo de la metodología empleada.	24
3.2.	Esquema de los componentes de un modelo Geotécnico (Stacey y Read, 2009).	28
3.3.	Probeta UCS ya instrumentada (Fuente: Elaboración propia).	30
3.4.	Montaje utilizado en los ensayos UCS.	31
3.5.	Instrumentación utilizada en los ensayos de tracción indirecta con el método brasile- ño.	32
4.1.	Visualización de los valores GSI superficiales.	36
4.2.	Visualización de las estructuras identificadas en La Estrella.	37
4.3.	Red de Schmidt de todas las estructuras medidas.	38
4.4.	Diagrama de concentración de polos de todas las estructuras medidas.	38
4.5.	Gráfico de los resultados σ_{UCS} seleccionados.	42

4.6.	Gráfico de los resultado de módulos de Young (Gpa) seleccionados.	42
4.7.	Gráfico de los resultados de coeficiente de poisson seleccionados.	42
4.8.	Resultados de los ensayos de tracción indirecta que fallaron en modo central.	45
4.9.	Visualización de los sondajes, límites de concesión y la topografía.	46
4.10.	Visualización del modelo de recursos geológicos, topografía y sondaje, con vista di- rección Sur.	46
4.11.	Curva Tonelaje-Ley del yacimiento La Estrella.	47
4.12.	Modelo de alteraciones hidrotermales con vista dirección sur.	48
4.13.	Puntos de medición de GSI superficiales.	48
4.14.	Modelo de bloques de mediciones GSI.	49
4.15.	Modelo estructural del depósito.	49
4.16.	Principales laderas que condicionan el diseño minero.	51
4.17.	Parámetros geométricos utilizados en RocTopple	52
4.18.	Parámetros de resistencia de discontinuidades utilizados en RocTopple.	53
4.19.	Modelo 2D del talud y falla por volcamiento.	53
4.20.	Set estructural Sub-vertical presente en la propiedad.	54
4.21.	Análisis de sensibilidad para falla por volcamiento (dirección Sureste).	54
4.22.	Análisis de falla circular a escala banco.	56
4.23.	Análisis de falla circular a escala Global del pit, con 16 bancos.	56
4.24.	Análisis de sensibilidad para las variables cohesión, ángulo de fricción y peso unitario de la roca a escala banco.	57
4.25.	Análisis de sensibilidad para las variables cohesión, ángulo de fricción y peso unitario de la roca a escala global del pit.	57
4.26.	Vista planta del diseño 1.	59
4.27.	Vista espaciamento entre galería y Pit 1.	59
4.28.	Vista planta del diseño 2.	61
4.29.	Vista espaciamento entre galería y Pit 2.	61
4.30.	Vista planta del diseño 3.	63
4.31.	Vista espaciamento entre galería y Pit 3.	63
4.32.	Localización del sector donde se ubicará el botadero	64
4.33.	Diseño del botadero asociado al diseño minero de productividad baja.	65
4.34.	Diseño del botadero asociado al diseño minero de productividad media.	65
4.35.	Diseño del botadero asociado al diseño minero de productividad alta.	66
4.36.	Variación del VAN con respecto al costo mina.	72
4.37.	Variación del VAN con respecto a la tasa de descuento.	72
4.38.	Variación del VAN con respecto a la inversión inicial en equipos.	73
4.39.	Variación del VAN con respecto a la proyección del precio del mineral de hierro.	73
B.1.	Imagen satelital con la localización de los puntos estratégicos para la operación.	94
B.2.	Imagen satelital con la localización de las ventanas de mapeo.	95
C.1.	Esquema vista planta Mina La Estrella con los puntos de medición.	96
E.1.	Análisis cinemático falla plana para ladera Norte.	105
E.2.	Análisis cinemático falla plana para ladera Noroeste.	106
E.3.	Análisis cinemático falla cuña para ladera Norte.	106
E.4.	Análisis cinemático falla cuña para ladera Noroeste.	107
E.5.	Análisis cinemático falla volcamiento para ladera Norte.	107
E.6.	Análisis cinemático falla volcamiento para ladera Noroeste.	108

Capítulo 1

Introducción

1.1. Contexto

El yacimiento minero La Estrella se encuentra localizado en la provincia del Huasco, Región de Atacama, 20 km al suroeste de Vallenar. Dicho yacimiento es categorizado como tipo IOCG Cu-Au, al igual que otros yacimientos ubicados en la Franja Ferrífera de Atacama tales como; Santo Domingo, Candelaria, Mantoverde, entre otros yacimientos. Las altas concentraciones de hierro, cantidades significativas de cobre, acompañada de la presencia de oro, una profundidad somera del yacimiento y la existencia de una alteración supérgena son características generales que comparten los yacimientos tipo IOCG como lo es La Estrella.

El yacimiento cuenta con 2 estimaciones de recursos geológicos inferidos, la primera de ellas es de aproximadamente 4.69 Mt basadas en un cuerpo con dimensiones de 155 m de largo, 120 m de ancho y un espesor de 60 m (Varela Espejo, 2021). La segunda estimación de recursos es posible gracias a una campaña de 8 sondajes realizados en La Estrella con el apoyo de ENAMI y sus campañas de fomento a la pequeña minería nacional, la cual estima un total de 2.16 Mt de hierro con una ley media de 67.23 %. Ambas estimaciones de recursos geológicos en primer lugar se limitan a un cuerpo definido y además permiten clasificar a la operación minera existente en La Estrella como pequeño productor minero en base al potencial económico que posee el yacimiento y la actual labor minera.

La pequeña minería representa el contexto en el cual se desarrolla la minería en La Estrella, la cual se caracteriza por la escasez de recursos, de asistencia técnica y profesional, de conocimiento y preparación en comparación a la gran industria minera nacional. Desde esta perspectiva la minera se ha visto enfrentada a diversos desafíos, siendo uno de los principales la falta de certidumbre en las concentraciones de mineral y además de la morfología del cuerpo mineral, producto de la inexistencia de un modelo de recursos geológicos, que permitan un mejor entendimiento del yacimiento. Dicha situación representa un desafío de información a la hora de hacer una propuesta de diseño minero, pero que a la vez representa la realidad actual de la pequeña minería nacional.

Actualmente la operación de extracción del mineral se hace a lo largo de una galería subterránea de aproximadamente 400 m de longitud, con una sección transversal en el acceso de $2.5 \times 2.5 \text{ m}^2$ la cual se ensancha levemente conforme se profundiza en la topografía. El mineral actualmente extraído por la operación corresponde al oro, hierro y cobre, siendo solo comercializado el oro mientras que el mineral de hierro y cobre es acopiado en la propiedad para su futura venta.

1.2. Objetivo general

Generar una propuesta de diseño minero a cielo abierto para el yacimiento La Estrella.

1.3. Objetivos específicos

1. Generar un modelo de recursos geológicos de Fe para el yacimiento.
2. Evaluar la posibilidad de generar un modelo geotécnico del yacimiento que permita definir la estabilidad de los distintos sectores de diseño.
3. Estudiar la estabilidad de los diseños mineros generados.
4. Crear propuestas de diseño minero a cielo abierto en base a distintos criterios operacionales.
5. Generar una evaluación económica de las propuestas de diseños generadas.

1.4. Alcances

El trabajo a realizar en la presente memoria aborda un componente geológico el cual es vital a la hora de comprender el yacimiento mineral y la mineralogía presente en él, la cual será crucial cuando se aborde el componente geotécnico a través de la evaluación de la factibilidad de construcción del modelo geotécnico del yacimiento, para así comprender parámetros de estabilidad, resistencia y seguridad del mismo. El diseño minero se encuentra enfocado a minería cielo abierto, específicamente al rajo, mientras que la propuesta de operación y escenario económico generado serán en el contexto de la pequeña minería. Para ello, se solicita información (resoluciones de aprobación) de las operaciones mineras operativas de la pequeña minería a Sernageomin para generar un benchmarking operacional.

En cuanto al uso de software, para la generación de los modelos de recursos y geotécnicos se harán en el programa ISATIS, el estudio de la estabilidad de taludes se hará con los productos de Rocscience como lo es el software Dips, RocToppo y Slice, mientras que para el diseño se emplearán las herramientas de DATAMINE, como lo es STUDIO UG para el diseño minero.

En cuanto a las limitaciones, existen distintos niveles de incerteza en el proyecto dado la escasez de recursos y de una organización que permitan robustecer los conocimientos respectivo al propio yacimiento mineral. En el presente proyecto las principales limitaciones son; no se cuenta con un modelo de recursos geológicos, hay información de solo 7 de los 8 sondajes realizados por Enami, en donde solo 3 de ellos cuentan con una caracterización geoquímica (los sondajes SDH-1 y SDH-7 cuentan con la ley de hierro, cobre, oro y cobalto, mientras que el sondaje SDH-4 solo cuenta con leyes de hierro), la topografía del sector es obtenida mediante Google Earth y curvas de nivel en Autocad lo cual es menos exacto que una topografía digital pagada y no existe ningún modelo 3D del diseño de la galería subterránea que permita la visualización rigurosa de la galería en los software de diseño.

1.5. Contexto del estudio: Mina La Estrella

Mina La Estrella comenzó su explotación a manos del actual propietario minero el año 2006, dado que previamente solo existían labores de minería artesanal. La Estrella actualmente es una operación de pequeña minería la cual ha contado con el apoyo de Enami para la exploración de sus recursos y algunas ayudas privadas en lo que concierne al estudio geoquímico, pero no cuenta con un estudio más acabo que genere una propuesta de diseño minero, sino más bien el crecimiento de la mina sigue la veta de mineral.

1.5.1. Ubicación y acceso

El yacimiento La Estrella se ubica en el distrito el Zapallo, Región de Atacama, Chile. La ciudad más cercana localizada 20 km al noreste corresponde a Vallenar, con una población aproximada de 52,000 habitantes en base al censo 2012. En la figura siguiente, se presenta la ubicación del yacimiento.

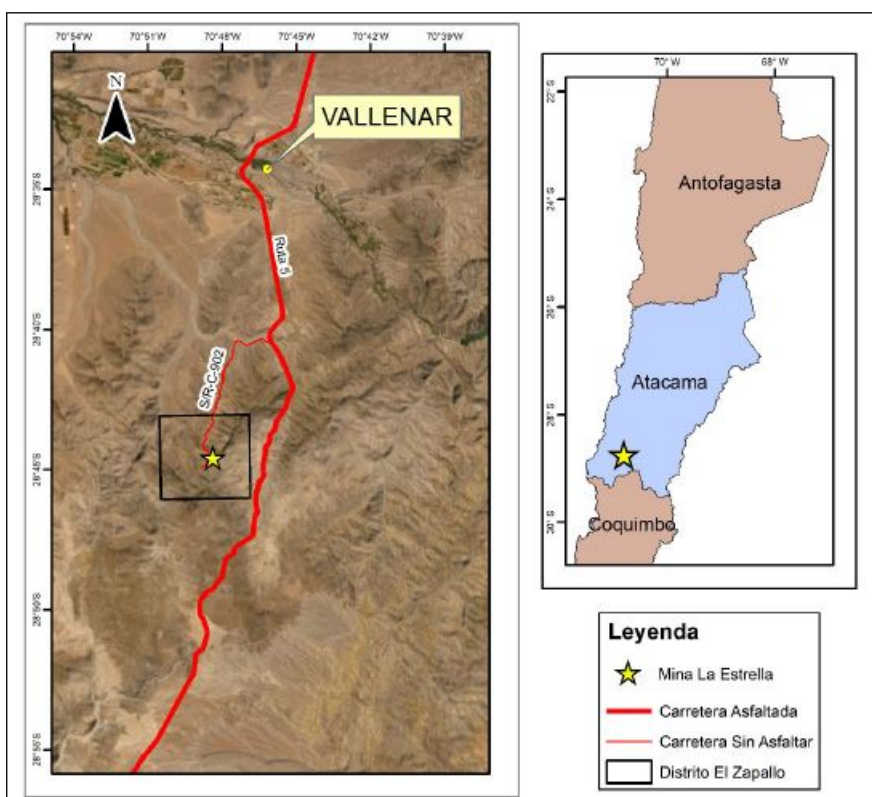


Figura 1.1: Ubicación y rutas de acceso Yacimiento La Estrella (Varela Espejo, 2021).

De la figura 1.1, se puede apreciar que el principal acceso al área del proyecto, corresponde a la ruta 5 norte la cual cuenta con el acceso directo en dirección al sur, mientras que en dirección norte es necesario hacer uso de un retorno, posteriormente el camino sigue por la ruta C-902, dirección al Oeste, a lo largo de un camino fiscal de ripio que conecta distintas propiedades ubicadas en el sector.

1.5.2. Fisiografía y clima

En cuanto a la fisiografía, el sector se localiza en el flanco Este de la Cordillera de la Costa. Presenta un relieve dominado por cadenas de cerros de orientación N-NW. Alcanzando alturas que van desde los 700 a 1,450 m.s.n.m, con la presencia del cerro El Zapallo (1,309 m.s.n.m.), cerro buitrera (1,428 m.s.n.m.) y cerro El Choco (1,123 m.s.n.m.) (Varela Espejo, 2021).

El clima del sector es desértico el cual se caracteriza por presentar precipitaciones anuales inferiores a la evaporación (Henriquez, G, 2013) y según la experiencia del propietario minero el orden de precipitaciones es de aproximadamente una lluvia al año. Además, el aire húmedo que proviene del mar generan intensas neblinas costeras (Camanchaca) en el sector (Varela Espejo, 2021).

1.5.3. Geología distrital

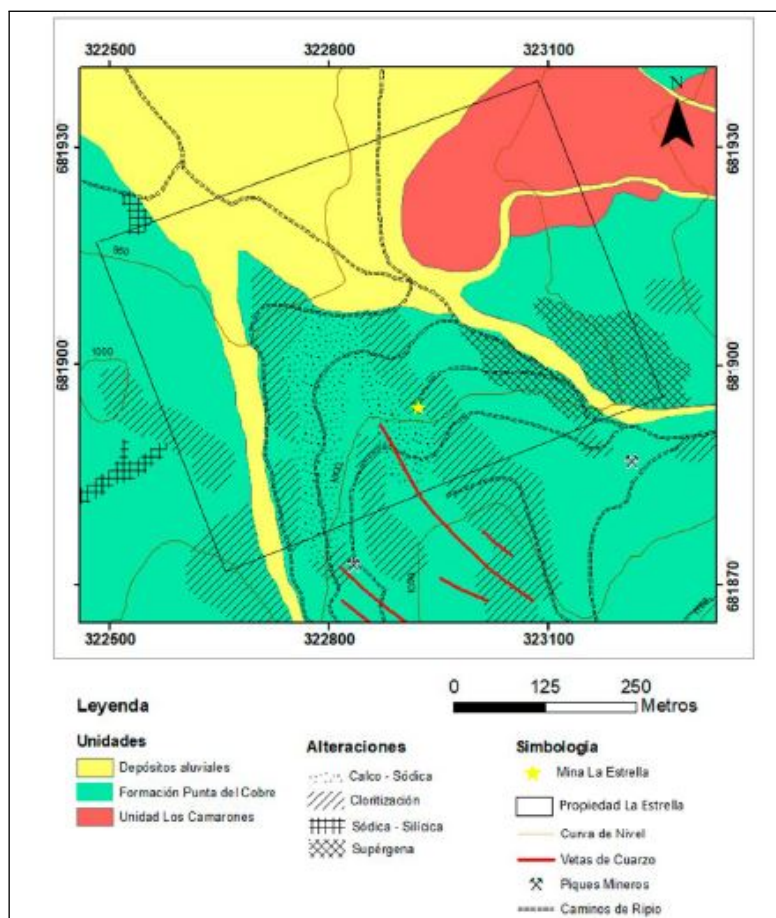


Figura 1.2: Mapa litológico y alteración hidrotermal yacimiento La Estrella (Varela Espejo, 2021).

El yacimiento La Estrella en cuanto a su geología distrital, se encuentra hospedada en rocas andesíticas pertenecientes a la formación Punta del Cobre (Segerstrom, 1962). Dicha formación corresponde a una secuencia volcánica sedimentaria heterogénea de origen principalmente continental. La formación se subdivide en tres secciones, siendo la intermedia de calizas interestratificadas con

lavas, mientras que las secciones superiores e inferiores son de coladas andesíticas (Varela Espejo, 2021). Las otras dos unidades geológicas corresponden al complejo plutónico Los Camarones y una unidad sedimentaria correspondiente a Depósitos Aluviales los cuales se pueden apreciar en el mapa litológico presente en la figura 1.2.

1.5.4. Geología estructural

El sistema de falla de Atacama (SFA) corresponde a un sistema paralelo al arco con rumbo N, que se extiende desde Iquique (20°S) hasta La Serena (30°S) abarcando una longitud de 1,000 km (Brown, Díaz, y Grocott, 1993) (Sillitoe y Perelló, 2005). En la figura 1.3 se representa mediante trazas de color rojo la presencia del sistema de falla de Atacama, pudiendo así observar su extensión.

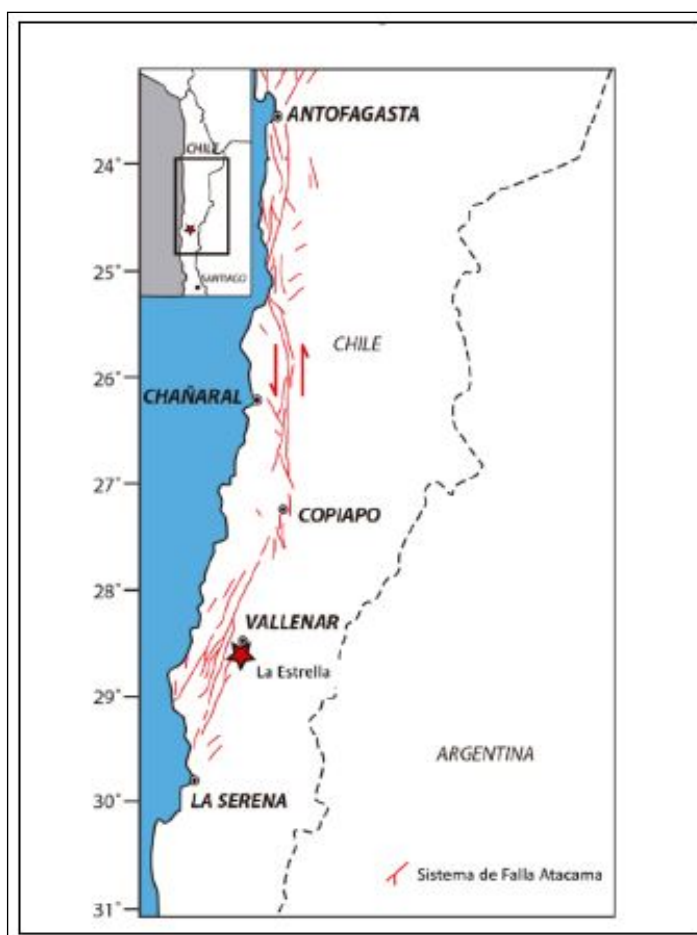


Figura 1.3: Principales trazas del Sistema de Fallas de Atacama en el norte de Chile, con la ubicación de La Estrella como referencia. (Varela Espejo, 2021).

El distrito se encuentra en la parte del extremo sur del Sistema de Falla de Atacama y de las fallas extensionales mesocretácicas (Albiano-Cenomaniano). Varela Espejo (2021) reconoce un control estructural a través de vetas de cuarzo-Au y vetillas polidireccionales de magnetita de menor importancia.

De la figura 1.4 se reconoce la presencia de una falla normal ubicada al sur del Distrito el Zapallo, como también se encuentra al sur de la propiedad minera La Estrella. Esta falla viene a ser la única falla reconocida en las cercanías de la propiedad minera.

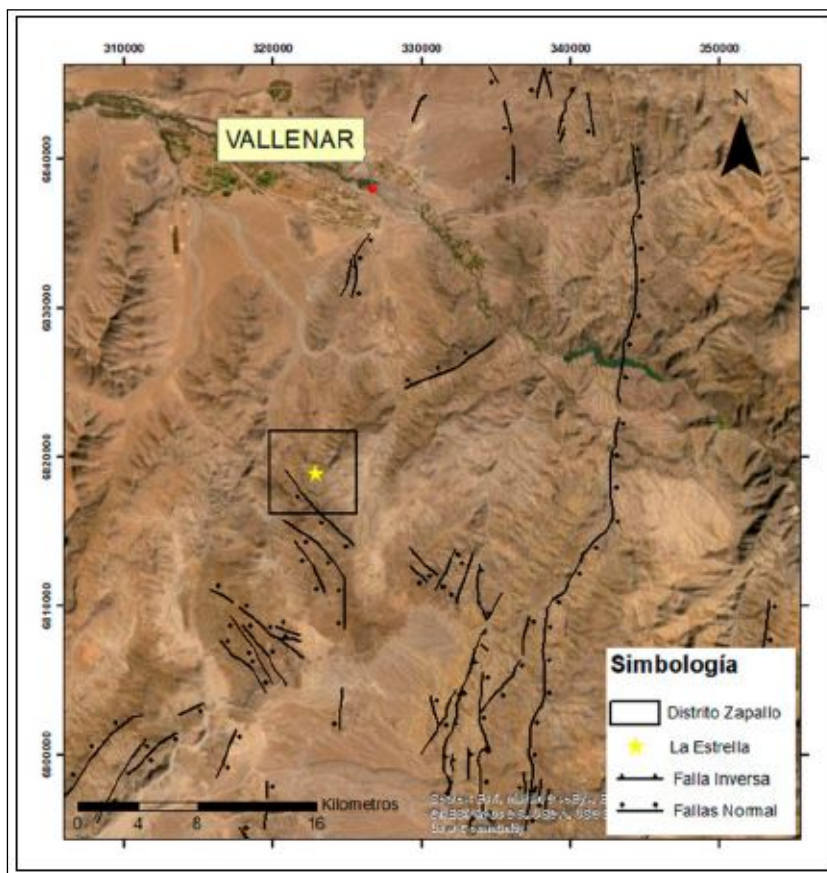


Figura 1.4: Principales estructuras reconocidas en la carta geológica de Vallenar-Domeyko (Varela Espejo, 2021).

1.5.5. Yacimiento, mineralización y alteración

El yacimiento mineral La Estrella corresponde a un depósito tipo IOCG, ubicado en la Franja Ferrífera Chilena de la Región de Atacama. El depósito está compuesto principalmente por magnetita, pirita y calcopirita, subordinadamente calcosina, covelina, hematita y pirrotina, asociada a abundante actinolita, apatito, cuarzo y, en menor proporción, albita, feldespato potásico, clorita, biotita, sericita, arcillas y carbonatos, entre otros minerales (Varela Espejo, 2021).

Quevedo (2020) en su tesis postula la existencia de siete eventos de mineralización en el yacimiento La Estrella. En base a descripciones macro y microscópicas, determinó que los primeros eventos de mineralización y alteración corresponden a la mineralización de magnetita dominante por sobre pirita y calcopirita, asociados a una alteración sódica-cálcica y potásica de elevadas temperaturas. En eventos posteriores, las asociaciones mineralógicas varían a minerales de menor temperatura, como; cuarzo, sericita y clorita. Finalmente, hay una alteración supérgena que reemplaza a minerales de alteraciones anteriores.

En el mismo estudio, Quevedo determinó la concentración de cobalto en piritas, de la cual concluyó que los eventos de mineralización temprana en el depósito, fueron los responsables de incorporar las concentraciones más altas de cobalto, estando este asociado a eventos de mineralización de magnetita, pirita y calcopirita, y alteración sódica-cálcica y potásica. De forma contraria, el último evento de mineralización de pirita en el depósito compuesto por vetillas de cuarzo y piritas euhedrales, presenta las concentraciones más bajas de cobalto. La concentración de cobalto en las distintas muestras de pirita estudiadas recorren un rango desde 5,612 ppm (Primer evento), hasta 391 ppm (Sexto evento).

En cuanto al estudio y caracterización geológica realizada por Varela Espejo (2021), indican la presencia de alteraciones hidrotermales relacionada a los yacimientos tipo IOCG, como lo son el metasomatismo K, Ca y Na con eventos posteriores de alteración clorita-sericita y supérgena. La alteración K se reconoce a profundidades superiores a 40 m rodeando al cuerpo mineralizado, acompañada de la mineralización de magnetita, con biotita intercrecida con magnetita. La alteración calco-sódica se presenta colindante con el cuerpo mineralizado a niveles somero, con presencia de actinolita y albita. En cuanto a las leyes económicas se tiene; Fe promedio (45 % wt) asociada a magnetita, Cu promedio (0.8 % wt) como sulfuros hipógenos; calcopirita y bornita, y de enriquecimiento secundario; calcosina. Además hay otros elementos con potencial económico tales como: Au, Ag, Ni y Co. La mineralización de hierro y sulfuros se encuentra subordinada principalmente al control estratigráfico, en forma de mantos mineralizados.

1.5.6. Recursos inferidos

En cuanto a la estimación de recursos, se identifica la estimación realizada por Varela Espejo (2021) quien define un cuerpo mineralizado de 155 m de largo, 120 m de ancho y un espesor inferido de los sondeos realizados por ENAMI, de 60 m de profundidad. Esto conlleva un volumen de 1,116,000 m^3 , que al usar un peso específico estimado de $4.2 t/m^3$, se obtiene un tonelaje inferido de 4.69 Mt. Esto modela un yacimiento de pequeña minería con contenidos importantes de Fe y Cu, entre otros elementos de interés dado que el yacimiento es polimetálico.

Otra estimación es la realizada por ENAMI en su campaña de exploración de 8 sondeos, la cual concluyó en una estimación de 2.16 Mt de hierro, con una ley de 67.23 % FeDTT, mientras que la mineralización secundaria de calcopirita se estima de una ley media de 0.2 %. La categoría de los recursos corresponde a recursos inferidos y se presentan en un informe privado de Enami (Meneses, s.f.).

Capítulo 2

Estado del Arte

En el presente capítulo se aborda aquella información fundamental para comprender las distintas áreas del conocimiento que componen la presente memoria. A continuación, se presenta un diagrama de flujo que presenta el orden en el cual se presentará la información en las próximas secciones del presente trabajo de título.

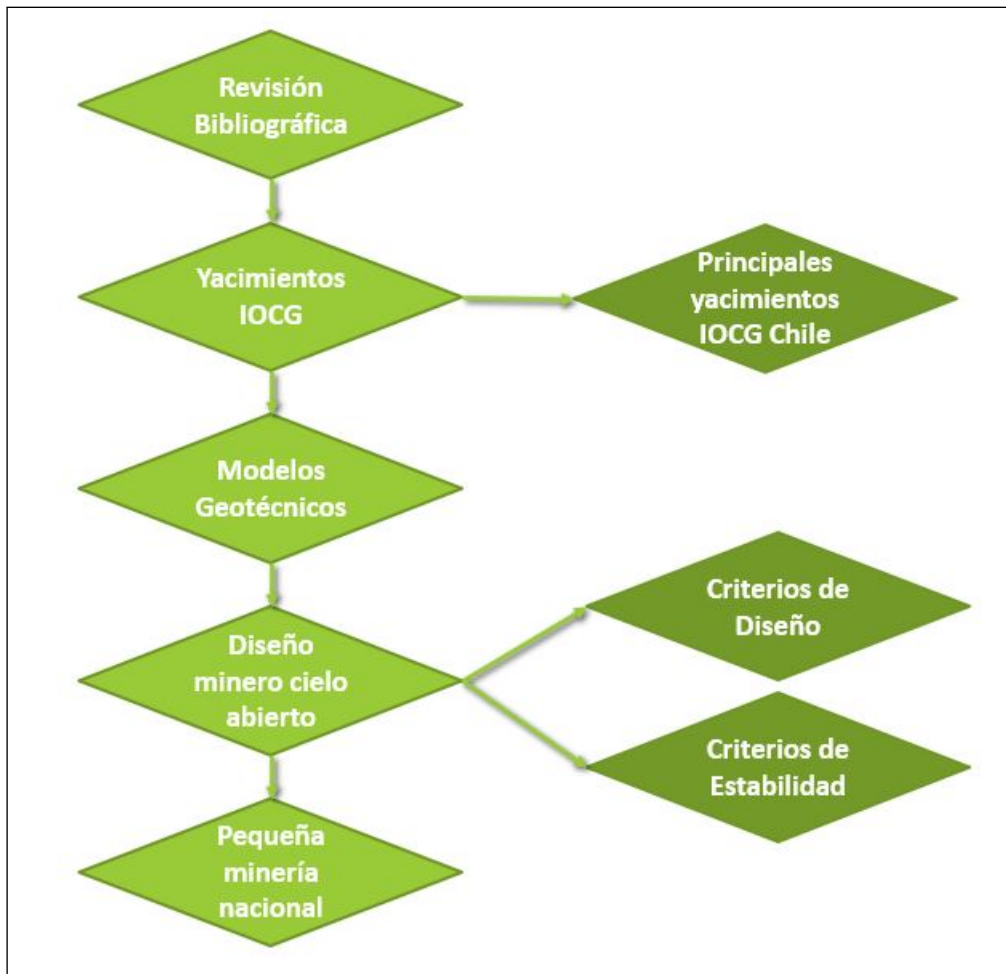


Figura 2.1: Diagrama de flujo de los tópicos abordados en la revisión bibliográfica.

2.1. Yacimientos IOCG

Comprender los aspectos geológicos que implica un yacimiento del tipo IOCG, es fundamental para poder conocer el yacimiento La Estrella, sobretodo cuando se carece de información geoestadística robusta lo cual representa la situación actual.

El tipo de yacimiento mineral que define a La Estrella corresponde al tipo IOCG, teniendo así una conexión con otros yacimientos de este tipo localizados en la Franja Ferrífera Chilena, además, este clan presenta una mineralización de cobre y oro, ligada a una alta concentración de óxidos de hierro, principalmente magnetita y/o hematita (Sillitoe, 2003). Este tipo de yacimiento presenta una estrecha relación con los complejos plutónicos y los sistemas de fallas en general coetáneos.

Según la morfología de los depósitos, dictados por parámetros litológicos y estructurales, se pueden definir los siguientes grupos: vetas, brechas hidrotermales, mantos de reemplazo, skarns cálcicos y los depósitos compuestos que corresponde a una combinación de los grupos previos. Los tipo veta suelen ser alojados por rocas intrusivas, como gabrodiorita equigranular y diorita, por otra parte, los depósitos compuestos de mayor envergadura (por ejemplo, Candelaria) ocurren al interior de secuencias volcánicas sedimentarias hasta 2 km de tener contacto con complejos plutónicos, representando así la variedad del clan IOCG (Sillitoe, 2003).

Sillitoe destaca la conexión genética de los depósitos IOCG andinos centrales con magmas de gabrodiorita a diorita, desde donde el fluido mineral puede haber sido canalizado por sistemas de fallas dúctiles a frágiles a través de varios kilómetros verticalmente y posiblemente, de forma lateral también. Los grandes depósitos compuestos tipo IOCG se originaron por la entrada del fluido mineral a secuencias volcánicas sedimentarias relativamente permeables. Ahora bien, esta alteración hidrotermal se presenta como un requisito previo para los grandes depósitos IOCG compuestos, pudiendo presentar alteraciones del tipo potásica, potásica cálcica y sódica cálcica. En la figura 2.2 se presentan los principales yacimientos IOCG pertenecientes al Norte de Chile, reconocidos por Sillitoe en el año 2003, en donde destaca la presencia de Candelaria y Manto Verde, como también los distintos tipos de yacimientos en los cuales se puede presentar un IOCG.

Posteriormente, en los trabajo de Barton y Johnson (2004) se señalan 4 principales características distintivas que conforman a los yacimientos IOCG que son; (1) Alteración extensa rica en álcalis, (2) magnetita y/o hematita voluminosa de bajo Ti, (3) conjunto distintivo de elementos menores (REE, Co, Ag, U y P), y (4) control estructural prominente. Ahora bien, los autores señalan que ningún conjunto de características geológicas de los IOCG sirven para distinguir el potencial económico del yacimiento, salvo las abundancias mismas de Cu y Au.

En el mismo estudio, Barton y Johnson recopilan información sobre las alteraciones, señalando que la alteración Na-Ca generalmente es profunda y periférica a las zonas ricas en óxido de hierro, Cu-Au, dado que esta alteración elimina metales básicos y metales ferrosos. Por otra parte, la alteración potásica la asocia con la presencia de biotita, feldespato K, anfíbol y clinopiroxeno, asociándose así con la introducción de magnetita/hematita, Cu/Au, REE y otros elementos, en base a un flujo ascendente. En cuanto a los patrones de mineralización y espacio-tiempo, señalan que la mineralización económica está dominada por calcopirita/bornita paragenéticamente tardía, pudiendo ocurrir dentro o cerca a acumulaciones de óxido de Fe. La hematita se presenta a niveles más superficiales, mientras que la magnetita se presenta más en profundidad.

Finalmente, Barton y Johnson señalan dos principales grupos como fuente de origen de estos yacimientos; proveniente de fluidos magmáticos y no magmáticos. Señalan que si se prefiere seguir la hipótesis magmático-hidrotermal, es clave la presencia de rocas ígneas situadas en entornos tectónicos particulares y debe haber patrones predecibles y cercanos entre los centros intrusivos particulares y la distribución de la alteración hidrotermal y la mineralización. Por otra parte, si se prefiere la hipótesis de salmueras no magmáticas, los estudios hidrogeológicos debiesen ser críticos para comprender la mineralización. Además, se anticipa una variabilidad mayor que en los sistemas magmáticos.

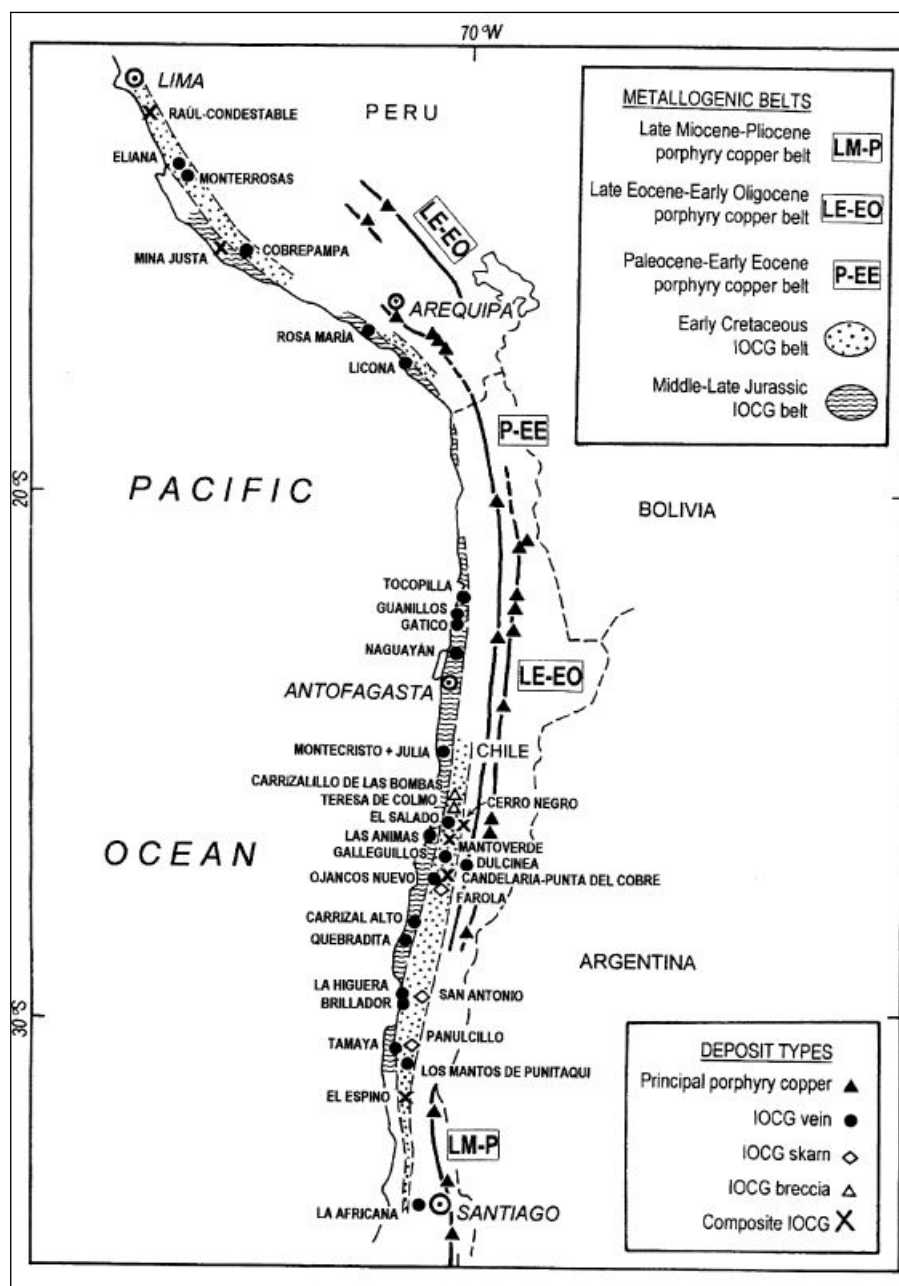


Figura 2.2: Localización de yacimientos IOCG en el centro Andino (Sillitoe, 2003).

Posteriormente, Pollard (2006) señala la variedad en profundidad sobre la cual los yacimientos IOCG se forman, destacando la importancia del contenido de CO_2 en los fluidos, señalando que aquellos ricos en CO_2 se separan de los magmas a presiones más altas, promoviendo la acción de H_2O , Cl y metales a la fase fluida. Señala que a altas profundidades, el sistema magma-fluido no puede generar energía mecánica suficiente para fracturar las rocas huésped como si sucede en los sistemas de pórfidos, por tanto, los sistemas IOCG se forman en la variedad de *trampas estructurales* relacionadas con fallas, en donde los fluidos magmáticos son capaces de mezclarse con otros fluidos para promover la formación de distintos minerales. Por otra parte, a niveles pocos profundos, los IOCG son capaces de formar brechas y por tanto, mineralización alojada en fracturas similares a las brechas intrusivas hidrotermales. Por tanto, asocia la presencia de fluidos H_2O y CO_2 con los depósitos IOCG, desmezclando la fase carbónica y mezclándose con fluidos generados por otras fuentes, contrastando así a la situación que presentan los pórfidos en la cual los fluidos que mineralizan a este, evolucionan al hervir el fluido de salinidad moderada para producir así salmuera de alta salinidad y la entrada de fluidos externos. Finalmente, Pollard (2006) señala que los depósitos tipo pórfidos de Cu-Au generalmente evolucionan a través de etapas potásicas, sericíticas y argílicas (intermedias y/o avanzadas), mientras que por otra parte, los yacimientos tipo IOCG generalmente evolucionan a través de etapas sódicas-cálcicas, potásicas y ricas en carbonatos, y en niveles más profundos de manera general carecen de sericitas y alteración argílica.

Todos los estudios previos, permiten evidenciar como ha ido aumentando el grado de conocimiento que se tiene sobre los yacimientos tipo IOCG, pero esta situación también ha conllevado a la pérdida de los límites que definen dicha categoría, siendo cada vez más los yacimientos que se clasifican como IOCG y más los casos excepcionales que componen la periferia del clan como casos anómalos. (Groves, Bierlein, Meinert, y Hitzman, 2010) En su investigación destaca el contexto previo y vuelve a definir a estos depósitos como IOCG sensu stricto señalando que son depósitos magmáticos-hidrotermales que contienen grados económicos de Cu y Au, se encuentran estructuralmente controlados, comúnmente presentan un gran volumen de brechas, se asocian con alteraciones presulfuro sódica o sódica-cálcica, presenta zonas de alteración y/o brechas en una superficie. Poseen abundantes óxidos de hierro con bajo contenido de Ti y/o silicatos de hierro íntimamente asociados, pero de manera general se encuentran paragenéticamente más antiguos que los sulfuros de Fe-Cu, enriquecimiento de tierras raras y sulfuros bajo en S. Carecen de vetas de cuarzo o silificación generalizada, y muestran clara relación temporal, pero no espacial, con las principales intrusiones magmáticas.

En las siguientes subsecciones, se presentarán distintos yacimientos tipo IOCG que guardan cierto nivel de relación con el yacimiento La Estrella debido al tipo de yacimiento, donde si bien son de mayor magnitud en los recursos geológicos contenidos, cuentan con más información de detalle. En la figura 2.3 se presenta un mapa más actualizado de los yacimientos del tipo IOA, IOCG y Manto Cu-Ag que se encuentran dentro del territorio Chileno, en el norte del país y contenidos en el sistema de Falla de Atacama que guardan cercanía espacial con el yacimiento La Estrella.

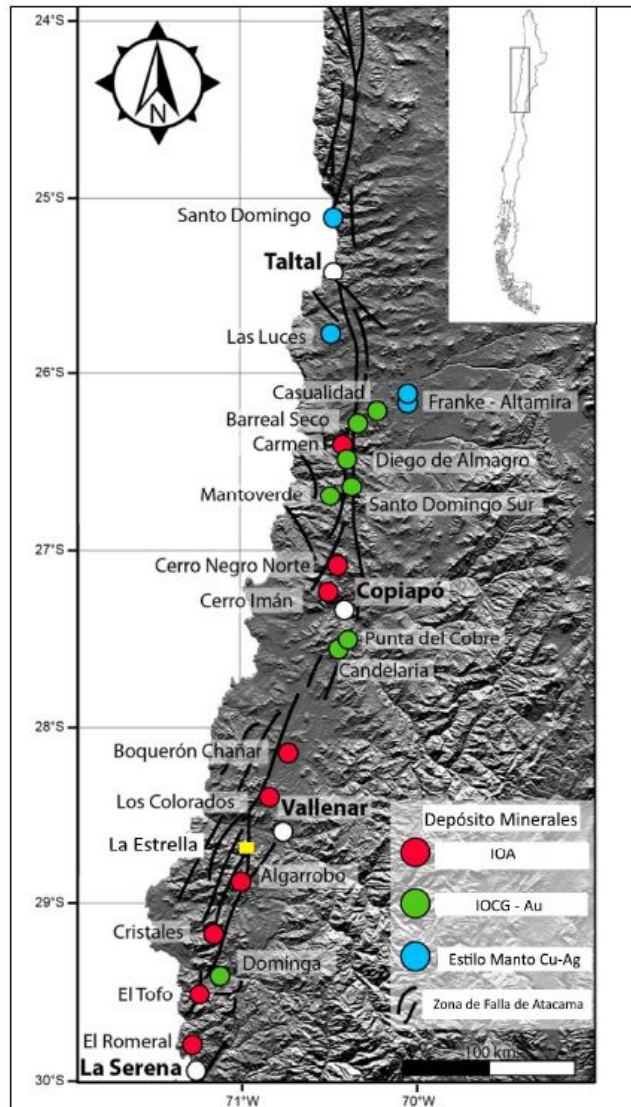


Figura 2.3: Yacimientos tipo IOCG-IOA actuales cercanos al yacimiento la Estrella (Barra et al., 2017).

2.1.1. Yacimiento Candelaria

Yacimiento Candelaria se encuentra cercana a la localidad de Tierra Amarilla, 20 km al sur de Copiapó. Se ubica en la porción oriental de la Faja Ferrífera Chilena. Los cuerpos mineralizados son mantiformes o lenticulares hospedados por los niveles inferiores de tobas y andesitas de la Formación Punta del Cobre del Jurásico Superior a Cretácico Inferior. Las reservas mineras para el año 1995 alcanzaban los 366 Mt con 1.08% Cu y 0.26 g/t Au (Ryan et al., 1994). La mineralización se compone de magnetita, calcopirita y pirita subordinada, mientras que en la parte supergena se presenta pirrotina en vez de pirita. Los minerales de mena están en venillas, rellenos de brechas y diseminación en rocas volcánicas intensamente alteradas de la Formación Punta del Cobre.

En cuanto a los eventos de alteración, la roca huésped fue afectada por una alteración potásica temprana caracterizada por una biotización pervasiva con introducción en menor grado de feldespato K y deposición de magnetita y apatito en las rocas; posteriormente, una alteración sódico-cálcica

caracterizada por la asociación de actinolita, escapolita y albita e introducción de calcopirita y otros sulfuros subordinados.

Yacimiento Candelaria era un depósito que no se encontraba expuesto en superficie, por lo tanto, su grueso económico de reservas es hipógeno y además no se reconoce una fuente ígnea directa que haya provocado la mineralización.

2.1.2. Yacimiento Manto Verde

Yacimiento ubicado 32 km al SE de Chañaral. En el yacimiento se presentan brechas con matriz de specularita y minerales oxidados de Cu en falla subsidiaria del sistema de Fallas de Atacama. Se reportaron recursos oxidados de 120 Mt con una ley del 0.72 % (ley de corte 0.2 % Cu). Las reservas son de 85 Mt con una ley del 0.82 % Cu. En profundidad los recursos superan los 400 Mt con 0.52 % Cu. En manto Verde se presentaba una explotación de 15,000 t/día con lixiviación en pilas y electro-obtención de Cu.

En Manto Verde las brechas contienen abundante specularita con minerales oxidados de Cu hasta 200 m de profundidad. Mineral primario en profundidad con magnetita, calcopirita y pirita (Cpy/Py = 5/1).

2.1.3. Yacimiento Productora

Yacimiento ubicado 17 km al SSW de la ciudad de Vallenar y 2 km al norte de La Estrella. El proyecto pertenece a la empresa Hot Chili Limited, perteneciente a la Sociedad Minera El Águila SpA (SMEA). Dicho proyecto se declara como un porfido cuprífero, con recursos estimados iniciales de 1.5 Mt de cobre fino y Moz de oro (Hot Chili Limited, s.f.). Este yacimiento es relevante dada la cercanía con el Yacimiento la Estrella.

El reconocimiento del tipo de yacimiento mineral ayuda a la generación del modelo geotécnico del mismo yacimiento, dado que permite comprender las generalidades que presenta el tipo de yacimiento en cuestión.

2.2. Modelos Geotécnicos

Un modelo geotécnico se presenta en la literatura como la base inicial en la cual soportar el diseño de taludes mineros (Stacey y Read, 2009) a través de la unión de 4 sub-modelos conocidos como el modelo geológico, modelo estructural, modelo del macizo rocoso y el modelo hidrogeológico. El modelo geotécnico sirve para poder definir dominios geotécnicos los cuales son fundamentales a la hora de sectorizar en zonas de diseño con parámetros asociados al macizo particular de cada sector definido.

2.2.1. Modelo Geológico

Un modelo geológico se puede comprender como un modelo de visualización 3D, en el cual se muestran distintas propiedades geológicas del yacimiento, ya sea la distribución espacial de litologías como también las distintas alteraciones hidrotermales presentes en el yacimiento, las cuales

afectan a las propiedades físicas y químicas de la roca. Un modelo geológico posee un propósito más grande que solo comprender la morfología de la roca mineral que será extraída, sino también es relevante a la hora de comprender la estabilidad geotécnica requerida tanto por la roca huésped como la roca mineral para soportar y contener el diseño minero.

Un modelo geológico también debe contener el potencial impacto que se ha de generar con el aumento de las tensiones in-situ con la profundización del pit. Ahora bien, este componente para el presente proyecto es de momento irrelevante producto de que se propondrá la fase inicial del rajo. A continuación, en la figura 2.4 se presenta un ejemplo de un modelo geológico en una visualización 2D, en la cual se representan las unidades litológicas.

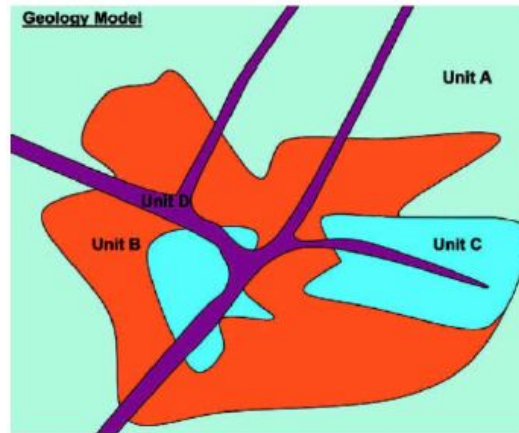


Figura 2.4: Ejemplo de modelo Geológico (Stacey y Read, 2009).

2.2.2. Modelo Estructural

Un modelo estructural busca identificar y representar la distribución de estructuras en la zona de estudio ya sea en una escala única o bien, a distintas escalas de magnitud dependiendo del tamaño del yacimiento. Este enfoque busca abordar el comportamiento del talud minero con respecto a la presencia de distintas estructuras que pueden ser fallas geológicas, pliegues, estratificación o bien juntas de rocas. La figura 2.5 busca representar a un modelo estructural y geológico conjunto.

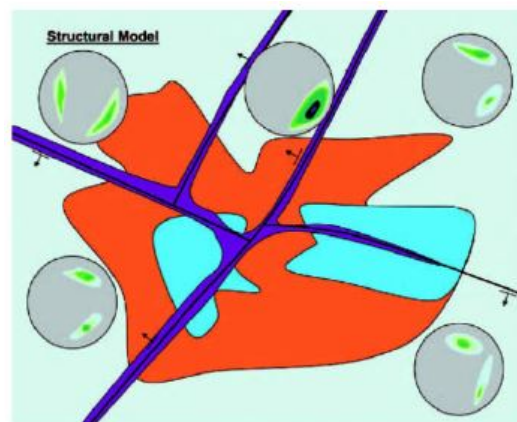


Figura 2.5: Ejemplo de modelo Estructural (Stacey y Read, 2009).

2.2.3. Modelo Macizo Rocos

Comprender y generar el modelo del macizo rocoso es fundamental para garantizar la estabilidad del diseño de taludes a generar. En rocas fuertes, es probable que la estructura sea el factor de control, incluso en pendientes relativamente altas. En materiales más débiles y para pendientes muy altas, se puede esperar que la resistencia del macizo rocoso desempeñe un papel importante, ya sea solo o en combinación con estructuras. Al definir las propiedades del material, se debe tener en cuenta los posibles cambios de comportamiento con el tiempo (Stacey y Read, 2009). La siguiente imagen representa un tipo de modelo de macizo rocoso.

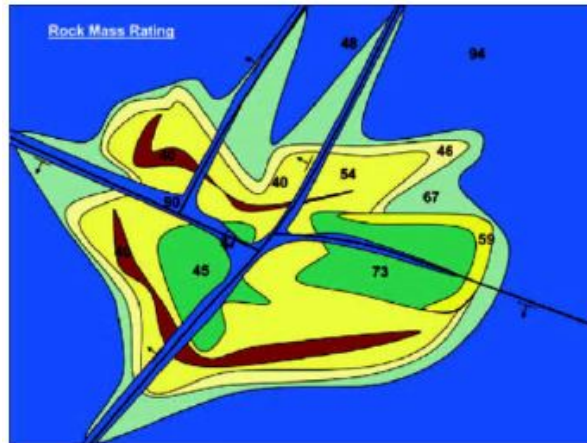


Figura 2.6: Ejemplo de modelo Macizo Rocos (Stacey y Read, 2009).

2.2.4. Modelo hidrogeológico

La posible presencia de aguas subterráneas, condiciones ambientales de frecuente precipitación o incluso la cercanía a un sector costero, pueden ser factores claves a la hora de condicionar la calidad de las zonas definidas por el modelo geotécnico. Esto debido a que el agua afecta negativamente a las condiciones de resistencia y por tanto, de estabilidad del talud minero. Comprender el clima en el cual se desarrolla el proyecto como también la red hídrica es vital para poder definir el modelo hidrogeológico. La figura 2.7 representa un modelo hidrogeológico con visualización 2D.

Una vez que el modelo geotécnico ya se encuentra armado en base a la unión de los 4 sub-modelos que lo componen, se puede proseguir con el diseño minero o bien, si la generación del modelo geotécnico no fue posible por falta de información, se debe usar la información disponible y así levantar una propuesta preliminar de diseño considerando simplificaciones y/o supuestos.

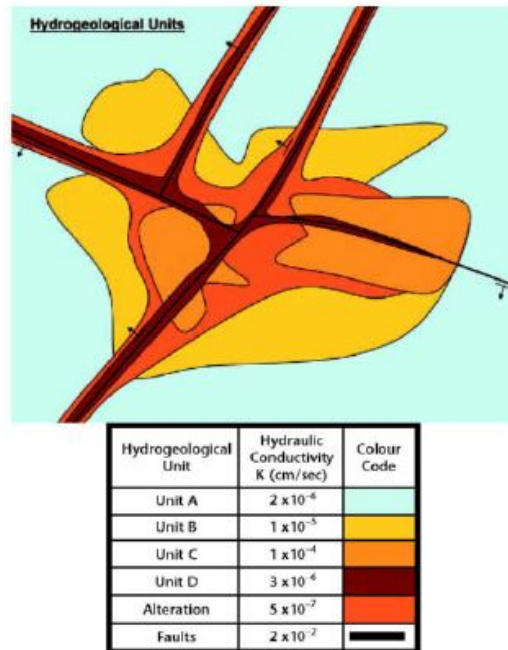


Figura 2.7: Ejemplo de modelo Hidrogeológico (Stacey y Read, 2009).

2.3. Diseño minero a cielo abierto

La explotación de un yacimiento mineral mediante minería cielo abierto es la estrategia mayormente utilizada en el mundo, con aproximadamente el 70 % de las operaciones, siendo alguna de sus principales ventajas, las que se enuncian a continuación (López Aburto, 2012).

- Alta productividad.
- Mayor concentración de operaciones y gestión más sencilla de recursos humanos y materiales.
- Menor inversión por tonelada producida.
- Menores costos de operación por tonelada extraída.
- Menor limitación en el tamaño y peso de la maquinaria.
- Mayor y mejor recuperación de mineral con menores tasas de dilución.
- Menor restricción en el uso y manejo de explosivos debido a emanaciones tóxicas.

La idea de diseñar un rajo es aprovechar una serie de ventajas previamente listadas para de esa forma generar una operación rentable y factible. Ahora bien, antes de ello hay una serie de parámetros de diseños en minería a cielo abierto que deben ser abordados. Una forma de agrupar los parámetros de diseño, es en 4 grandes grupos los cuales son (López Aburto, 2012);

- Geométricos: En función de la estructura y morfología del yacimiento.
- Geotécnicos: Dependientes de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se haya dividido el yacimiento.

- Operativos: Dimensionamiento necesario para que los equipos y maquinaria que se va a emplear, trabajen bajo condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad.
- Medioambientales: Aquellos que permiten ocultar, cubrir o reforestar los huecos y los terreros o tiraderos de material estéril, los que faciliten la restauración del terreno original o la reducción de ciertos impactos ambientales.

A continuación, se describen los distintos parámetros de diseños considerados por los tres primeros grupos.

2.3.1. Parámetros de diseño

La figura 2.8 representa los parámetros de diseños más típicos que se puedan encontrar en el diseño de un rajo. Ahora bien, a continuación se presenta una breve descripción de los principales parámetros.

- Banco: Corresponde a la sección comprendida entre dos niveles distintos del pit o bien entre una pata y una cresta. Esta sección es la que se busca explotar y puede ser tanto de estéril, como también de mineral.
- Altura de Banco: Corresponde a la longitud vertical comprendida entre la pata de un banco y su respectiva cresta (parámetro operacional).
- Talud del banco: Ángulo comprendido entre un eje horizontal y la pendiente máxima de la cara del banco (parámetro geotécnico).
- Talud de trabajo: Es el ángulo comprendido por los pies de los bancos en trabajo/operación y la cresta del último de ellos.
- Pista de rodamiento: Sección de camino destinada para el tránsito de equipos móviles y personal para permitir la operación y circulación entre las distintas áreas de trabajo.
- Rampa de acceso: Pista de rodamiento con inclinación, la cual permite conectar la superficie con el fondo del pit, además de las distintas áreas y bancos de trabajo (parámetro operacional).
- Bermas: Estructuras de material propio de la excavación, que busca definir distancias de seguridad y evitar el tránsito de equipo hacia los límites finales de la mina.
- Talud Global: Corresponde al ángulo comprendido entre la cresta del banco más cercano a superficie y la pata del banco ubicado en el fondo del pit.

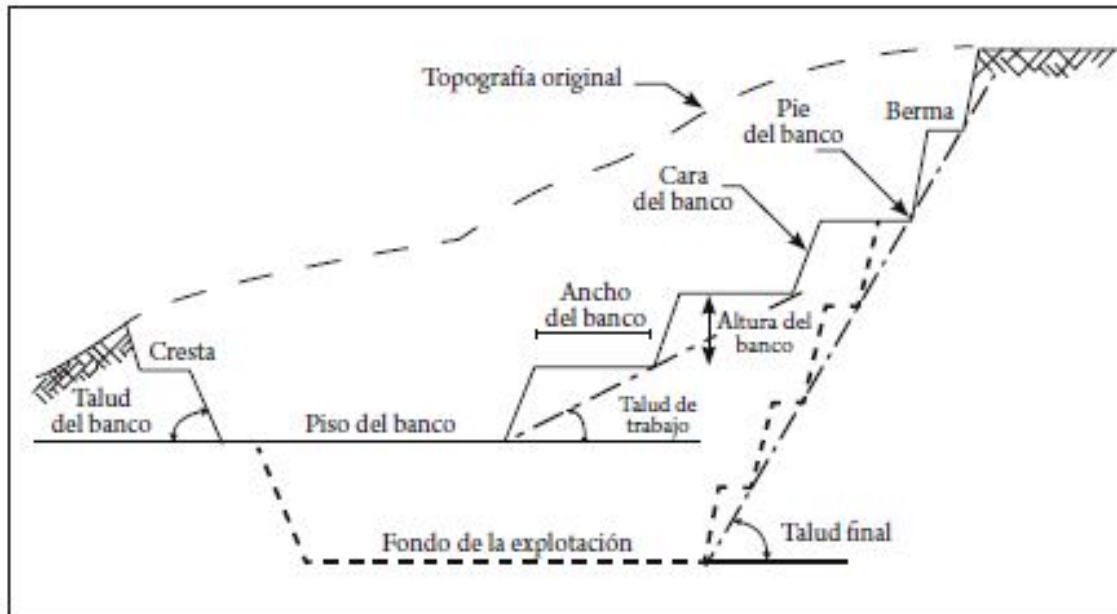


Figura 2.8: Esquema de los parámetros geométricos de diseño de un Rajo (López Aburto, 2012).

2.3.2. Criterios de estabilidad

Los criterios de estabilidad buscan definir el nivel de desempeño que han de cumplir los distintos taludes mineros a diseñar frente a una condición de inestabilidad y/o falla presente en la mina.

Los criterios pueden ir expresados de dos formas, ya sea como un factor de seguridad (FoS) que compara la capacidad del talud (resistencia) con los esfuerzos motrices que actúan sobre el talud (gravedad y presión de agua) o bien como una probabilidad de falla (PoF) inferior a 1, con un modelo estadístico (Stacey y Read, 2009).

El nivel de aceptación en cualquiera de los criterios considerados puede variar, dependiendo de la importancia de la pendiente del sector a ser estudiado. A modo de ejemplo, los taludes del tajo que no tienen instalaciones importantes (rampas, portales de túneles, trituradoras) en la pared o inmediatamente detrás de la cresta pueden tener una FoS aceptable de 1.2 o 1.3, o una PoF en el rango de 10 a 15%. Para pendientes más críticas, estos valores pueden elevarse a 1.5 y menos del 5%, respectivamente.

La siguiente tabla presenta los valores que han de poseer los distintos criterios para cumplir con el desempeño requerido y que serán los valores a utilizar para evaluar la estabilidad de los taludes generados.

Tabla 2.1: Valores típicos de aceptación para criterios FoS y PoF (Fuente: Stacey y Read, 2009).

Slope scale	Consequences of failure	Acceptance criteria ^a		
		FoS (min) (static)	FoS (min) (dynamic)	PoF (max) P[FoS ≤ 1]
Bench	Low-high ^b	1.1	NA	25–50%
Inter-ramp	Low	1.15–1.2	1.0	25%
	Moderate	1.2	1.0	20%
	High	1.2–1.3	1.1	10%
Overall	Low	1.2–1.3	1.0	15–20%
	Moderate	1.3	1.05	10%
	High	1.3–1.5	1.1	5%

a: Needs to meet all acceptance criteria

b: Semi-quantitatively evaluated, see Figure 13.9

2.4. Pequeña minería nacional

La pequeña minería chilena ha sido clasificada como tal, según distintos factores y parámetros. En los informes de Cochilco se distinguen cinco definiciones para la *pequeña minería* y *minería artesanal* (Cochilco, 2014). Tres son en base al número de trabajadores:

- Sernageomín: Define según número de trabajadores y horas trabajadas por estos (menor a 80 trabajadores o menor a 200,000 horas trabajadas anuales).
- Código de minería: menor a 12 trabajadores.
- Ley de impuesto a la renta: menor a 5 trabajadores.

Las restantes 2 son en base a la producción, en donde Enami en base a la producción mensual. Si el productor en forma individual vende hasta 10,000 toneladas de minerales o su equivalente en productos mineros, corresponde a un pequeño productor minero. Por otra parte, Sonami utiliza las definiciones presentadas en la tabla 2.1 extraída de (SONAMI, 2014). Esta información es relevante dado que en primer lugar permite identificar que existen al menos 6 formas distintas de categorizar a la pequeña minería nacional en base a los distintos criterios expuestos, ahora bien; es fundamental definir el marco productivo sobre el cual se desarrolla la pequeña minería, que corresponde al caso de estudio actual.

Tabla 2.2: Definiciones utilizadas por Sonami para los sectores productivos (Fuente: SONAMI (2014))

Sectores	Extracción de Mineral (*)	
	Ton / año (*)	Ton Equiv. / mes
Gran Minería	Sobre 3.000.000	Sobre 250.000
Mediana Minería	100.000 – 3.000.000	8.000 – 250.0000
Pequeña Minería	Menor a 100.000	Menor a 8.000

En el figura 2.9, se presenta un gráfico elaborado por SONAMI (2014), en el cual se presenta las participaciones porcentuales relativas de la pequeña minería con respecto a la gran y mediana minería, para los períodos 2011-2013. Del gráfico destaca la ausencia de la pequeña industria minera en la extracción de minerales de hierro, manganeso, plomo y zinc, mientras que en los minerales de cobre, oro y plata presentan participaciones significativas que no superan el 4.5 %.

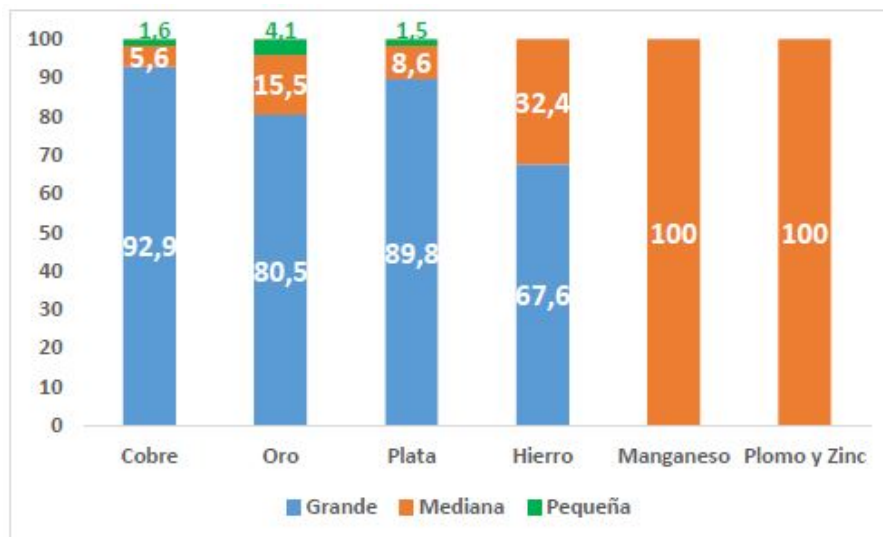


Figura 2.9: Participación porcentual por sector productivo para años 2011-2013 (Fuente: SONAMI (2014))

Por otra parte, SONAMI (2014) señala que en base a las ventas reportadas por Enami, 1,430 productores vendieron un total de 4,481 miles de TMS de mineral. De este total, a 1,008 Enami no les retiene monto por regalía, por lo que supone que; estos productores que alcanzan el 70% del total de productores de pequeña minería, son dueños de la propiedad minera que se encuentran explotando. Del 30% restante, 251 productores (61% del restante) pagan un 10% del total de su venta como regalía, 122 productores (28% de ellos) pagan menos del 10% y 49 productores (11% restante) pagan entre un 10% a un 15% de regalía a la planta de Enami. En cuanto a la propiedad minera La Estrella, el propietario minero es el dueño de la concesión, por tanto, no presenta retención de monto por concepto de regalía.

Otro parámetro económico relevante para caracterizar a la pequeña minería, corresponde a los costos asociados a esta industria, en los trabajos de Carrasco (2019) se presenta la siguiente descripción de la pequeña minería en base a sus clientes de dicho sector productivo.

- Cordillera de la costa-superficiales (<100 mt).
- Altas leyes (2.5% Cus - 1.5% Cu Ins), yacimientos vetiforme de poco desarrollo.
- Arriendo de propiedades mineras (5% de la venta).
- Costo Mina 30-50 US\$/ton + flete.
- Uso intensivo de mano de obra local (1:7) y escaso nivel de mecanización.
- Dificultad de acceso al crédito y bajo uso de capital.

- Producción representa el 1 % de la producción nacional de Cu.

Además, de la presentación realizada por Carrasco (2019), se presenta los distintos programas de fomento para la pequeña minería que considera Enami que buscan fomentar y otorgar herramientas de trabajo a los pequeños productores mineros, para ejercer una minería rentable, segura y sustentable, a nivel nacional. Enami ofrece servicios tales como;

- Estudios distritales.
- Reconocimiento de recursos y/o reservas y planificación minera.
- Apoyo a la producción Segura.
- Desarrollo de capacidades competitivas.
- Asesoría técnica directa.
- Plan piloto de reactivación de faenas mineras.

Otro trabajo relevante que ha realizado un estudio grueso del capital humano que conforma a una pequeña y mediana operación minera, corresponde a la investigación realizada por SONAMI y BR Consulting (2019), quienes entrevistaron a diversos trabajadores de la pequeña y mediana minería a lo largo del territorio nacional, llegando a obtener las siguientes conclusiones más relevantes para el personal que trabaja en la pequeña minería:

- 84.4 % de los trabajadores declaran ejercer funciones de perfil único y el 15.4 % declaran ser trabajadores multifuncionales, cumpliendo 2 o más funciones.
- El 50 % de los trabajadores declaran solo tener educación básica, seguido por un 39.2 % que indican educación media y el 9.6 % poseen estudios superiores.
- El ingreso mensual para un trabajador de pequeña minería se concentra entre \$301,000 - \$600,000 para el 55.4 % de los trabajadores.
- En lo que respecta a jornada laboral, el 55.5 % de los trabajadores indica realizar una jornada de 5x2, seguido por el 19.9 % de la jornada 4x4, en donde sus horas en promedio son de 45.

De los resultados obtenidos por SONAMI y BR Consulting (2019), se pueden estimar los costos asociado a la mano de obra que conformará el proyecto minero La Estrella.

2.4.1. Antecedentes de la pequeña minería nacional

A Sernageomin se solicitan las resoluciones de aprobación de proyectos mineros de pequeña minería que se encuentren actualmente operativos, respectivos a la región de Atacama (resoluciones del año 2020) y a la región de Coquimbo (resoluciones del año 2021). De la región de Atacama se obtiene 59 resoluciones de aprobación para el año 2020, mientras que para la región de Coquimbo se obtienen un total de 159 resoluciones de aprobación para el año 2021.



Figura 2.10: Porcentaje de proyectos mineros de pequeña minería explotados mediante minería a cielo abierto (Fuente: Gráfico de elaboración propia en base a las resoluciones de aprobación solicitadas).

Ahora bien, en la región de Atacama un 6.7% de los proyectos mineros de pequeña minería corresponden a mineras explotadas mediante minería a cielo abierto para el año 2020, mientras que para la región de Coquimbo el porcentaje llega a un 22% para el año 2021. Lo anterior es consecuencia directa de que la tendencia en pequeña minería es a realizar labores subterráneas de extracción en donde se extrae selectivamente el cuerpo mineral. Ahora bien, el método de explotación tiene relación principalmente con parámetros asociados al yacimiento mineral tales como; geometría, profundidad, mineralización, entre otras consideraciones.

Una vez identificadas las operaciones que se desarrollan mediante minería cielo abierto, se procede a reconocer las tendencias usadas en el diseño minero tales como; altura de talud, ángulo de banco y anchos de berma. En las figuras 2.11, 2.12 y 2.13 se presentan gráficos circulares que representan los distintos parámetros de diseño usados en la pequeña minería en base a todos los proyectos de cielo abierto identificados en las resoluciones de aprobación.

De la figura 2.11 se puede apreciar que existen tres tendencias a la hora de definir alturas de talud, la primera de ellas consiste en usar alturas de 5 metros, la segunda corresponde a alturas de 4 metros y finalmente, de 3 metros. En cuanto a los ángulos de talud empleados, de la figura 2.12 se puede apreciar que la mayoría de los proyectos emplean ángulos de 70%, seguido por ángulos de 65 y 50% con el mismo porcentaje de aparición. Finalmente, en cuanto al ancho de las bermas empleadas, hay dos principales tendencias reconocidas en la figura 2.13, la primera de ella consiste en emplear anchos de 2 metros y la segunda tendencia consiste en usar anchos de 2.5 metros.



Figura 2.11: Alturas de banco usadas en pequeña minería (Fuente: Gráfico de elaboración propia en base a las resoluciones de aprobación solicitadas).



Figura 2.12: Ángulos de banco usados en pequeña minería (Fuente: Gráfico de elaboración propia en base a las resoluciones de aprobación solicitadas).

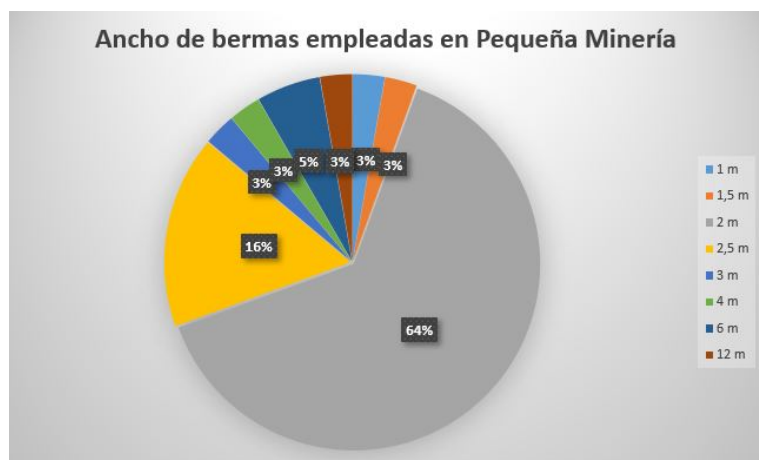


Figura 2.13: Anchos de berma usados en pequeña minería (Fuente: Gráfico de elaboración propia en base a las resoluciones de aprobación solicitadas).

Capítulo 3

Metodología

El presente capítulo define el procedimiento y criterios a utilizar para cumplir con el objetivo del presente trabajo de título. En primer lugar se aborda la metodología empleada en el terreno. El siguiente paso consiste en definir la metodología para la elaboración del modelo de recursos geológicos y el modelo geotécnico, este último contiene la metodología utilizada en el laboratorio para las pruebas de compresión y tracción indirecto. Se prosigue con la metodología de diseño y se termina con la metodología para generar la evaluación económica de la propuesta. La figura 3.1 representa el flujo de la metodología.

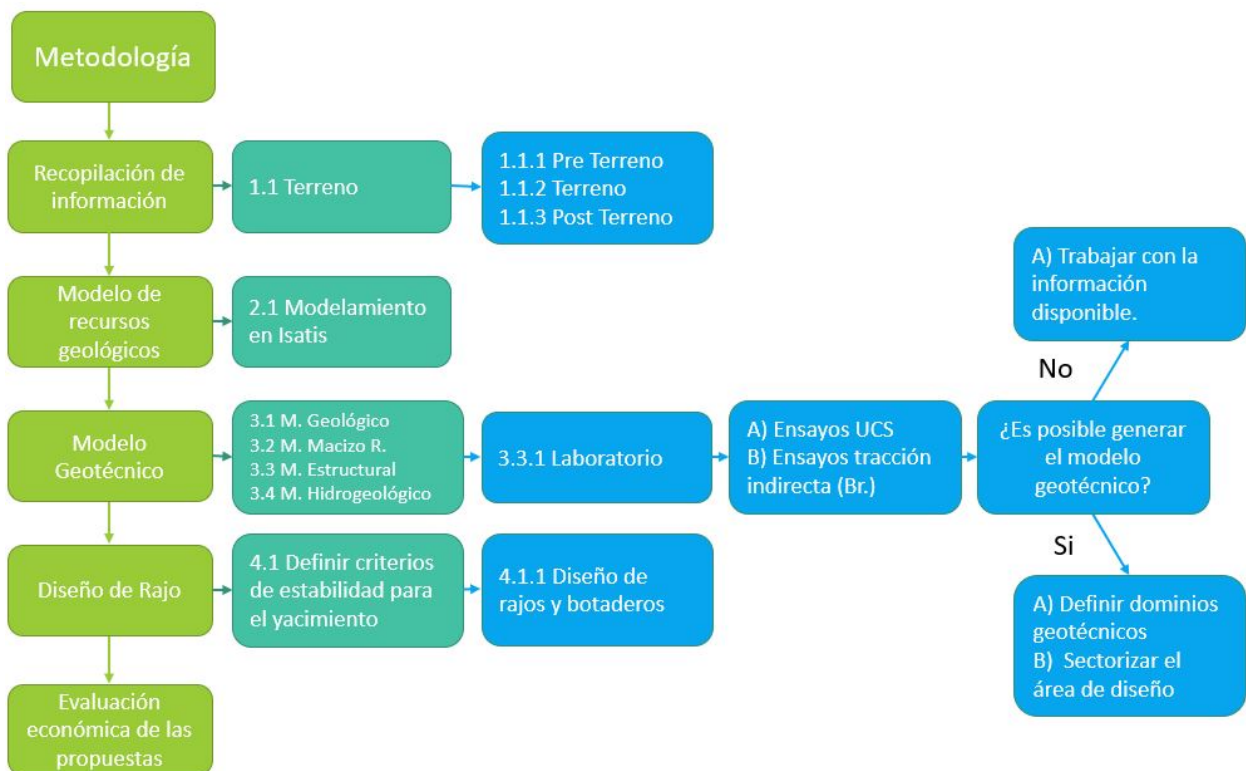


Figura 3.1: Diagrama de flujo de la metodología empleada.

3.1. Recopilación de información

3.1.1. Metodología de trabajo en terreno para recopilar información: Recopilación de información para el modelo geotécnico

La metodología de trabajo desde una perspectiva cronológica, se divide en 3 etapas distintas, la primera de ellas aborda el período de tiempo comprendiendo entre el inicio del trabajo de título hasta el terreno, la etapa 2 aborda el terreno en sí y finalmente, la etapa 3 aborda los trabajos realizados posterior al terreno realizado en La Estrella.

3.1.1.1. Etapa 1: Trabajo

Durante la Etapa 1 se recolecta información de distintos medios para lograr comprender el contexto geológico de La Estrella, al igual que su contexto operacional y laboral. Ahora bien, cabe destacar que también se realizó un terreno previo al requerido por el presente trabajo, con el fin de conocer de manera global la operación en La Estrella.

En primer lugar se analizan y estudian las memorias de Quevedo (2020) y Varela Espejo (2021) de las cuales se obtiene información de la mineralogía del yacimiento y una caracterización/reconocimiento geológico del yacimiento, respectivamente. Estos documentos al ser específicos del yacimiento contienen mayor detalle de este, siendo relevantes a la hora de comprender el yacimiento mineral.

También se solicitan las resoluciones de aprobación de proyectos mineros de pequeña minería ubicados en la región de Atacama y Coquimbo que se encuentren actualmente en operación al Sernageomin bajo la Ley de Transparencia. Esta información es vital para comprender de manera general como son los proyectos mineros en pequeña minería, ya sea desde el diseño utilizado hasta la cantidad de personal contratado, para así reconocer tendencias en el diseño de la pequeña minería ya sea; alturas de banco, ancho de berma y ángulo del banco.

A través de Luis Fritis, el propietario minero, se solicita a Enami la información respectiva a los 8 sondajes realizados en La Estrella para de esa forma poder proyectar los sondajes en programas de visualización 3D, que permitan posteriormente la generación de modelos geotécnicos. Para la generación de los modelos se emplea el Software Isatis.

Además de la información previamente señalada, también se reúnen antecedentes relacionados al tipo de yacimiento, la pequeña minería nacional, topografía, pruebas de laboratorio del mineral de La Estrella, entre otra información de apoyo.

Finalmente, durante este periodo se planifica el terreno el cual busca reunir antecedentes asociados a la competencia del macizo rocoso, estructuras a una escala local y reunir muestras de sondajes para posteriormente ser ensayados a través de pruebas uniaxiales y de tracción indirecta en laboratorio. Todo lo anterior tiene el propósito de poder evaluar la generación del modelo estructural, modelo del macizo rocoso y modelo hidrogeológico, para así poder levantar un modelo geotécnico del yacimiento que permita el diseño sectorizado de un rajo.

3.1.1.2. Etapa 2: Visita a Terreno

La **primera actividad** necesaria y vital para el terreno consiste en la identificación de los distintos sectores cruciales para la operación minera de la Estrella. En ella se deben localizar topográficamente la localización de sectores tales como; límites de la concesión minera, accesos mina, sector campamento, sondajes realizados por Enami y los pozos de agua que suministran de agua a la operación. Una vez ya localizados los distintos sectores vitales para la operación minera, se limita la propiedad y por tanto, el área de estudio, permitiendo así una comprensión real de la operación minera.

Una vez culminada la actividad previa, se prosigue con la **segunda actividad** del terreno, que tiene por objetivo caracterizar la calidad del macizo rocoso e identificar estructuras geológicas. Para ello, se emplean ventanas de mapeo de aproximadamente 5 metros de ancho y alto, para así generar una descripción al detalle de cada lugar estudiado. Cada sector debe ser registrado en el gps para obtener el punto topográfico respectivo. Los parámetros estudiados para el macizo rocoso y para las estructuras geológicas son las listadas a continuación.

■ **Macizo rocoso**

- Litología.
- Resistencia.
- Meteorización.
- Condición de Agua (Jw).
- Efecto tronadura.
- Criterio GSI.
- Observaciones.

■ **Estructuras geológicas**

- Tipo de estructura.
- Orientación.
- Espaciamiento.
- Rugosidad.
- Alteración.
- Relleno.

La **tercera actividad** y ultima, consiste en la recolección de muestras de sondajes realizados en La Estrella. Para ello, es necesario considerar los siguientes criterios para la recolección de muestras.

- El largo de la muestra a recolectar debe ser al menos 2.1 veces el diámetro para asegurar satisfacer la relación de largo y diámetro para las pruebas uniaxiales.
- Las muestras recolectadas deben ser representaciones de la roca intacta del yacimiento, es por ello que se debe evitar muestras con presencias de estructuras como vetillas, cavidades, entre otras.

- Se recolectan muestras de los sondajes que se encuentren los primeros 100 m de los tramos perforados en la propiedad minera y además no deben estar significativamente meteorizados y/o alterados. Consecuencia de lo anterior solo se extraen muestras de los sondajes N° 2, 3, 4, 5 y 8.
- Se deben obtener muestras representativas de los distintos grupos litológicos como también una cantidad significativa por grupo dado que durante la preparación de la probeta se pierden muestras en el proceso.

3.1.1.3. Etapa 3: Procesamiento de datos

Una vez culminado el terreno, se reciben las muestras de sondajes en los laboratorios de mecánica de rocas de la facultad, para sí preparar las probetas a ser sometidas bajo los ensayos de compresión uniaxial y de tracción indirecta. En cuanto a la información recolectada en las ventanas de mapeo, esta debe ser procesada y utilizada para la elaboración de las respectivas redes de schmidt. La información respectiva a la calidad del macizo rocoso será introducida en ISATIS para la generación de un modelo de bloques de GSI.

3.2. Metodología para crear el modelo de recursos geológicos

Para la construcción del modelo de recursos geológicos del yacimiento La Estrella, en primer lugar se debe crear una base de datos que contenga los datos asociados a los sondajes. Los parámetros del sondaje relevantes para la base de datos son; código del sondaje, coordenadas, largo, azimuth, dip, litologías, alteraciones y las concentraciones de hierro, ahora bien, solo se considera el hierro para la creación del modelo de recursos, dado que los otros elementos de interés como lo son; el oro, cobre, cobalto y níquel, solo cuentan con análisis geoquímico en dos de los tres sondajes estudiados por análisis geoquímico y por tanto, no se puede armar un modelo de recursos de dichos elementos de interés. Los parámetros de interés deben ir en 4 archivos distintos llamados; collar, survey, litho y assays.

Ahora bien, como solo se cuenta con los análisis geoquímicos de 3 sondajes en ciertos tramos de estos, se complementa la información con el espesor de los cuerpos de magnetita identificados en el momento que se realizaron las campañas de perforación. Ahora bien, se conoce el espesor pero no las leyes, por lo tanto, se definen un rango de leyes de hierro, comprendido entre el 60% y 70% de hierro, permitiendo así robustecer un poco más el conocimiento respectivo al yacimiento La Estrella. Estos valores son utilizados dado que se encuentra dentro del espectro de leyes de hierro conocidas del yacimiento La Estrella al igual que coincide en magnitud con la ley media de hierro identificada por Enami en el yacimiento.

Una vez que la base de datos se encuentra completa con la información de los sondajes, más el espesor de los cuerpos de magnetita perforados (información blanda), esta debe ser cargada en un software de geoestadística que permita el procesamiento de los datos, su visualización y modelamiento, siendo Isatis el software empleado.

En el software los datos deben ser procesados y compositados para homogeneizar el largo de los tramos estudiados. Posteriormente, viene la etapa de modelado que busca extrapolar la informa-

ción de la base de datos, hacia el volumen de estudio. Para el modelamiento se emplea el método **Kriging ordinario**, debido que los otros métodos de modelamiento si bien poseen menor grado de incerteza, requieren de bases de datos más robustas con una mayor cantidad de sondajes, por tanto, se selecciona el ya mencionado método de modelamiento dado que se ajusta de mejor manera a la información disponible y además será la función empleada en la construcción de los modelos restantes.

3.3. Metodología para construir el modelo geotécnico

La construcción del modelo geotécnico requiere la creación de sub-modelos, los cuales son unidos en uno solo generando así el modelo geotécnico. Ahora bien, la figura 3.2 representa la composición que define un modelo geotécnico, en donde si bien se requieren una serie de datos por cada modelo, estos deben ser considerados siempre que la información se encuentre disponible.

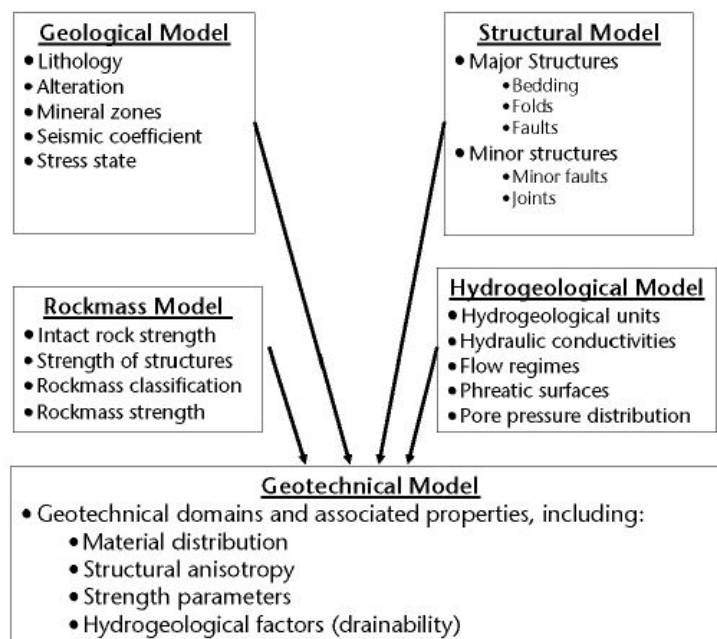


Figura 3.2: Esquema de los componentes de un modelo Geotécnico (Stacey y Read, 2009).

3.3.1. Modelo geológico

El modelo geológico generalmente contiene información respectiva a la litología del yacimiento, tipo y grado de alteración hidrotermal, zonas de mineralización, coeficiente sísmico y el estado de esfuerzos. En el presente estudio, en base a la información disponible, las variables a ser recopiladas corresponden a la litología, tipo y grado de alteración hidrotermal y los tipos de mineralizaciones.

Para el yacimiento La Estrella, gracias a los trabajos realizados en la Tesis de Varela Espejo (2021), se cuenta con información relacionada a la litología, tipo y grado de alteración de 7 sondajes realizados previamente por Enami. Estos datos deben ser llevados a una base de datos, ahora bien, este procedimiento ya es realizado en la metodología de recursos geológicos.

El enfoque del modelo geológico a diferencia del modelo de recursos, es que se centra en las litologías y las alteraciones hidrotermales de yacimiento y no en las concentraciones de los minerales de interés, dado que su propósito es caracterizar la geotecnia del yacimiento y no en cuanto a sus recursos.

La información respectiva a la litología y alteración son modeladas en el software Isatis, dado que permite la visualización 3D de estas variables haciendo uso de bloques de $10 \times 10 \times 10 \text{ m}^3$ para reducir la variabilidad del modelo.

3.3.2. Modelo estructural

El modelo estructural contiene información de las estructuras mayores como las menores o bien a una sola escala, siempre dependiendo de la envergadura del proyecto. En las estructuras mayores se puede presentar la estratificación, pliegues y fallas. En cuanto a las estructuras menores se pueden describir la presencia de fallas menores y fracturas (joints) en el macizo.

En el trabajo realizado por Varela Espejo (2021), se identifica la presencia de estructuras y vetilleo a lo largo de los sondajes de perforación realizados por Enami, pero no se reconocen estructuras mayores, por tanto, se realizan distintas ventanas de mapeo en la propiedad minera, para de esa forma poder identificar sets de estructuras geológicas que condicionen la calidad y comportamiento del macizo rocoso.

La etapa de generación de ventanas de mapeo y procesamiento de datos se realiza en la etapa del terreno, donde se recopila una serie de información y se digitaliza. Ahora bien, para la creación del modelo estructural, la información digital debe ser cargada a un programa de modelamiento para estructuras geológicas, el cual en el presente trabajo consiste en el software Dips para el reconocimiento de sets estructurales.

3.3.3. Modelo del macizo rocoso

Un modelo del Macizo Rocosos puede contener información respectiva a la resistencia de la roca intacta, la resistencia de las estructuras, clasificación del macizo rocoso y la resistencia del macizo rocoso.

Para el presente trabajo se utiliza el sistema de clasificación GSI de Hoek-Brown dada su extensa y aceptada aplicación en minería cielo abierto (Stacey y Read, 2009). Ahora bien, para la aplicación de dicha metodología se requieren cumplir los siguientes requerimientos.

- Mapeo de superficie: Los valores deben obtenerse de las tablas 7.1 y 7.2 en anexos.
- El macizo rocoso ha de considerarse drenado dada la condición de agua del sector.

Por otra parte, es necesario conocer la calidad de la roca intacta para caracterizar al macizo rocoso, es por ello que se recolectan 44 muestras en total, pertenecientes a 5 sondajes distintos (los más superficiales), para ser sometidos a ensayos **Uniaxiales** y de **Tracción Indirecta**. Se descarta el ensayo Triaxial dado que no se trabajará en una condición de confinamiento producto de que el diseño minero considera un Rajo de baja profundidad. Los ensayos son realizados en el laboratorio

de Mecánica de Rocas de la Universidad de Chile bajo la metodología expuesta en la sección 3.3.4.

Una vez que los resultados del laboratorio son obtenidos, los datos deben ser procesados para así clasificar la resistencia de la roca intacta, dando inicio a la etapa de creación del modelo del macizo rocoso, el cual también considera la información recopilada en terreno respectiva a la clasificación GSI. El modelo debe ser capaz de describir y clasificar el macizo rocoso bajo estudio.

3.3.4. Metodología laboratorio

Una vez seleccionadas y clasificadas las muestras recolectadas de La Estrella en grupos litológicos, se procede a seleccionar aquellos grupos que cumplen con un mínimo de 5 muestras UCS y 5 muestras para tracción indirecta para de esa forma no ensayar grupos que no serán bien representados por las limitadas muestras disponibles.

Ya seleccionadas las muestras a ensayar, se prosigue con la preparación de ellas en donde deben ser cortadas y rectificadas para cumplir con las dimensiones requeridas por las normativas de los ensayos uniaxiales (norma ASTM 7012-14) y de tracción indirecta (norma ASTM D 4867/D4867M-96). Para las probetas UCS se emplea una relación de; $D = \frac{L}{2}$ con L igual al largo y D igual al diámetro. Para los discos de tracción se emplea la siguiente relación; $D = L \cdot 2$.

Cuando las muestras han pasado la etapa de preparación y rectificación sin presentar roturas o desprendimientos significativo de material, se procede con la instrumentación de las muestras UCS, mientras que las muestras para tracción indirecta no deben ser instrumentadas, solo preparadas. La instrumentación se hace adhiriendo un strain gauge a la superficie de la muestra, esto se puede observar en la figura 3.3.



Figura 3.3: Probeta UCS ya instrumentada (Fuente: Elaboración propia).

Ya realizados todos los procedimientos previos que tienen relación con la preparación de la muestra, se puede proceder con la realización de los ensayos UCS y de tracción indirecta con el método brasileño. La metodología de los ensayos se abordaran en las siguientes secciones.

3.3.4.1. Ensayos UCS

Los ensayos de compresión uniaxial o UCS, permiten conocer la resistencia uniaxial no confinada de la roca o también conocida como resistencia a la compresión simple (UCS), los módulos elásticos como lo son; el módulo de Young E (parámetro que caracteriza el comportamiento de un material elástico, según la dirección de aplicación de la fuerza) y el coeficiente de Poisson ν (parámetro que caracteriza a cada material que indica la relación entre las deformaciones longitudinales que sufre el material en sentido perpendicular a la fuerza aplicada y las deformaciones longitudinales en dirección de la fuerza aplicada sobre el mismo) y el modo de falla, que si bien no se obtiene de manera cuantitativa del ensayo, es posible identificarla una vez ya realizado el ensayo y estudiando la forma en la cual falló la muestra. El ensayo permite así clasificar las propiedades de la roca intacta. Las relaciones de esfuerzos utilizada son: $\sigma_1 \neq 0$; $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$.

Los parámetros operacionales relevantes a definir dado que influyen en la calidad y resultados obtenidos son; velocidad de compresión (kN/min) y la dirección de aplicación de las cargas. Los parámetros de dimensiones, forma y peso se relacionan intrínsecamente con cada probeta.

Para la realización del ensayo, las muestras UCS deben ser localizadas en el centro de la prensa y conectadas a los respectivos canales que procesaran las señales eléctricas en los computadores que visualizan el desempeño de los ensayos.



Figura 3.4: Montaje utilizado en los ensayos UCS.

3.3.4.2. Ensayos de tracción indirecta, método brasileño

El ensayo brasileño busca medir indirectamente la resistencia a la tracción que posee la roca intacta. Dicho ensayo consiste en aplicar una carga en la cara cilíndrica externa del disco, mientras que el punto opuesto se mantiene estático en su posición. Consecuencia de lo anterior, aparecen 2 fuerzas diametralmente opuestas que producen una distribución uniforme de las tracciones transversales a lo largo del eje sobre el cual se aplica la carga. Cabe destacar que se espera que la muestra falle o quiebre en dirección paralela a la aplicación de carga (falla ideal) y además, se emplea un instrumento metálico que permite ajustar y sostener la muestra en su lugar evitando desplazamientos.



Figura 3.5: Instrumentación utilizada en los ensayos de tracción indirecta con el método brasileño.

3.4. Metodología de diseño Rajo

Para generar el diseño del rajo hay tener en claro los dominios estructurales del yacimiento, los cuales pueden condicionar la presencia de ciertos taludes con direcciones favorables a la ocurrencia de fallas planas, cuña y por volcamiento, mientras que la falla circular se asocia más a las propiedades del macizo y los parámetros de diseño empleados.

Para poder estudiar la ocurrencia de las distintas fallas a nivel talud, es necesario definir parámetros de diseño en base a condiciones operacionales. En el presente trabajo, se estudió la tendencia usada en el diseño minero a cielo abierto en base a las resoluciones de aprobación del Sernageomin en la sección 2.4.1. Por tanto, en base a las tendencias usadas en el diseño minero nacional para la pequeña minería, se definirán los parámetros de diseño a ser usados para la mina La Estrella.

Una vez definido el ángulo de talud, la altura de banco y el ancho de berma, se procede con el estudio de la ocurrencia de fallas planas, cuña y por volcamiento para los set estructurales identificados en terreno, haciendo uso de una dirección de talud igual a la dirección de la ladera sobre la cual se

dispondrá el rajo. Se usan los softwares de Rocscience para estudiar de manera general y en detalle las condiciones de estabilidad de los taludes a considerar en el diseño.

Una vez identificadas las direcciones y pendientes críticas para el diseño minero, se prosigue con la generación en sí del diseño a través del uso de un software perteneciente a Datamine llamado Studio OP, para así generar 3 diseños distintos de rajos, en base a distintos escenarios operacionales considerados como también los botaderos en los cuales se dispone el material estéril.

Los escenarios operacionales preliminares generados son 9, en donde cada diseño posee 3 escenarios operacionales de alta (10,000 t/m), media (7,000 t/m) y baja productividad (5,500 t/m), siempre dentro de lo que define la pequeña minería nacional. En cuanto a los diseños generados, son 3, los cuales presentan como principal distinción, la profundidad del pit diseñado.

3.5. Metodología evaluación económica del Rajo

La generación de la evaluación económica de la propuesta requiere la generación de una serie de supuestos operacionales que permiten culminar en el cálculo del VAN asociado al proyecto. Ahora bien, en primer lugar se calculan las leyes de corte para cada propuesta de diseño para así obtener una primera idea de negocio al observar las leyes medias que contempla cada diseño versus las leyes de corte asociada a cada uno de ellos. Si la ley media del yacimiento se encuentra por sobre la ley de corte, se podrá tener una primera idea de negocio.

Posteriormente, es necesario definir un plan de producción simplificado que permita realizar el cálculo de equipos requeridos para cumplir con la producción máxima de pequeño productor minero (10,000 t/mes) y en consecuencia la inversión necesaria en los equipos de carguío y transporte ya sean comprados o bien arrendados. Ahora bien, en la metodología de diseño, se definen tres escenarios operacionales preliminares de alta, media y baja productividad. Ahora bien, para la evaluación económica solo se consideran los escenarios de alta productividad para cada diseño, dado que, si bien requieren de una mayor inversión, también necesitan de una menor inversión en la renovación de su flota, consecuencia de una vida de proyecto menor.

Una vez determinada la inversión necesaria en equipos y definido un plan de producción simplificado se puede proseguir con el cálculo del VAN asociado a cada propuesta, siempre y cuando se definan claramente las consideraciones y supuestos para el flujo.

Finalmente, se debe generar el análisis de sensibilidad asociado a las variables que poseen un mayor impacto en el valor del VAN del proyecto para así identificar fortalezas y amenazas asociados al proyecto minero La Estrella.

Capítulo 4

Resultados

4.1. Terreno

Las actividades de localización de puntos estratégicos para la operación minera, calificación del macizo rocoso según clasificación GSI, la identificación de estructuras y la selección de muestras, fueron actividades que se extendieron por un período de 5 días de trabajo en terreno.

4.1.1. Localización de puntos estratégicos para la operación

Uno de los primeros resultados relevantes, corresponde a la localización de los distintos puntos importantes para la operación minera. Estos puntos corresponden a los límites de la concesión, el área campamento, los accesos minas y la localización de los sondajes; los cuales se presentan en la tabla 4.1. En anexos 7.2, se presenta una imagen satelital (figura 7.1) con los distintos puntos importantes para la operación.

Tabla 4.1: Localización de los puntos estratégicos La Estrella.

Localizaciones importantes La Estrella		
Código	Detalle	Coordenada (X J UTM Y ALT Z)
E01	Piezas Campamento	19 J 0323204 UTM 6818930 980
E02	Mina La Leona	19 J 0322847 UTM 6818696 983
E03	Límite concesión "Mirador"	19 J 0322624 UTM 6818657 1000
E04	Límite concesión "Entre cerros"	19 J 0322479 UTM 6819139 917
E05	Límite concesión "Al Norte"	19 J 0323061 UTM 6819314 980
E07	Límite concesión "Las Cabras"	19 J 0323205 UTM 6818828 992
E08	Entrada Mina La Estrella	19 J 0322916 UTM 6818936 962
E09	Sondajes 4	19 J 0322920 UTM 6818937 964
E10	Sondajes 1 y 5.	19 J 0322917 UTM 6818936 965
E11	Sondaje 6	19 J 0322982 UTM 6818990 969
E12	Sondaje 8	19 J 0322903 UTM 6819006 959
E13	Sondaje 7	19 J 0323007 UTM 6818991 969
E14	Sondaje 2	19 J 0323116 UTM 6818978 968
E15	Sondaje 3	19 J 0323154 UTM 6818879 985
E16	Pozo 1	19 J 0322632 UTM 6819212 896
E17	Pozo 2	19 J 0322643 UTM 6819407 901

4.1.2. Clasificación del Macizo Rocoso

La clasificación del macizo rocoso se hace con la metodología del GSI y la utilización de ventanas de mapeo. Se realizan 9 ventanas de mapeo superficiales, lo cual genera 9 clasificaciones del macizo rocoso superficial, mientras que al interior mina se realizan 12 ventanas de mapeo, obteniendo 12 mediciones de la calidad del macizo rocoso. En anexos 7.2, en la figura 7.1, se presenta una imagen satelital de los puntos superficiales en los cuales se realizaron las ventanas de mapeo, mientras que en la sección 7.3, en la figura 7.3, se indican los puntos al interior mina donde se realizaron las ventanas de mapeo. A continuación, se presentan los resultados obtenidos de las mediciones superficiales como las mediciones de interior mina.

Tabla 4.2: Resultados de la clasificación del macizo rocoso, mediciones superficiales.

Resumen de las mediciones superficiales de GSI					
Código	Resistencia (Martillo)	Meteorización	Condición de agua (Jw)	Efecto Tronadura	GSI
P01	R2	IV	Seco	Nulo	10-14
P02	R3	IV	Seco	Nulo	26-30
P03	R4	IV	Seco	Nulo	30-34
P04	R1	V	Seco	Nulo	18-22
P05	R2	IV	Seco	Nulo	18-22
P06	R4	IV	Seco	Nulo	30-34
P07	R2	V	Seco	Nulo	10-14
P08	R2	IV	Seco	Nulo	16-20
P09	R3	III	Seco	2	20-24

Tabla 4.3: Resultados de la clasificación del macizo rocoso, mediciones interior mina.

Resumen de las mediciones interior Mina de GSI					
Código	Resistencia (Martillo)	Meteorización	Condición de agua (Jw)	Efecto Tronadura	GSI
M01	R4	III	Seco	2	24-28
M02	R5	II	Seco	2	32-36
M03	R5	II	Seco	3	42-46
M04	R4	II	Seco	2	35-39
M05	R5	I	Seco	1	50-54
M06	R6	I	Seco	1	60-64
M07	R4	I	Seco	1	60-64
M08	R4	I	Seco	1	66-70
M09	R6	I	Seco	1	70-74
M10	R6	I	Seco	1	78-82
M11	R6	I	Seco	1	76-80
M12	R6	I	Seco	1	80-84

Una vez realizada la clasificación y estudiado el macizo rocoso en cada una de las paradas realizadas, se procede a generar una visualización conjunta de los valores de GSI en la superficie. Los valores GSI del interior mina no se presentan en la figura siguiente, dado que se encuentran en profundidad (interior mina).

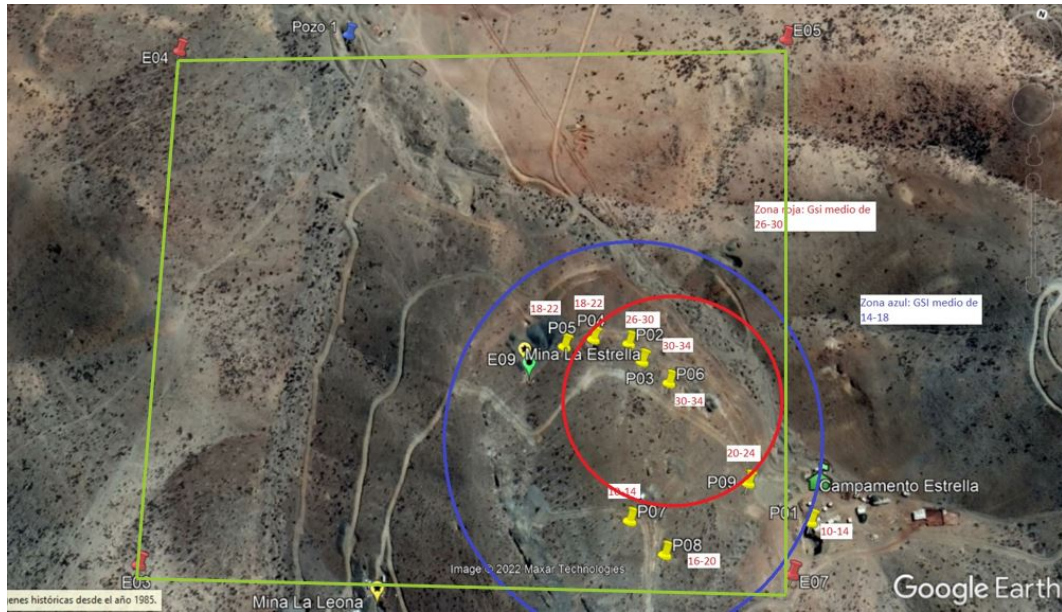


Figura 4.1: Visualización de los valores GSI superficiales.

En la figura 4.1 se proyectan los resultados obtenidos a través de la clasificación GSI, en donde cada punto amarillo representa los sectores en los cuales se realizaron las mediciones, mientras que los puntos rojos marcan los vértices de la concesión minera, mientras que las líneas verdes representan las aristas de la concesión minera.

4.1.3. Identificación de estructuras geológicas

En los mismos sectores en donde se realizaron las ventanas de mapeo para clasificar el macizo rocoso, también se estudian las estructuras geológicas presentes en la ventana, describiendo el tipo de estructura, orientación, espaciamiento, rugosidad, alteración y el relleno. Ahora bien, no siempre fue posible reconocer estructuras en las ventanas de mapeo, dado que habían sectores del macizo rocoso altamente meteorizados y alterados, lo cual no favorece a la presencia e identificación de estructuras geológicas, ahora bien, en terreno siempre que fue posible se identificaron los sets estructurales existentes. Cabe mencionar que en anexos 7.1 se presentan todas las tablas utilizadas para la realización de las ventanas de mapeo.

Tabla 4.4: Estructuras identificadas en superficie.

Ventana	Set n°	Tipo	Orientación		Espaciamiento (m)				Rugosidad		Alteración	Relleno		
			Dip Dir	Dip	Min	Max	Med	ff	Menor	Mayor		Resis.	Espesor (cm)	Tipo
P01	1	Vetilla	341	60	no aplica	no aplica	no aplica	no aplica	12-14	Ondulada Lisa	1	S6	1	Calcita
	2	Estratificación	80	85	0.6	1	0.8	1.25	6-8	Plana Rugosa	1	S4	0.1	Arcilla
	3	Estratificación	335	78	0.2	0.4	0.3	3.33	6-8	Plana Rugosa	1	S4	0.1	Arcilla
	4	Falla	210	31	no aplica	no aplica	no aplica	no aplica	no aplica	no aplica	1	S2	1	Arcilla
P02	1	Fracturas	112	60	0.05	0.3	0.18	5.71	8-10	Plana Rugosa	3	S2	0.1	Arcilla
	2	Fracturas	45	20	0.04	0.1	0.07	14.29	8-10	Plana Rugosa	3	S2	0.1	Arcilla
	3	Fracturas	317	84	0.4	0.6	0.50	2.00	8-10	Plana Rugosa	3	S2	0.1	Arcilla
	4	Fracturas	112	81	0.1	0.2	0.15	6.67	10-12	Ondulada Lisa	3	S2	0.1	Arcilla
P03	1	Fracturas	165	81	0.02	0.2	0.11	9.09	2-4	Plana Lisa	2	S3	0.5	Arcilla
	2	Fracturas	232	76	0.02	0.2	0.11	9.09	2-4	Plana Lisa	2	S3	0.5	Arcilla
P06	1	Fracturas	202	71	0.02	0.2	0.11	9.09	16-18	Escalonada Rugosa	1	S6	0.5	Calcita
	2	Fracturas	235	73	0.02	0.2	0.11	9.09	16-18	Escalonada Rugosa	1	S6	0.5	Calcita
P08	1	Fracturas	18	82	0.02	0.12	0.07	14.29	8-10	Ondulada Lisa	1	S3	0.5	Arcilla
	2	Fracturas	236	84	0.05	0.2	0.125	8	8-10	Ondulada Lisa	1	S3	0.5	Arcilla
P09	1	Fracturas	323	80	0.2	0.35	0.28	3.64	10-12	Ondulada Lisa	1	S2	2	Arcilla
	2	Fracturas	216	88	0.1	0.2	0.15	6.67	10-12	Ondulada Lisa	1	S2	2	Arcilla

Tabla 4.5: Estructuras identificadas al interior mina.

Ventana	Set n°	Tipo	Orientación		Espaciamiento (m)				Rugosidad		Alteración	Relleno		
			Dip Dir	Dip	Min	Max	Med	ff	Menor	Mayor		Resis.	Espesor (cm)	Tipo
M01	1	Fracturas	232	83	0.02	0.25	0.135	7.41	6-8	Ondulada Lisa	2	S2	0.3	Arcilla Blanca
M02	1	Fracturas	230	49	0.2	0.4	0.3	3.33	8-10	Ondulada Lisa	1	S6	0.2	Arcilla
	2	Fracturas	231	73	0.7	1.2	0.95	1.05	6-8	Plana Rugosa	1	S6	0.2	Arcilla
M03	1	Fracturas	106	51	0.35	0.5	0.43	2.35	12-14	Escalonada Rugosa	1	S5	0.1	Arcilla
	2	Fracturas	228	74	0.35	0.65	0.50	2.00	6-8	Escalonada Lisa	1	S5	0.1	Arcilla
	3	Fracturas	303	49	0.35	0.4	0.38	2.67	6-8	Plana Lisa	1	S5	0.1	Arcilla
M05	1	Fracturas	310	74	0.1	0.9	0.5	2	14-16	Escalonada Rugosa	2	S3	0.1	Arcilla
	2	Fracturas	286	80	0.1	0.9	0.5	2	14-16	Escalonada Rugosa	2	S3	0.1	Arcilla
M06	1	Fracturas			0.2	1	0.60	1.67	8-10	Plana Rugosa.	3	S5	0.1	Arcilla blanca
M07	1	Vetilla Oz			0.1	0.15	0.125	8	8-10	Ondulada Lisa	3	R0	4	Oz
M08	1	Fracturas			0.3	0.5	0.4	2.5	12-14	Escalonada Rugosa	2	S6	0.1	Arcilla Blanca
M09	1	Fracturas			0.4	1	0.70	1.43	4-6	Plana rugosa	3	S6	0.1	Arcilla blanca.
	2	Fracturas			0.35	0.65	0.50	2.00	4-6	Plana rugosa	3	S6	0.1	Arcilla blanca.

Cabe destacar que en la tabla 4.5 hay estructuras que no tienen orientaciones asociadas, lo cual es producto de que la mina posee mineral de magnetita, lo cual afecta a la hora de realizar las mediciones con la brújula de Brunton y además no se conoce a ciencia cierta la orientación de la galería, aumentando la incerteza con la profundidad de esta, por tanto, solo se estudian las estructuras pero no se asocia una orientación.

La figura 4.2 contienen las distintas redes de Schmidt asociadas a las distintas estructuras identificadas, siendo proyectadas en una visualización satelital de la propiedad minera. Los códigos POX están asociadas a las mediciones superficiales, mientras que los códigos M0X están asociadas a las mediciones realizadas al interior mina.

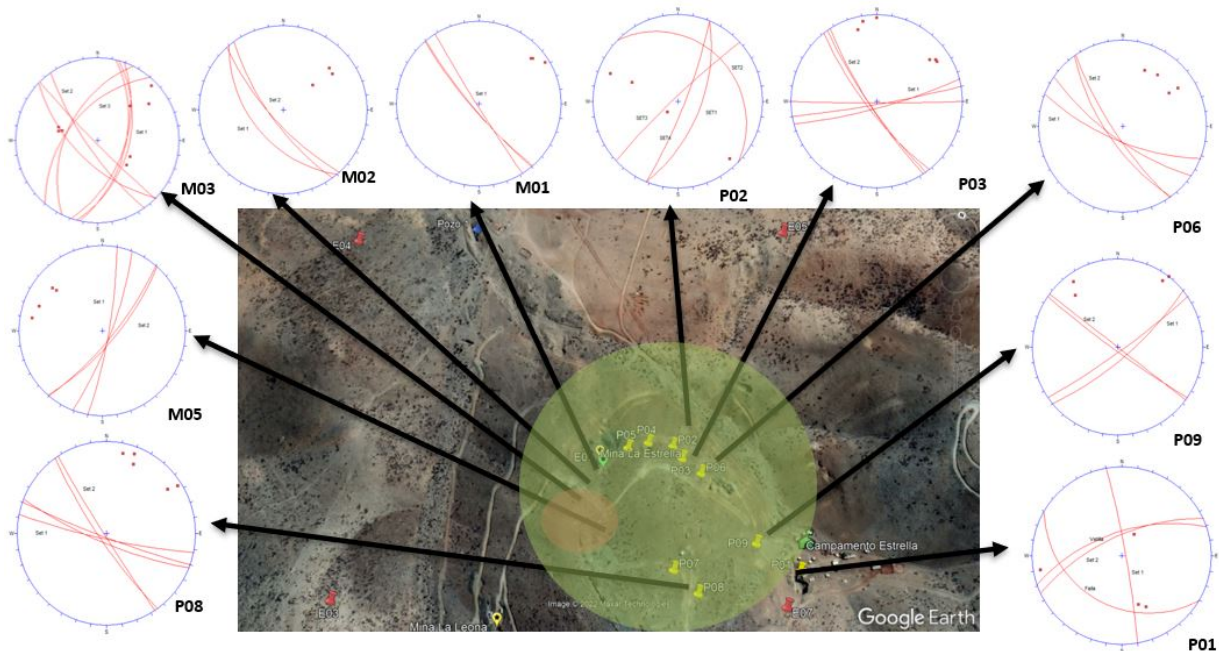


Figura 4.2: Visualización de las estructuras identificadas en La Estrella.

Ahora bien, para poder identificar los set de estructuras predominantes en el yacimiento mineral, se grafican todas las estructuras en una misma red de schmidt y se analizan las concentraciones de los polos. De esta forma se obtienen las siguientes visualizaciones gráficas de las estructuras superficiales e interior mina identificadas en La Estrella.

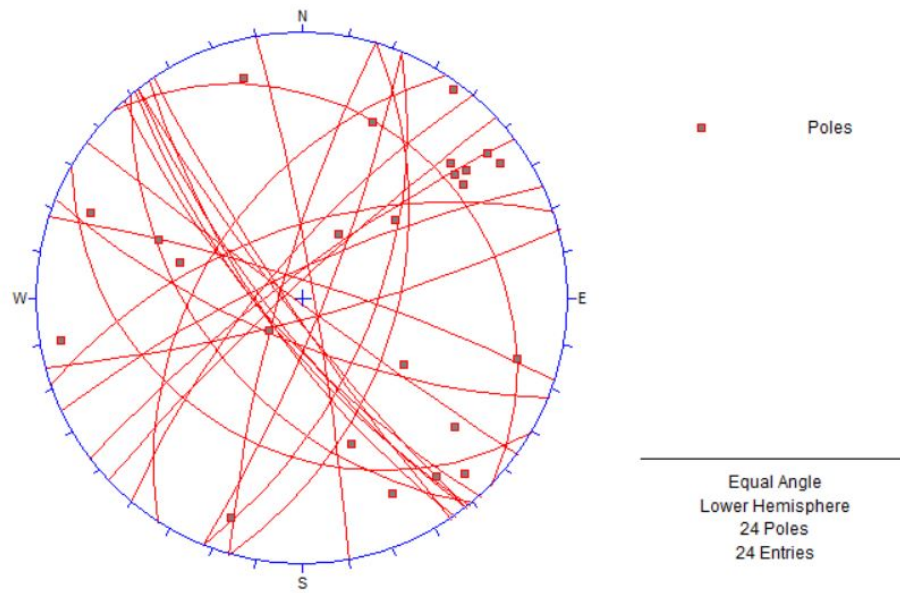


Figura 4.3: Red de Schmidt de todas las estructuras medidas.

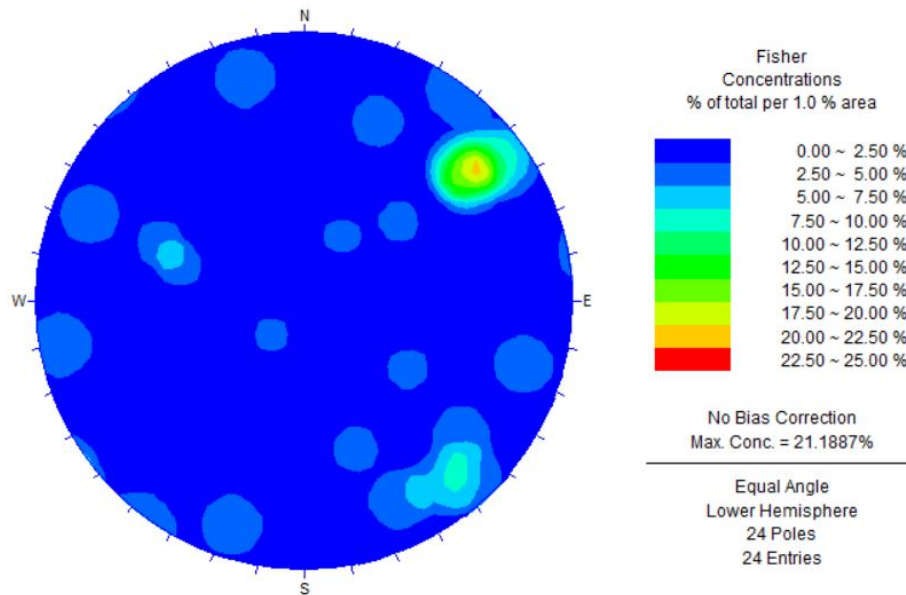


Figura 4.4: Diagrama de concentración de polos de todas las estructuras medidas.

Ahora bien, de la realización de múltiples ventanas de mapeo se identifican distintas estructuras, pero solo se reconocen dos sets estructurales que definen el dominio estructural del yacimiento. Dichos sets son; el set principal con una orientación media de $76^{\circ}/322^{\circ}$ y el set secundario con una orientación media de $80^{\circ}/320^{\circ}$. Dichos sets estructurales se identifican en distintos puntos de la propiedad, como también se presentan tanto en superficie como al interior mina.

4.1.4. Recolección de muestras

En cuanto a la recolección de muestras de sondajes para ser ensayados en el laboratorio, se hace con la selección de tramos pertenecientes a los sondajes N°: 2, 3, 4, 5 y 8. Se seleccionan dichos sondajes porque son aquellos que contienen muestras de los primeros 100 metros de perforación, dado que el diseño minero será enfocado en un rajo. Se seleccionan un total de 45 muestras de sondaje para ser enviadas al laboratorio.

4.2. Laboratorio mecánica de rocas

4.2.1. Descripción de muestras

Una vez que las muestras son cortadas, rectificadas e instrumentadas en el laboratorio, una practicante de geología realiza una descripción mineralógica de cada muestra caracterizando la litología, estructuras, grado de meteorización, grado de alteración, minerales de alteración, mineralización y porcentaje, descripción mineralógica, intensidad de alteración, observaciones y %matriz/roca. La tablas que contienen la descripción de cada muestra se encuentra Anexos 7.4. Ahora bien, de las tablas se puede apreciar que no existe una clara identificación de la litología asociada a cada muestra, principalmente producto del grado de alteración y meteorización la cual es de alta intensidad en la mayoría de las muestras, debido a que estuvieron más de 4 años al interior de sus respectivas cajas de madera a la intemperie lo cual se espera que afecte a los resultados, dado que las muestras estaban visiblemente fragmentadas y pulverizadas.

4.2.2. Resultados ensayos de compresión uniaxial

Se preparan un total de 26 muestras para ser ensayadas mediante compresión uniaxial, las cuales se agrupan en los grupos 1, 3, 6, 7 y 8. En un principio eran 8 los grupos definidos previa agrupación de cada muestra en base a un reconocimiento mineralógico de mano, pero los grupos 2, 4 y 5 cuentan con muy pocas muestras para obtener resultados que sean representativos y por tanto, dichas muestras son descartadas. Por otra parte, de los grupos que prosiguen a la etapa de ensayo, solo el grupo 8 presenta concentraciones importantes de magnetita y por tanto, es considerado el grupo del mineral de interés.

Los grupos generados para dividir las muestras, obedece a una primera descripción visual de ellas, agrupando por características en común. El grupo 1 presenta muestras de roca con presencia de feldespato potásico y biotita, mientras que el grupo 3 presenta muestras con cavidades (vesículas) rellenas de material blando (material arcilloso), por otra parte, el grupo 6 presenta minerales verdosos (Se reconoce epidota) y una dureza de 4-5 en esacala de Mohs. El grupo 7 presenta una textura granular y presencia de feldespato mientras que el grupo 8 presenta una alta densidad, una matriz muy magnética y una dureza de 6-7 en escala de Mohs.

Ahora bien, se realizaron un total de 26 ensayos de compresión uniaxial con distintas velocidades de ejecución según el grupo a ensayar, para ello, se ensaya la primera muestra de cada grupo a la velocidad mínima (5kN/min) y se comienza a ajustar la velocidad para que la duración del ensayo se encuentre dentro de lo sugerido (10-15 minutos), llegando a un valor máximo de 30 kN/min para los grupos más resistentes. A continuación, se presentarán los parámetros físicos de las muestras ensayadas en el laboratorio, al igual que los resultados obtenidos tales como; la resistencia a la

compresión uniaxial, el módulo de Young, el coeficiente de Poisson y el modo de falla.

Tabla 4.6: Parámetros físicos de las probetas UCS ensayadas.

ID	D (mm)	H (mm)	H/D	Masa (g)	γ (g/cm ³)	Duración (min)
G1-S4M5	47.10	96.90	2.06	443.22	2.63	0:07:21
G1-S2M12	47.40	98.60	2.08	462.65	2.66	0:12:13
G1-S2M11P1	47.40	97.20	2.05	465.07	2.71	0:11:24
G1-S2M11P2	47.40	97.50	2.06	462.08	2.69	0:08:42
G1-S3M10	47.20	96.80	2.05	457.72	2.70	0:16:46
G3-S8M2	47.02	95.80	2.04	446.73	2.69	0:04:03
G3-S4M3	47.10	94.60	2.01	448.31	2.72	0:05:55
G3-S2M2	47.20	93.60	1.98	444.22	2.71	0:12:18
G3-S8M5	47.00	97.30	2.07	458.45	2.72	0:11:14
G3-S2M3	47.20	97.60	2.07	451.79	2.65	0:11:43
G6-S5M3P1	46.90	97.20	2.07	397.37	2.37	0:01:44
G6-S5M3P2	46.90	96.70	2.06	452.55	2.71	0:03:57
G6-S5M4P1	46.90	97.50	2.08	456.79	2.71	0:05:26
G6-S5M4P2	46.90	97.90	2.09	530.45	3.14	0:05:17
G6-S5M5P2	46.90	97.50	2.08	443.67	2.63	0:04:43
G7-S8M4P1	47.00	97.10	2.07	445.58	2.64	0:09:39
G7-S8M4P2	46.90	97.10	2.07	438.16	2.61	0:05:00
G7-S4M1P1	47.10	95.60	2.03	428.84	2.57	0:04:04
G7-S4M1P2	47.10	95.40	2.03	424.48	2.55	0:04:09
G7-S8M3P1	47.00	97.70	2.08	454.04	2.68	0:05:48
G8-S2M4P1	47.40	98.60	2.08	700.29	4.02	0:03:31
G8-S2M4P2	47.40	100.10	2.11	707.79	4.01	0:10:37
G8-S2M6	47.40	96.50	2.04	686.78	4.03	0:11:33
G8-S3M4	47.10	97.00	2.06	490.80	2.90	0:02:56
G8-S5M7P1	46.80	97.50	2.08	559.26	3.33	0:03:04
G8-S5M7P2	46.90	99.20	2.12	568.06	3.31	0:02:42

Durante el desarrollo de los ensayos, hubieron 6 ensayos que se perdieron producto de un error en la configuración de las señales de la prensa, siendo válido solo los valores de resistencia medidos, pero no así los valores de deformación, teniendo que descartar los valores del módulo de Poisson obtenido para todas las muestras del grupo 1, y para la muestra S5M5P2 perteneciente al grupo 6.

Ahora bien, una vez obtenidos los resultados de las pruebas de compresión, se procede a seleccionar aquellas muestras que fueron ensayadas con éxito, vale decir, que cumplen con el modo de falla, la duración de la prueba, la coherencia de los resultados y un correcto funcionamiento del equipo. En anexos 7.4.1 se listan todas las muestras ensayadas y se detalla si son seleccionadas o si son descartadas. De todos modos, las tablas 4.6 y 4.7 se encuentran destacados en rojo aquellos ensayos descartados en su totalidad, en amarillo aquellos que solo se consideraron los resultados de resistencia y sin destacar aquellos que se usaron todos los resultados obtenidos.

Tabla 4.7: Resultados obtenidos de los ensayos de compresión uniaxial.

ID	σ_{UCS} (MPa)	σ_{UCS} D=5cm, H/D=2	E (GPa)	E D=5cm, H/D=2 (GPa)	ν	Tipo de falla
G1-S4M5	82.1	81.3	169.83	168.01	-0.20	Matriz
G1-S2M12	146.1	144.7	151.31	149.87	-0.28	Matriz
G1-S2M11P1	163.4	161.8	161.54	159.99	-0.18	Matriz
G1-S2M11P2	123.0	121.9	208.02	206.03	-0.22	Mixta
G1-S3M10	223.5	221.2	145.07	143.58	-0.31	Matriz
G3-S8M2	45.3	44.8	53.09	52.50	-0.38	Mixta
G3-S4M3	33.1	32.7	24.07	23.81	-0.17	Mixta
G3-S2M2	74.3	73.5	46.10	45.62	-0.31	Mixta
G3-S8M5	64.5	63.8	35.93	35.54	-0.41	Matriz
G3-S2M3	69.5	68.8	33.51	33.16	-0.15	Matriz
G6-S5M3P1	9.8	9.7	12.55	12.41	-0.27	Matriz
G6-S5M3P2	11.2	11.0	2.48	2.45	-1.61	Mixta
G6-S5M4P1	14.9	14.7	14.67	14.50	-0.10	Matriz
G6-S5M4P2	14.3	14.1	29.37	29.03	-0.45	Matriz
G6-S5M5P2	13.3	13.2	8.78	8.67	-0.83	Matriz
G7-S8M4P1	66.1	65.4	19.95	19.73	-0.24	Matriz
G7-S8M4P2	43.4	42.9	5.49	5.43	-0.04	Mixta
G7-S4M1P1	34.4	34.1	32.25	31.90	-0.38	Matriz
G7-S4M1P2	35.1	34.7	31.51	31.17	-0.18	Matriz
G7-S8M3P1	49.7	49.1	42.52	42.05	-0.21	Matriz
G8-S2M4P1	30.1	29.8	35.65	35.31	-0.33	Matriz
G8-S2M4P2	61.6	61.0	62.51	61.91	-0.29	Matriz
G8-S2M6	102.6	101.6	52.43	51.92	-0.11	Matriz
G8-S3M4	23.0	22.7	20.53	20.31	-0.21	Matriz
G8-S5M7P1	30.2	29.8	7.23	7.14	-0.44	Matriz
G8-S5M7P2	23.0	22.8	37.60	37.17	-0.14	Mixta

La selección de ensayos que cumplen con los distintos criterios requeridos, concluye con la selección de 11 pruebas de compresión completas, mientras que se adicionan 5 pruebas más que solo poseen una medición correcta de la resistencia peak a la compresión uniaxial.

Una vez terminada la selección de resultados, se procede a generar gráficos que permitan generar una visualización conjunta de los valores obtenidos de resistencia a la compresión uniaxial, módulo de Young y el coeficiente de Poisson. En los gráficos generados, a través de puntos azules se representan aquellas muestras que son de roca estéril mientras que los puntos naranja representa a las muestras de mineral de magnetita. También los puntos van acompañados de su respectivo error medio.

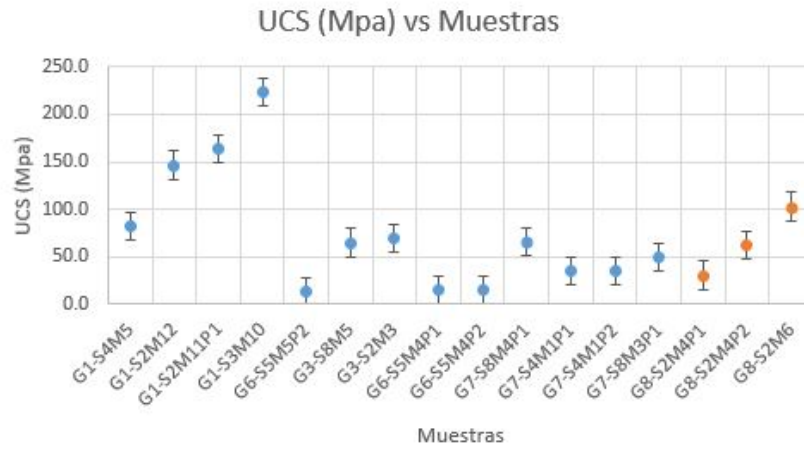


Figura 4.5: Gráfico de los resultados σ_{UCS} seleccionados.

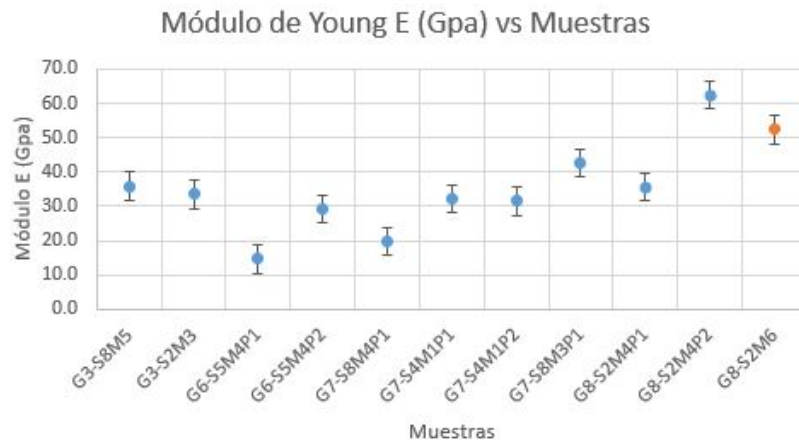


Figura 4.6: Gráfico de los resultado de módulos de Young (Gpa) seleccionados.

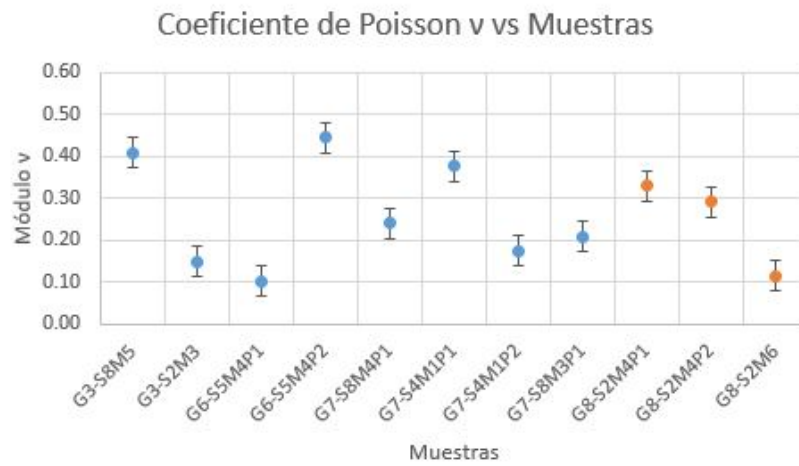


Figura 4.7: Gráfico de los resultados de coeficiente de poisson seleccionados.

Los grupos litológicos 1, 3, 6, 7 y 8 se agrupan en nuevos grupos para evitar confusiones, en donde el Grupo 1 se convierte en el grupo A, el grupo 3 en el grupo B, grupo 6 en el grupo C, grupo 7 en el grupo D y el grupo 8 en el grupo E.

Finalmente, se generan las estadísticas básicas para cada grupo litológico ensayado en base a los resultados obtenidos de resistencia peak, módulo de young y coeficiente de poisson. Cabe destacar que los grupos A, B, C y D corresponden a grupos asociados a roca estéril (se supone andesita dada las cartas geológicas del sector), mientras que el grupo E se asocia a la roca de mineral de hierro. Por otra parte, si bien la meteorización y alteración se encuentra de forma transversal en todos los grupos, es el grupo C el que presenta una mayor debilitación de su matriz (roca visualmente con muy baja cohesión).

Tabla 4.8: Estadísticas básicas para la resistencia peak, agrupadas por grupo geológico.

Estadísticas de las resistencias peak a la compresión (Mpa)						
Ítem	Grupo A	Grupo B*	Grupo C*	Grupo D	Grupo E*	Grupo B, C y D
Promedio	153.8	67	14.2	46.3	64.8	42.5
Mínimo	82.1	64.5	13.3	34.4	30.1	13.3
Máximo	223.5	69.5	14.9	66.1	102.6	69.5
Desviación estándar	58.2	3.5	0.8	15	36.4	x
Coef. de variación	0.38	0.05	0.06	0.32	0.56	x
Número de muestras	4	2	3	4	3	x

Tabla 4.9: Estadísticas básicas para el módulo de Young, agrupadas por grupo geológico.

Estadísticas de los módulos de Young (Gpa)					
Ítem	Grupo B	Grupo C	Grupo D	Grupo E	Grupo B, C y D
Promedio	34.7	22	31.6	50.2	30.0
Mínimo	33.5	14.7	20	35.7	14.7
Máximo	35.9	29.4	42.5	62.5	42.5
Desviación estándar	1.7	10.4	9.2	13.6	x
Coef. de variación	0.05	0.47	0.29	0.27	x
Número de muestras	2	2	4	3	x

Tabla 4.10: Estadísticas básicas para el coeficiente de Poisson, agrupadas por grupo geológico.

Estadísticas de los coeficientes de Poisson					
Ítem	Grupo B	Grupo C	Grupo D	Grupo E	Grupo B, C y D
Promedio	0.28	0.27	0.25	0.25	0.27
Mínimo	0.15	0.1	0.18	0.11	0.25
Máximo	0.41	0.45	0.38	0.33	0.28
Desviación estándar	0.18	0.24	0.09	0.12	x
Coef. de variación	0.66	0.89	0.35	0.47	x
Número de muestras	2	2	4	3	x

Cabe destacar que se calcula la media asociada a los grupos B, C y D dado que el grupo A se encuentra un orden de magnitud por sobre estos grupos en los valores de resistencia, mejorando así

la resistencia general de la roca pero esto no representa la situación real del yacimiento, en donde se tiene roca de baja resistividad al impacto con martillo.

4.2.3. Resultados ensayos de tracción indirecta

Para los ensayos de tracción indirecta bajo la metodología brasileña, fue realizada con los mismos grupos litológicos definidos para los ensayos de compresión uniaxial. En el caso de los ensayos de tracción se tiene un total de 5 ensayos por grupo. A continuación, se presentan los valores de resistencia peak (Mpa) y los modos de falla obtenidos.

Tabla 4.11: Resultados obtenidos de los ensayos de tracción indirecta.

Grupo	ID	Peak (KN)	Velocidad (KN/min)	Diámetro (mm)	Espesor (mm)	R traccion (Mpa)	Modo de Falla
A	S2M9P2	4.9	5	47.3	22.3	2.96	Central
A	S2M12	45.7	5 a 15	47.5	25.4	24.11	Central Multiple
A	S2M11	22.1	5 a 25	47.4	21.6	13.74	Central
A	S4M5	15	5 a 10	47.1	24.9	8.14	Central + Layer activation
A	S2M10	21.6	15	47.5	27.4	10.57	Central
B	S8M2P2	9.4	10	47	23.9	5.33	Central
B	S8M2P1	10.7	10	47.1	23.8	6.08	Central + Layer activation
B	S4M3P2	5.2	5	46.9	23.6	2.99	Central
B	S4M2	5.7	5	47.1	23.1	3.34	Central + Layer activation
B	S4M3P1	13.9	5 a 10	47.1	24.2	7.76	Central Multiple
C	S5M9P3	6.9	5 a 10	46.6	22.3	4.23	Central + Layer activation
C	S5M9P2	7.7	10	47	22.3	4.68	Central Multiple
C	S5M9P1	5	6	46.8	22.4	3.04	Central
C	S5M5P1	1.9	6	46.7	22.5	1.15	Central
C	S5M5P2	2.2	6	47	22.5	1.32	Central
D	S3M8P1	9.7	6	46.6	22.4	5.92	Central
D	S8M6P1	12.7	10	47	22.5	7.65	Central
D	S8M6P2	10.4	10	47.1	22.8	6.17	Central
D	S8M6P3	11.6	10	47.1	22.5	6.97	Central
D	S8M6P4	8.5	10	47.1	22.9	5.02	Central
E	S5M7P1	3.9	10	47	26.1	2.02	Central
E	S3M5P1	2.8	10	47	23.7	1.60	Central + Layer activation
E	S3M2P2	7.1	10	47	23.8	4.04	Central
E	S3M2P3	3	10	47.1	23.8	1.70	Central Multiple
E	S2M5	7.1	10	47.4	27.3	3.49	Central

Ahora bien, los resultados de tracción, al igual que los resultados obtenidos de los ensayos de compresión uniaxial, deben ser seleccionados según los criterios de ejecución del ensayo al igual que el modo de falla obtenido, siendo de utilidad las fallas modo central. Dicha selección reduce los resultados válidos de 25 a 16 muestras las cuales se presentan gráficamente a en la figura 4.8.

En la figura 4.8 se representan mediante puntos azules los grupos litológicos asociados a roca estéril, mientras que los puntos naranjas representan el grupo litológico asociado al mineral de interés, vale decir, magnetita.

Una vez que los ensayos de tracción indirecta son seleccionados según el modo de falla, se procede a generar el análisis estadístico general de los resultados obtenidos por grupo litológico, para de esa forma caracterizar estadísticamente cada grupo litológico. El análisis estadístico se presenta en la tabla 4.12.

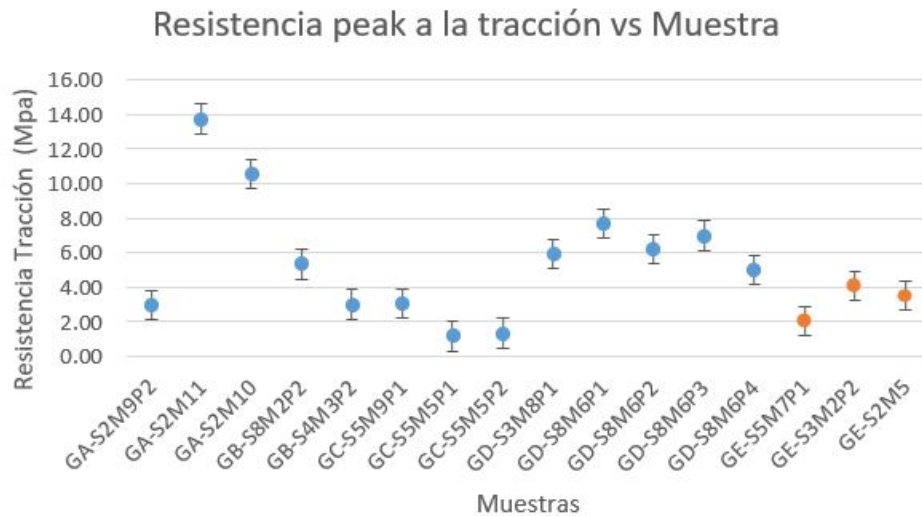


Figura 4.8: Resultados de los ensayos de tracción indirecta que fallaron en modo central.

Tabla 4.12: Resumen de las estadísticas de resistencia peak de tracción por grupo litológico.

Estadísticas de las resistencias Peak de Tracción (Mpa)					
	Grupo A	Grupo B	Grupo C	Grupo D	Grupo E
Promedio	9.09	4.16	1.84	6.34	3.19
Min	2.96	2.99	1.15	5.02	2.02
Max	13.74	5.33	3.04	7.65	4.04
Desviación estándar	5.54	1.65	1.04	1.01	1.04
Coef. de variación	0.61	0.40	0.57	0.16	0.33
Número de muestras	3	2	3	5	3

4.3. Modelo de recursos geológicos

La construcción del modelo de recursos requiere convertir la información de las leyes de hierro contenida en los sondajes en una base de datos que posteriormente, permita la visualización de los sondajes. En la figura 4.9 se presenta una visualización de las leyes de hierro contenida en los sondajes, los límites de la concesión minera representada por los puntos rojos y la topografía de color verdoso.

La visualización se efectúa tan solo con 7 sondajes, dado que si bien se hicieron 8 sondajes en la Estrella, el sondaje 6 se lo llevo Enami y por tanto, no hay información de ese sondaje que sirva para la generación del modelo.

Ya desplegados los sondajes, se prosigue con el modelamiento, haciendo uso del método kriging ordinario, se genera un modelo de recursos geológicos en base a solo las leyes de hierro magnético.

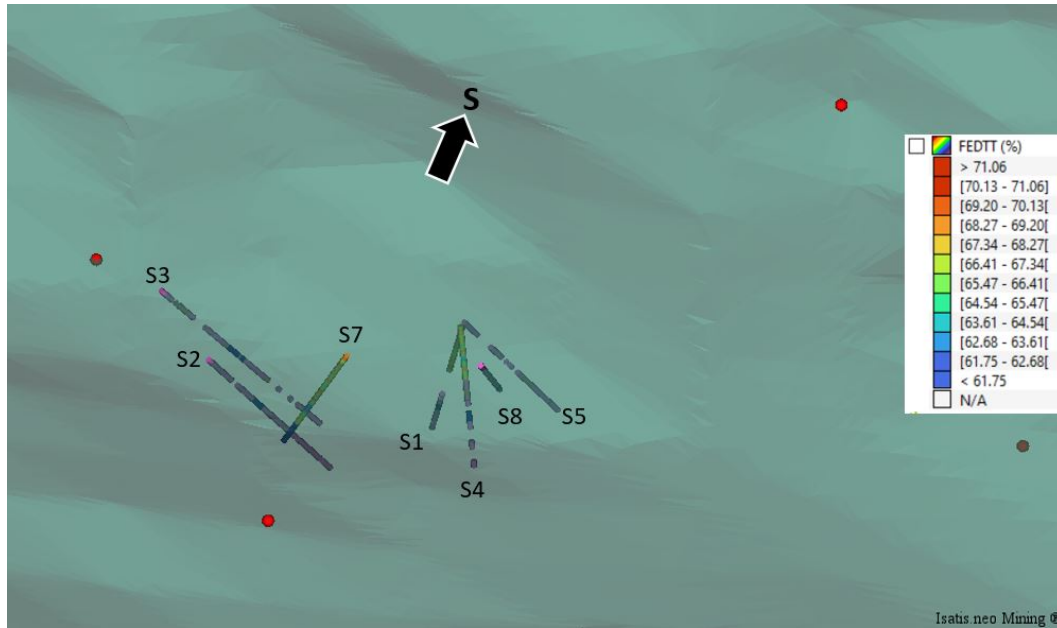


Figura 4.9: Visualización de los sondajes, límites de concesión y la topografía.

El modelo de recursos generados posee las siguientes características:

- Bloques de $10 \times 10 \times 10 \text{ m}^3$
- Longitud X (Este): 300 metros.
- Longitud Y (Norte): 210 metros.
- Longitud Z (Cota): 160 metros.

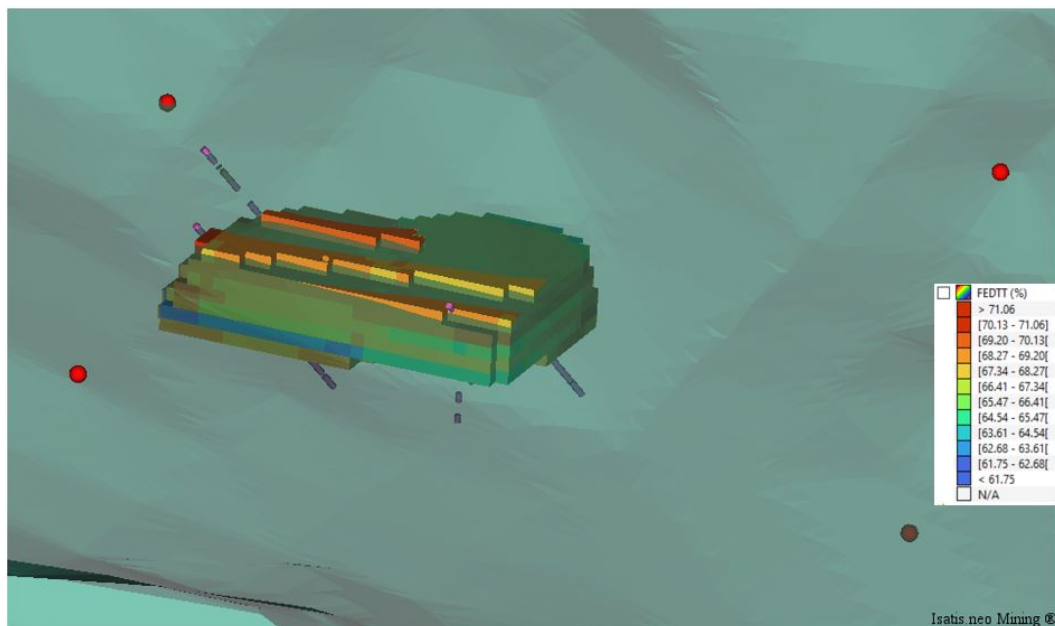


Figura 4.10: Visualización del modelo de recursos geológicos, topografía y sondaje, con vista dirección Sur.

El modelo de recursos geológicos generado se puede visualizar en la figura 4.10. Ahora bien, el modelo generado posee un tonelaje y leyes de hierro que lo describen, para ello, se realiza la curva tonelaje-ley del yacimiento La Estrella considerando una densidad constante del mineral de hierro de $4,200 \text{ kg/m}^3$, que se puede observar en la figura 4.11.

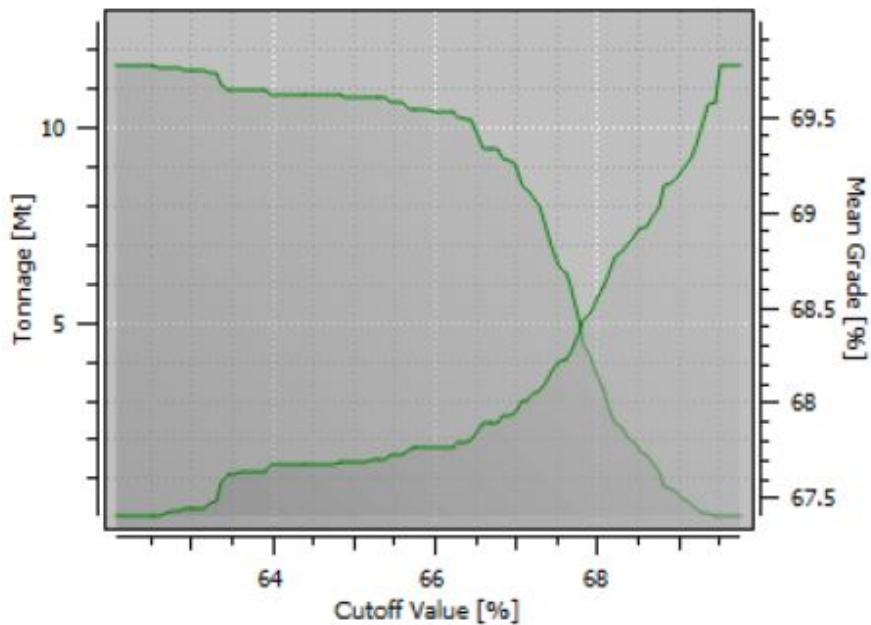


Figura 4.11: Curva Tonelaje-Ley del yacimiento La Estrella.

De la curva tonelaje ley se puede obtener que el modelo de recursos geológicos que considera la intersección entre el modelo y la topografía, posee un tonelaje total de 11.56 Mt con una ley media de 67.40% de hierro, lo cual se traduce en 7.79 Mt de hierro contenido. Ahora bien, cabe mencionar que dicho tonelaje no será necesariamente el extraído por la propuesta de diseño minero.

4.4. Modelo geotécnico del yacimiento La Estrella

4.4.1. Modelo geológico

Para la construcción del modelo geológico, se realiza una base de datos que contenga la información contenida en las cartas de pre-loggeo rápido realizadas por Varela Espejo (2021), con énfasis en la litología mayoritaria reconocida por tramo, al igual que la alteración hidrotermal asociada con su grado de alteración.

Ahora bien, solo existe una litología reconocida en las cartas de pre-loggeo que corresponde a la Andesita, mientras que en las alteraciones hidrotermales, existe presencia significativa de 3 tipos distintos de alteraciones; Propilítica, Potásica y Sódico-Cálcica. Por tanto, se genera un modelo de bloques asociado a las alteraciones usando la función kriging de indicadores para el modelamiento. En la figura 4.12 se presenta el modelo de alteraciones generado, en donde los puntos rojos representan los límites de la concesión minera. Ahora bien, el modelo fue construido en base a los sondajes realizados por ENAMI, pero cabe señalar que los tramos en los cuales se realizó análisis geoquímico, no se cuenta con descripción geológica del tramo, por tanto, no hay coexistencia entre los análisis geoquímicos y el modelo de alteraciones para un mismo tramo.

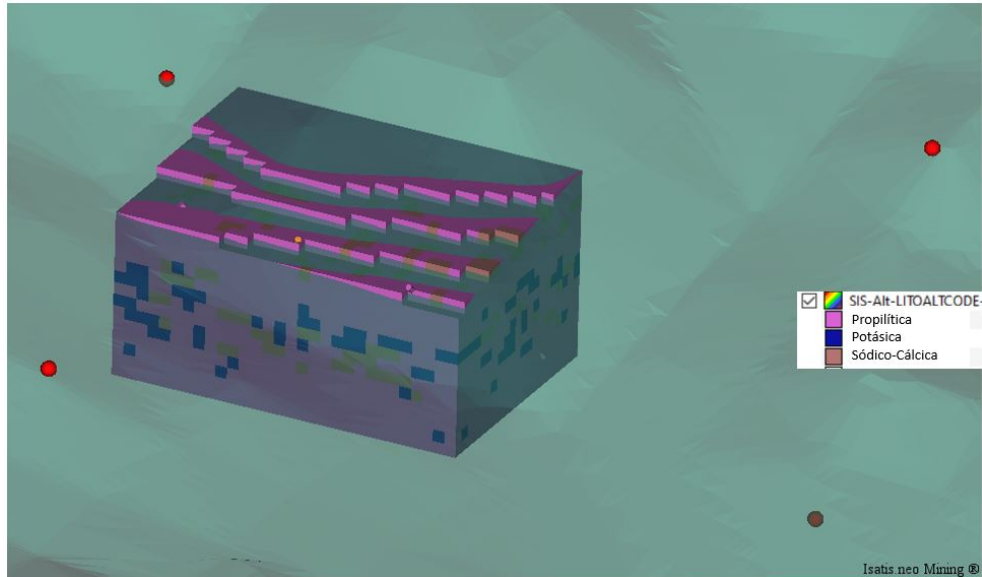


Figura 4.12: Modelo de alteraciones hidrotermales con vista dirección sur.

El modelo geológico además puede contener información respectiva al coeficiente sísmico y el estado de esfuerzos in-situ del yacimiento, pero esta información no se conoce del yacimiento, por tanto, se tiene un gap de información en el modelo geológico.

4.4.2. Modelo del macizo rocoso

Para la generación del modelo del macizo rocoso, en primer lugar se introducen las mediciones de la calidad del macizo rocoso representado por el índice GSI medidos en superficie (figura 4.13). Posteriormente, empleando la función inverso de la distancia se genera un modelo de bloques que profundiza hasta 60 metros en la topografía y representa la variación del valor del GSI en el espacio (figura 4.14).

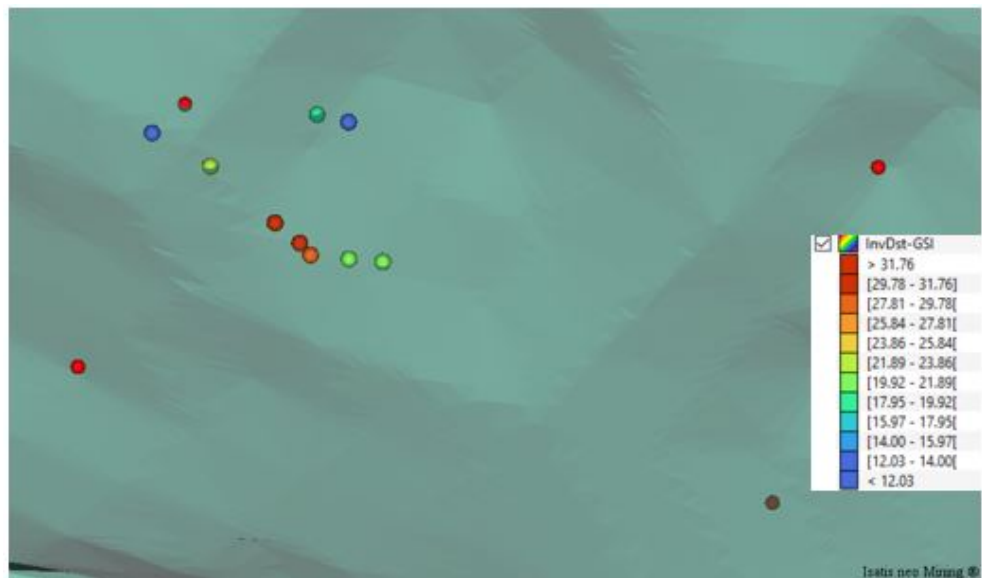


Figura 4.13: Puntos de medición de GSI superficiales.

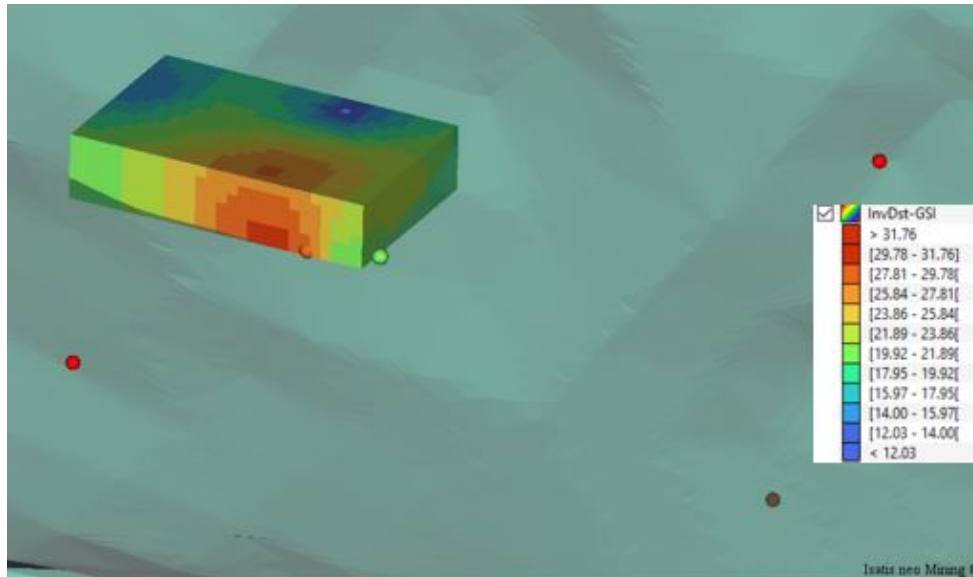


Figura 4.14: Modelo de bloques de mediciones GSI.

En cuanto a los valores de resistencia de la roca intacta fueron medidos en laboratorio y son usados como imput para el diseño de taludes, al igual que la resistencia del macizo rocoso. En lo que respecta al valor de los esfuerzos en las estructuras, no se posee información al respecto.

4.4.3. Modelo estructural

Para poder definir el modelo estructural del yacimiento, se recopilaron todas las mediciones de estructuras geológicas realizadas durante el terreno, tanto superficiales como interior mina (asumiendo que solo hay un dominio geológico). Posteriormente, se agrupan todas las estructuras geológicas en una red de Schmidt (figura 4.15) que permita la visualización conjunta de todas las estructuras, y así contrastar la identificación de los sets estructurales en terreno.

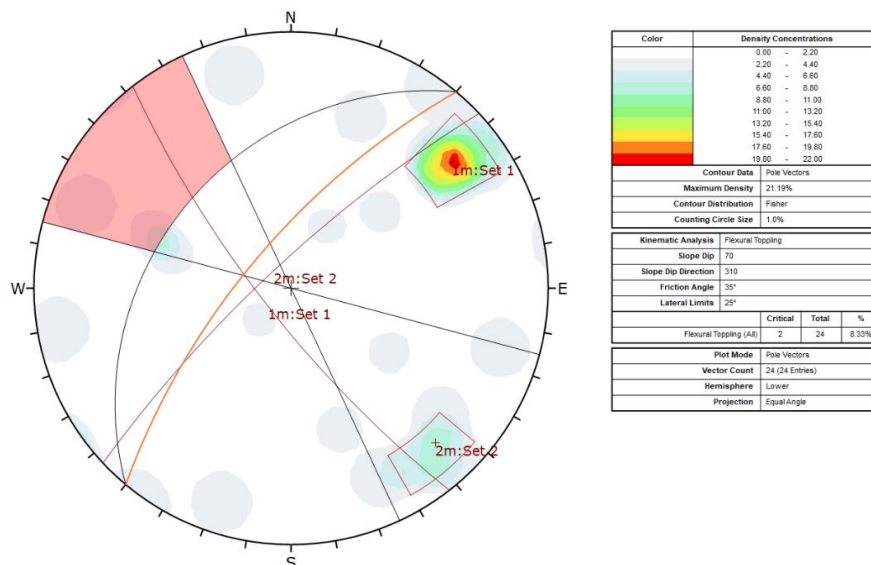


Figura 4.15: Modelo estructural del depósito.

De la figura 4.15 se observa la presencia de 2 sets estructurales relevantes en la propiedad. El set principal o set 1, posee una densidad de concentración de aproximadamente 21 %, un rango de direcciones (notación dip/dipdirection) comprendido entre 86-66°/241-223° y presencia en distintos puntos de la propiedad. El set secundario o set 2, posee una densidad de concentración de aproximadamente 6 %, un rango de dirección (notación dip/direction) comprendido entre 86-74°/330-310° y una presencia en distintos sectores de la propiedad, contrastando así con la identificación en terreno.

4.4.4. Modelo hidrogeológico

El modelo hidrogeológico se considera drenado dada la escasa precipitación e inexistencia de cauces superficiales de agua en la propiedad, en donde se puede observar las quebradas secas producto de la sequía. Según la experiencia del mismo propietario minero, las precipitaciones promedian una al año, mientras que en páginas de meteorología se señala; *En Vallenar la frecuencia de días mojados (aquellos con más de 1 milímetro de precipitación líquida o de un equivalente de líquido) no varía considerablemente según la estación. La frecuencia varía de 0% a 5%, y el valor promedio es 1% (Spark, s.f.).*

En cuanto al nivel freático, no se conoce a ciencia cierta la cota a la cual se encuentra en la propiedad minera, pero existen 2 pozos de agua los cuales se encuentran cercano al límite de la concesión minera, en donde el pozo 1 se encuentra a 390 m de la entrada a la galería subterránea. Los pozos poseen cotas de 896 (pozo 1) y 901 (pozo 2) msnm. Estos valores se pueden ocupar como referencia para establecer el nivel freático a forma de supuesto.

En lo que respecta a los vacíos de información, se tiene desconocimiento de las unidades hidrogeológicas del sector, de las conductividades hidráulicas y la distribución de la presión de poro lo cual limita la robustez del modelo hidrogeológico.

4.5. Diseños mineros a cielo abierto

4.5.1. Parámetros de diseño a evaluar

En el capítulo 2.4.1 respectivo a la información solicitada al Sernageomin de las resoluciones de aprobación para las operaciones mineras de pequeña minera, se reconocen tendencias preferidas por los productores mineros a la hora de generar el diseño minero a cielo abierto. Estas tendencias guardan relación con la altura de talud, el ángulo del banco y el ancho de berma. A continuación se listan los valores mayormente ocupados en pequeña minería, los cuales serán los utilizados en el presente diseño minero.

- Altura de Banco = 5 metros.
- Ángulo de Banco = 70°.
- Ancho de Berma = 2 metros.

4.5.2. Criterios de estabilidad de taludes

En primer lugar se hace uso del software Dips para estudiar la probabilidad de ocurrencia de falla plana, falla por cuña y por volcamiento en los taludes. Para ello, se miden las orientaciones de las

dos principales laderas que posee el cerro, dado que condicionan la orientación de los taludes en el diseño minero. De la mediciones se obtiene que la Ladera 1 posee un rumbo de $N50^{\circ}W$ y un DipDirection de 40° , mientras que la Ladera 2 posee un rumbo de $N40^{\circ}E$ y un DipDirection de 310° .



Figura 4.16: Principales laderas que condicionan el diseño minero.

Posteriormente, haciendo uso de un coeficiente de fricción de 35° asociado a la andesita (Salinas, 2018) y un valor de límite lateral de 25° , se emplea la herramienta análisis cinámico del software dips, del cual se obtienen valores de probabilidad de ocurrencia de falla para el set estructural 1 y el set 2, obteniendo los resultados presentados en la tabla 4.13, mientras que en anexos 6.5 se presentan las distintas redes de Schmidt obtenidas.

Tabla 4.13: Probabilidad de ocurrencias de distintas falla para las laderas norte y noreste del sector.

	Falla Plana (%)	Falla Cuña (%)	Falla Volcamiento (%)
Ladera 1/Norte	0	0	100 (Set 1)
Ladera 2/Noroeste	0	0	0

De los análisis cinámicos se obtiene que dado el sistema estructural que existe en el yacimiento, en específico el set 1, hay un 100 % de probabilidad de existir falla por volcamiento para la ladera norte. Dado que se reconoce la probabilidad de falla por volcamiento, se prosigue con el uso del software RocTopple de Rocscience para estudiar en mayor detalle la ocurrencia de falla por volcamiento con el uso de mas parámetros del talud y el macizo.

4.5.2.1. Falla por volcamiento

Para el análisis de la falla por volcamiento en los taludes es necesario definir una serie de parámetros asociados al talud, al macizo y a las discontinuidades para poder establecer un factor de seguridad asociado. A continuación, se presenta figuras que contienen los parámetros solicitados para el análisis del software, con la justificación respectiva de los valores utilizados.

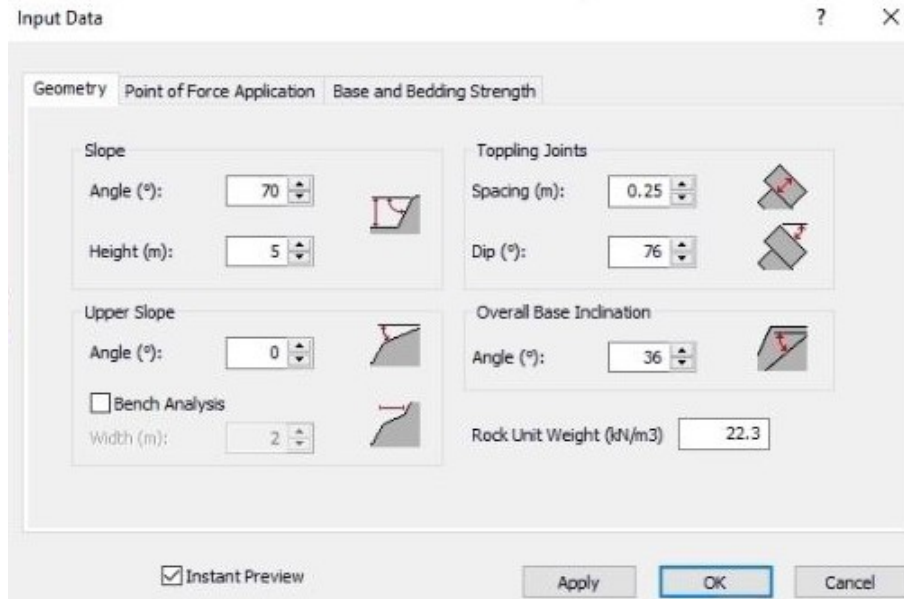


Figura 4.17: Parámetros geométricos utilizados en RocTopple .

- Slope Angle = 70° : En base a la tendencia a usar ángulos de 70° en pequeña minería (esto se aprecia en la figura 2.11).
- Height = 5 m : En base a la tendencia a usar alturas de banco de 5 metros en pequeña minería (esto se aprecia en la figura 2.12).
- Upper slope = 0° : No se considera en el diseño.
- Joints spacing = 0.25 m : El espaciamiento medio del set estructural principal es de 0.25 m, esto se puede apreciar en la tabla 4.4.
- Joints Dip = 76° : El set estructural principal posee dicho valor como promedio.
- Overall Base Inclination = 36° : Valor estándar.
- Rock Unit Weight = $22,3 \text{ kN}/\text{m}^3$.

En cuanto a los valores asociados a los puntos de aplicación de fuerza, tanto para el deslizamiento como para el cizalle se emplea valores de 0.75. Posteriormente, vienen los parámetros asociados a la resistencia, en donde se emplean los siguientes valores con su respectiva justificación.

- Friction Angle = 20° : Valor asociado a arcillas blandas que corresponde al relleno de las discontinuidades reconocidas en terreno (Hoek y Bray, 1991).
- Cohesión = 30 kpa : Valor asociado a arcillas blandas (Hoek y Bray, 1991).
- Tensile Strength = 30 kpa : Valor asociado a arcillas blandas (Vanicek, 2013).

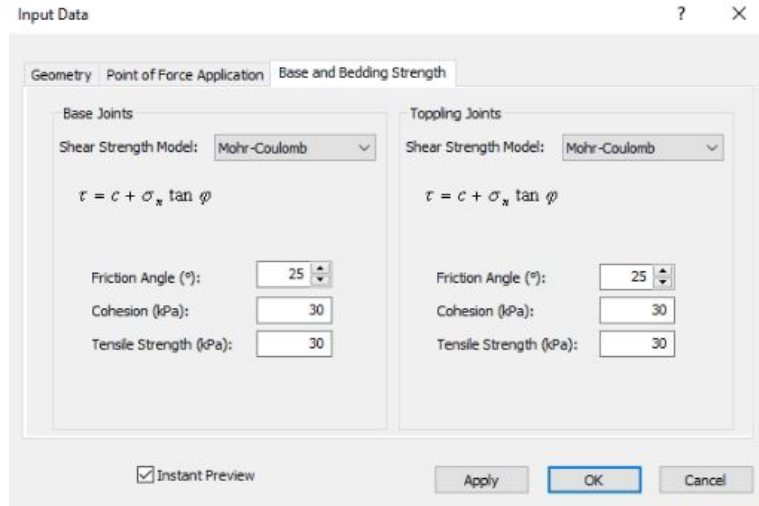


Figura 4.18: Parámetros de resistencia de discontinuidades utilizados en RocTopple.

Una vez definidos todos los parámetros que requiere el software, se genera el análisis de falla por volcamiento en los taludes, del cual se obtiene un **factor de seguridad de 4.61**. Existen estructuras que van a deslizar otras que se encuentran estables y en menor medida se tendrá volcamiento de estructuras. Los resultados anteriores se observan en la figura 4.19. Por otra parte, en la figura 4.20 se presenta una fotografía del set estructural 1 presente en la propiedad, demostrando la relación entre el modelo generado y las condiciones en terreno.

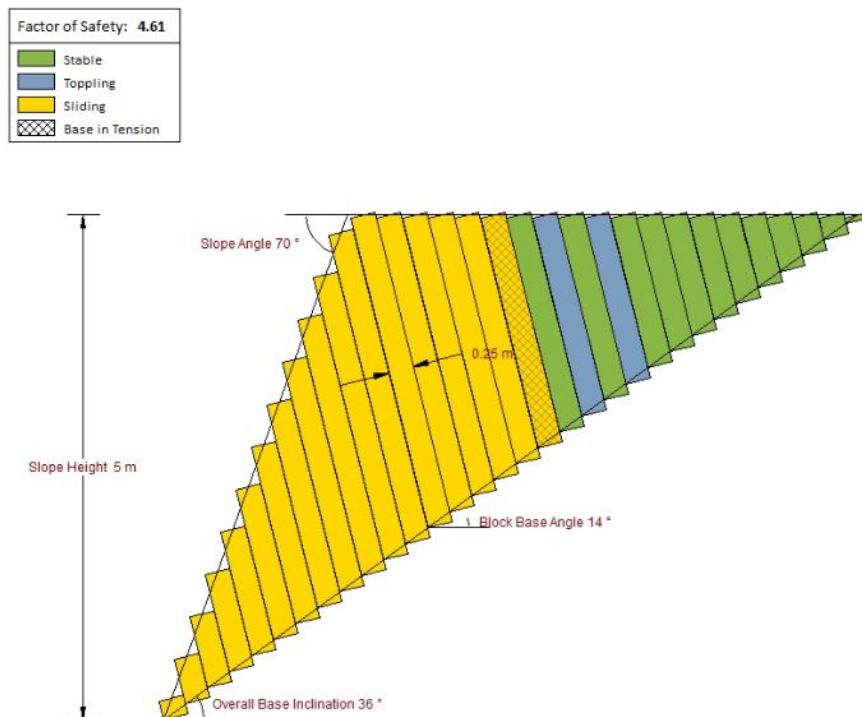


Figura 4.19: Modelo 2D del talud y falla por volcamiento.



Figura 4.20: Set estructural Sub-vertical presente en la propiedad.

Finalmente, se genera un análisis de sensibilidad (figura 4.21) con las propias herramientas del software RocToppo, para de esa forma distinguir los parámetros que afectan en mayor medida en la seguridad del talud diseñado.

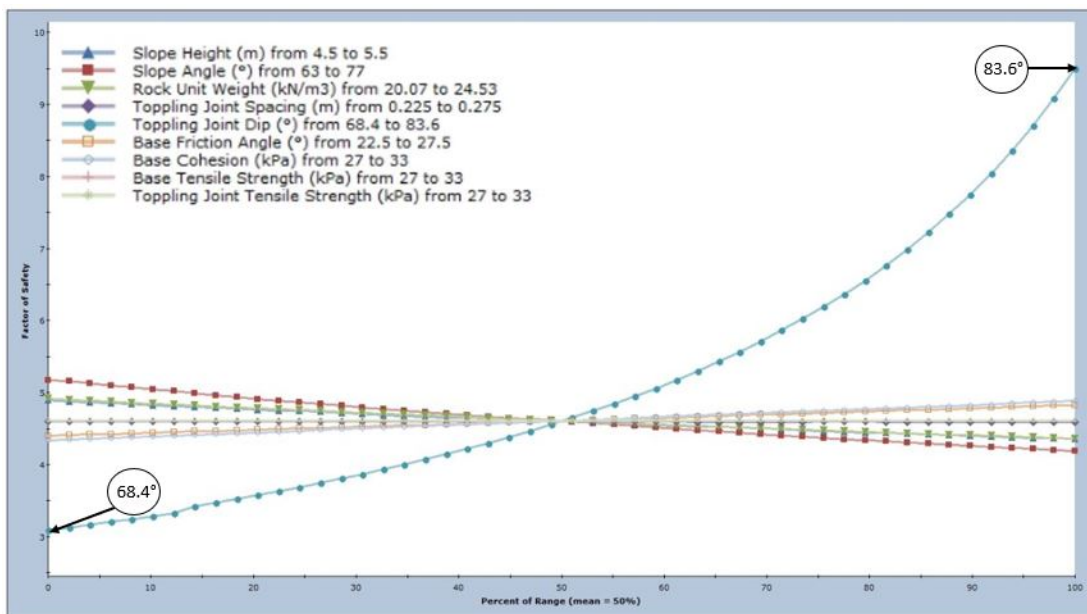


Figura 4.21: Análisis de sensibilidad para falla por volcamiento (dirección Sures-te).

4.5.2.2. Falla circular

Para poder estudiar la ocurrencia de falla circular a escala banco y a una escala global del pit, en primer lugar es necesario estimar los valores de los distintos parámetros de esfuerzo asociados al macizo rocoso tales como; cohesión (kpa), ángulo de fricción (grados) y la resistencia a la tracción (kpa). Para la estimación de dichos valores se emplea el software RocLab haciendo uso de los parámetros y valores listados a continuación.

- Resistencia a la compresión simple (σ_{ucs}) = 42 Mpa (Valor medio obtenido en pruebas uniaxiales considerando solo los grupos B, C Y D; que corresponden a roca estéril probablemente andesita pero con alto grado de alteración y meteorización tabla 4.8).
- Geological strength index (GSI) = 23 (Valor medio de las mediciones superficiales de GSI).
- Constante (m_i) = 2.7 (Valor bajo producto de la meteorización), (Valor calculado en Roclab haciendo uso de los ensayos de compresión y tracción de los grupos B, C Y D, sin considerar ensayos triaxiales).
- Factor de perturbación (D) = 0 (No se considera perturbación alguna).
- Módulo de Young (E_i) = 30,000 Mpa (Valor promedio obtenido de los grupos B, C y D, tabla 4.9).
- Altura Talud = 31 metros (Corresponde a la profundidad del diseño de profundidad media).

Para el modelo de Mohr-Coulomb a escala de macizo rocoso se obtienen valores para los parámetros cohesión, ángulo de fricción y resistencia a la tracción. Ahora bien, el valor de **cohesión** obtenido es de **139 kPa**, un **ángulo de fricción (ϕ) de 32.55°** y una **resistencia a la tracción de -47 kPa**.

Una vez definidas las propiedades del macizo rocoso, se procede a generar dos modelos de estabilidad en el software *Slide* que busca evaluar la ocurrencia de falla circular a escala banco y a escala global del pit, ahora bien, como se harán 3 diseños en donde la principal variable es la cantidad de bancos utilizados, se decide que se evaluará el diseño con más bancos para la escala global, esto quiere decir, un diseño de 16 bancos de producción. La metodología utilizada en Slide corresponde al método de Bishop.

Para la evaluación a escala banco se define un ángulo de talud de 70 grados, una altura de 5 metros y 20 metros de holgura para las distancias horizontales que se encuentran continuas al talud, obteniendo así un **factor de seguridad mínimo de 6.77** presente en la figura 4.22.

En cuanto a la escala global del pit, se genera un diseño con 16 bancos el cual corresponde al diseño más profundo que se realizará para el yacimiento, manteniendo los parámetros de diseño que se usaron a escala banco. Se obtiene un **factor de seguridad mínimo de 1.43** presente en la figura 4.23.

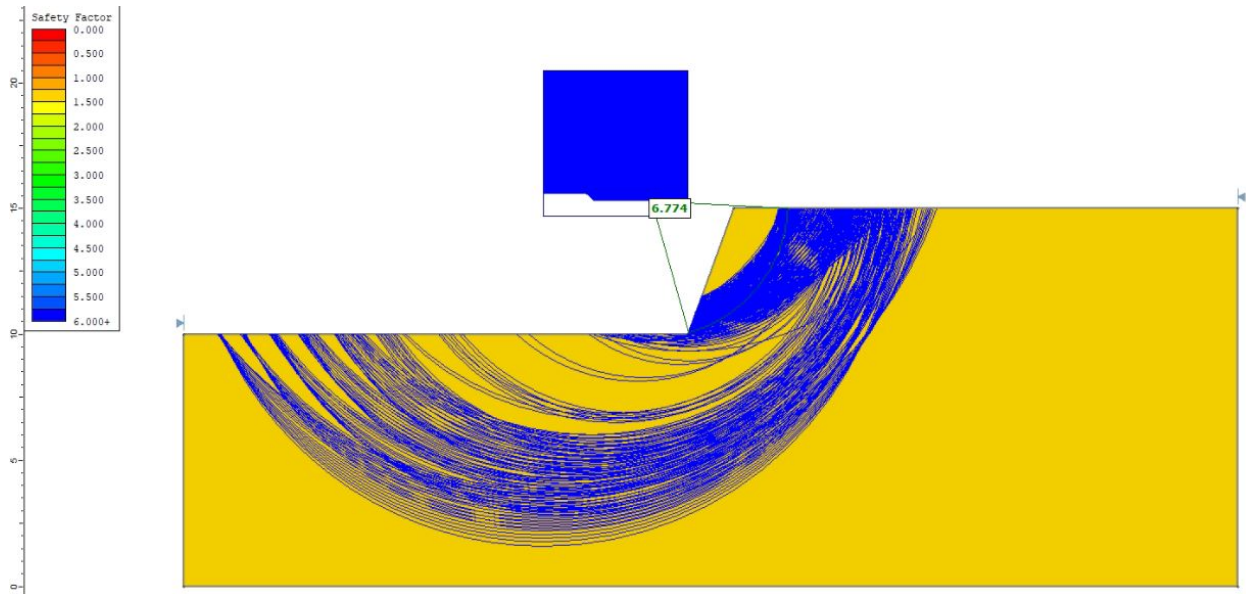


Figura 4.22: Análisis de falla circular a escala banco.

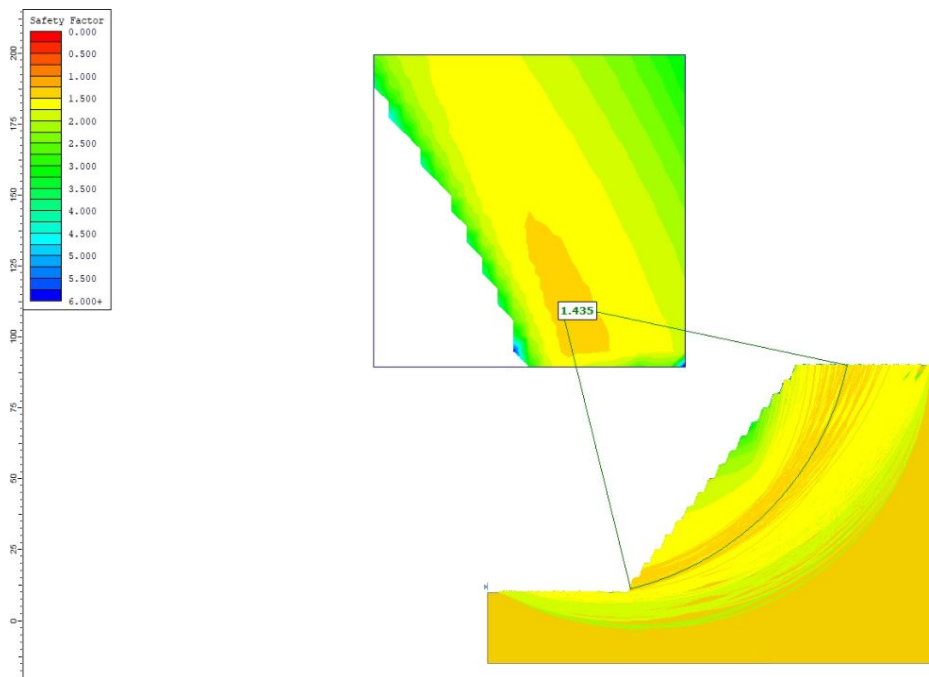


Figura 4.23: Análisis de falla circular a escala Global del pit, con 16 bancos.

Ahora bien, dado que hay un grado de incerteza considerable en la información utilizada para el análisis de estabilidad, se genera un análisis de sensibilidad para la escala banco y para la escala global y así obtener un rango de factor de seguridad probable. Para poder obtener dicho rango, se definen distintos escenarios en donde se varían los valores utilizados como imput en Roclab, para posteriormente estudiar como varían los valores de cohesión, ángulo de fricción y resistencia a la tracción. Para ello se definen 9 escenarios distintos, en donde varían los valores de la resistencia a la compresión uniaxial, la constante m_i del material y el módulo de Young al generar distintas combinaciones utilizando los mínimos y máximos de cada variable. Del análisis situacional anterior se obtiene que el valor de la cohesión puede llegar a variar en ± 90 kpa, el ángulo de fricción en

$\pm 9.5^\circ$ y el peso unitario de la roca en $\pm 1.5 \text{ kN/m}^3$. Una vez definido los rangos de variación, se procede a generar el análisis de sensibilidad presente en la figura 4.24 para la escala banco y en la figura 4.25 para la escala global del pit.

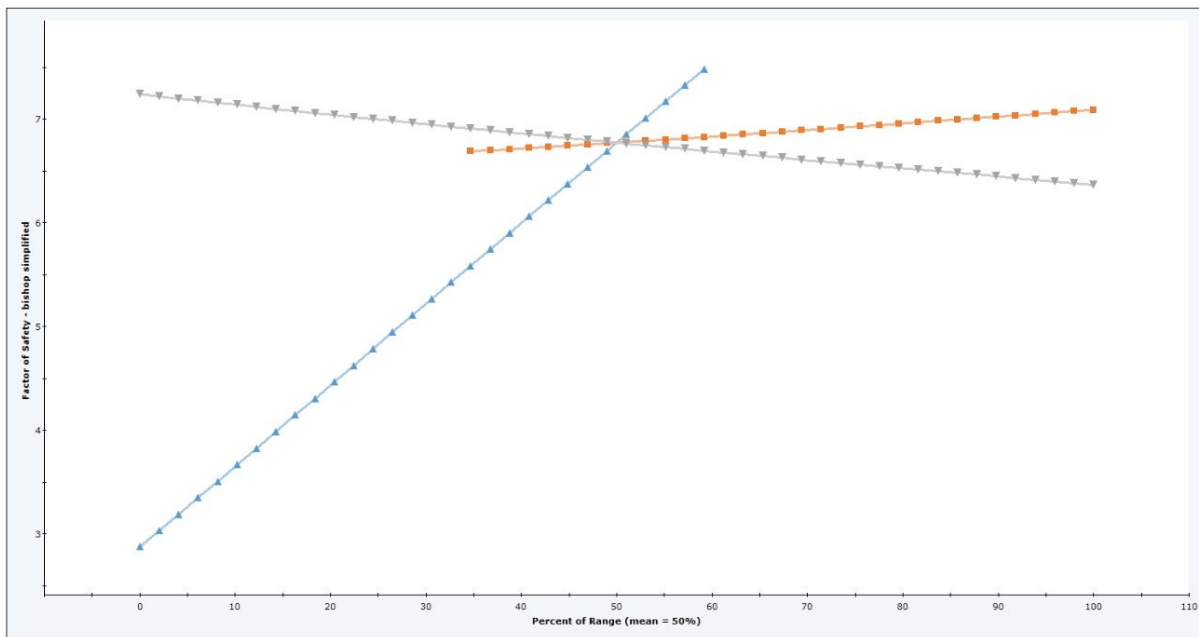


Figura 4.24: Análisis de sensibilidad para las variables cohesión, ángulo de fricción y peso unitario de la roca a escala banco.

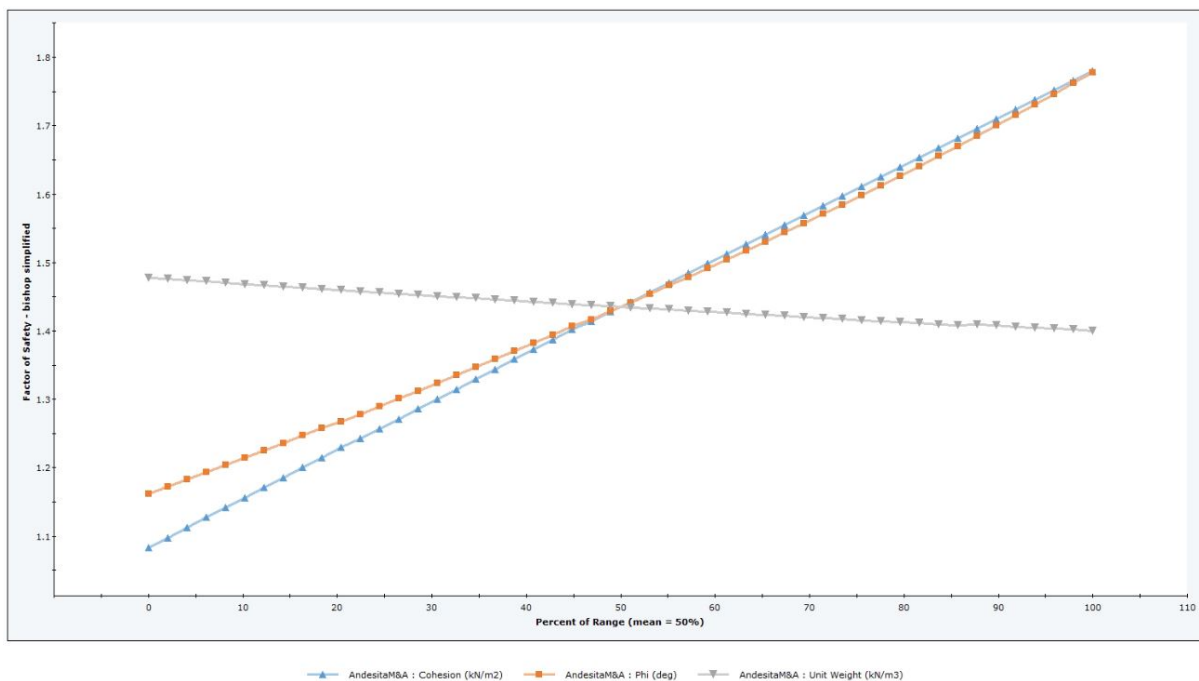


Figura 4.25: Análisis de sensibilidad para las variables cohesión, ángulo de fricción y peso unitario de la roca a escala global del pit.

De los análisis de sensibilidad generados, se puede apreciar que el **rango de factores de seguridad** para falla circular a **escala banco** es de **[3.0 - 7.5]** mientras que para la **escala global** se tiene un

rango de [1.1 - 1.8], teniendo así un rango más bajo de factor de seguridad para la escala global pero aceptable dentro de la industria minera.

4.5.3. Diseños de rajos generados

4.5.3.1. Diseño N°1: Rajo de profundidad baja

Para la generación de los distintos diseños se utiliza como principal variable la profundidad del pit a generar, esto dado que no hay una envolvente económica clara del yacimiento mineral que permita realizar el procedimiento convencional de encontrar el footprint del yacimiento, dado que el modelo de recursos generado no es robusto como se desearía consecuencia directa de los pocos sondajes realizados en el yacimiento. Otro desafío que presenta el yacimiento, corresponde a la presencia de una galería subterránea que no debe ser interceptada por el rajo, dado que esto se traducirá en una condición de inestabilidad para los taludes del pit. Esta condición es considerada transversalmente en todos los diseños.

Los parámetros de diseño del primer rajo se presentan en la tabla 4.14. Ahora bien, en el primer diseño generado se tiene una base del pit suavizada y cercana a una circunferencia, esto no se mantiene para los futuros diseños dado que al ser más profundos, requieren de una mayor capacidad técnica para poder generar un diseño suavizado en la realidad (figuras 4.26 y 4.27). Además, se diseña una rampa recta, sin presencia de switchback dado que esta presenta una baja longitud de 53 metros y por tanto, la consideración de switchback solo agrega estéril al diseño y aumenta las interferencias operacionales. Por otra parte, se considera que la rampa debe salir a superficie hacia el sector norte del pit, dado que en dicho sector se encuentran los caminos existentes de la operación minera actual.

Tabla 4.14: Parámetros de diseño para el pit de profundidad baja.

Tabla de especificaciones técnicas del diseño minero					
Diseño			Diseño N°1 profundidad baja		
Altura talud (m)			5		
Ángulo talud (m)			70°		
Ancho de rampa (m)			5		
Largo de rampa (m)			53		
Ancho de berma (m)			2		
Altura de berma (m)			1		
Ancho Base Pit (m)			115		
Largo Base Pit (m)			128		
Area Base del Pit (m ²)			12134		
Profundidad del Pit (m)			8		
Ángulo global del Pit (°)			53		
N° de bancos			7		
N° de Banco	Cota Pie	Cota Cresta	Tonelaje (t)	Ley media	Tonelaje Fe (t)
Banco 0	986	994	29695	0.00%	0
Banco 1	981	986	51357	0.00%	0
Banco 2	976	981	78824	0.00%	0
Banco 3	971	976	107406	20.77%	22308
Banco 4	966	971	136426	22.44%	30615
Banco 5	961	966	163288	64.14%	104733
Banco 6	956	961	181359	61.23%	111046
Banco 7	951	956	170864	67.75%	115760
Total			919218	41.83%	384463

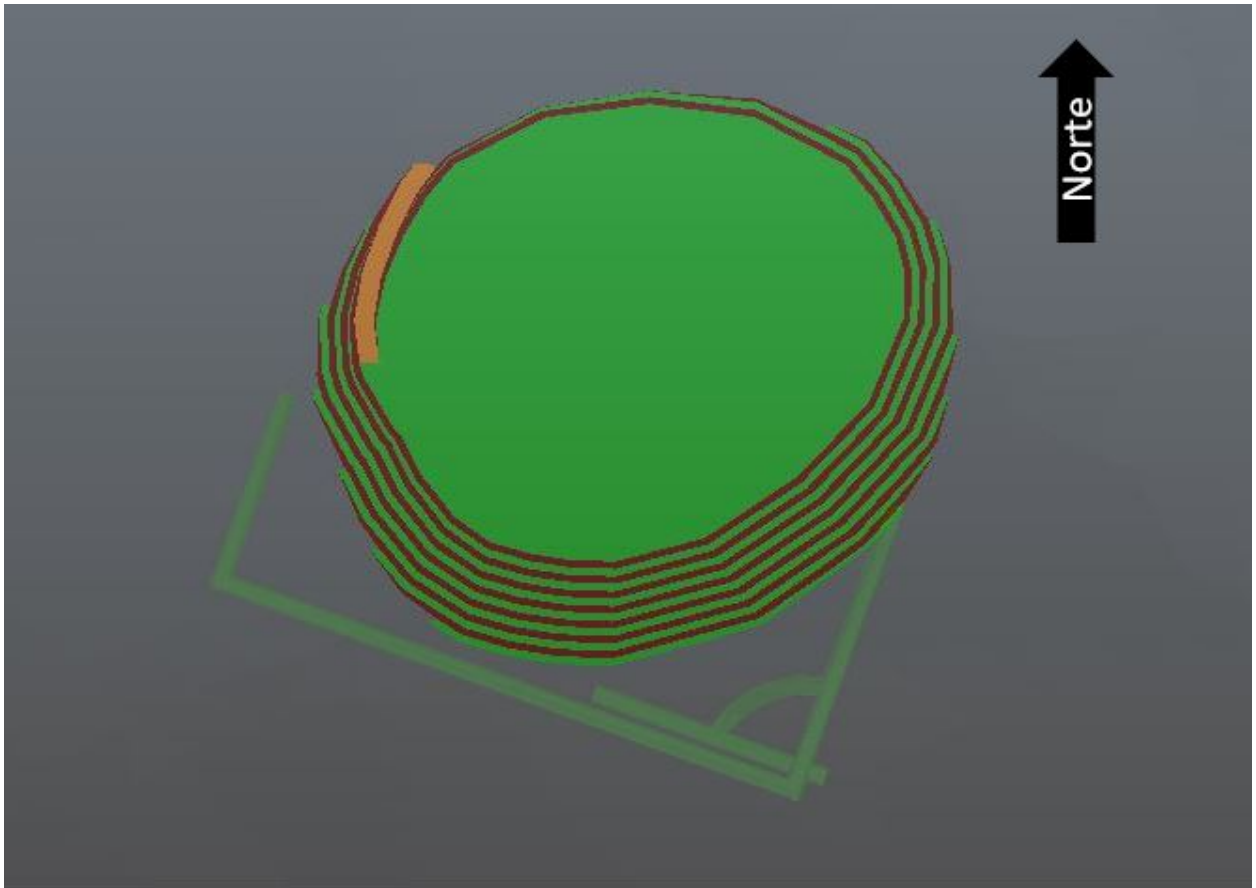


Figura 4.26: Vista planta del diseño 1.

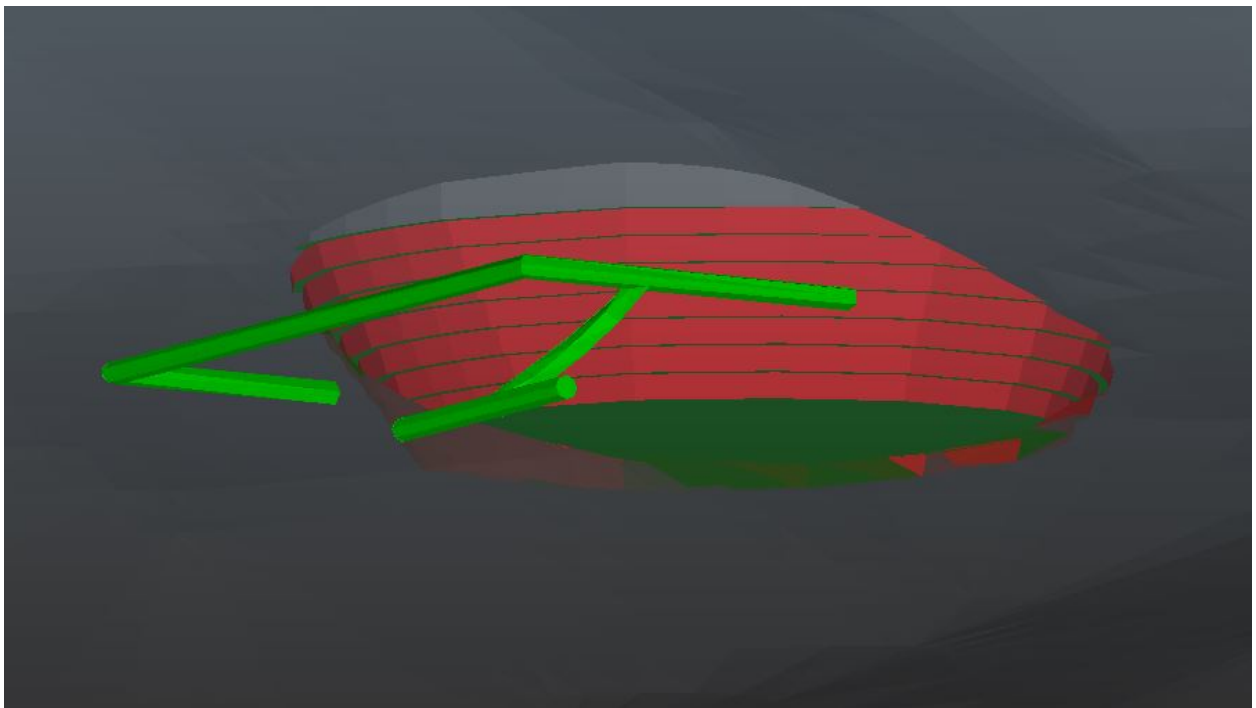


Figura 4.27: Vista espaciamento entre galería y Pit 1.

4.5.3.2. Diseño N°2: Rajo de profundidad media

El segundo diseño considera la presencia de 4 bancos de producción más y una geometría menos suavizada que el primer diseño, reduciendo así la dificultad en la implementación del diseño para el productor minero.

Los parámetros de diseño para el segundo rajo se presentan en la tabla 4.15. La profundidad del pit para todos los diseños es medida desde el punto donde la rampa sale a superficie hasta la base del rajo. Por otra parte, en cuanto al banco 0 presente en todos los diseños, es producto de la intersección entre el pit y la topografía, ahora bien, el banco 0 se percibe como el acondicionamiento del terreno para la generación de los bancos de producción (pre-stripping).

En la figura 4.25 se presenta una vista en planta del pit diseñado, en donde se puede apreciar las consideraciones en el diseño previamente mencionadas. La estructura verde que se encuentra bajo la topografía gris, representa la galería subterránea presente en el yacimiento. Por otra parte, en la figura 4.29 se tiene una vista con dirección suroeste del rajo, en donde se puede apreciar que el diseño minero no intercepta a la galería subterránea.

Tabla 4.15: Parámetros de diseño para el pit de profundidad media.

Tabla de especificaciones técnicas del diseño minero					
Diseño			Diseño N°2 profundidad media		
Altura talud (m)			5		
Ángulo talud (m)			70°		
Ancho de rampa (m)			5		
Largo de rampa (m)			150		
Ancho de berma (m)			2		
Altura de berma (m)			1		
Ancho Base Pit (m)			180		
Largo Base Pit (m)			89		
Area Base del Pit (m ²)			10516		
Profundidad del Pit (m)			31		
Ángulo global del Pit (°)			54		
N° de bancos			11		
N° de Banco	Cota Pie	Cota Cresta	Tonelaje (t)	Ley media	Tonelaje Fe (t)
Banco 0	986	994	44755	0.00%	0
Banco 1	981	986	61652	0.00%	0
Banco 2	976	981	91136	0.00%	0
Banco 3	971	976	122448	18.23%	22322
Banco 4	966	971	158555	19.30%	30601
Banco 5	961	966	205292	60.23%	123647
Banco 6	956	961	244774	57.31%	140280
Banco 7	951	956	248554	67.16%	166929
Banco 8	946	951	224367	67.51%	151470
Banco 9	941	946	198442	67.92%	134782
Banco 10	936	941	173499	67.92%	117841
Banco 11	931	936	149953	67.28%	100888
Total			1923426	51.41%	988760

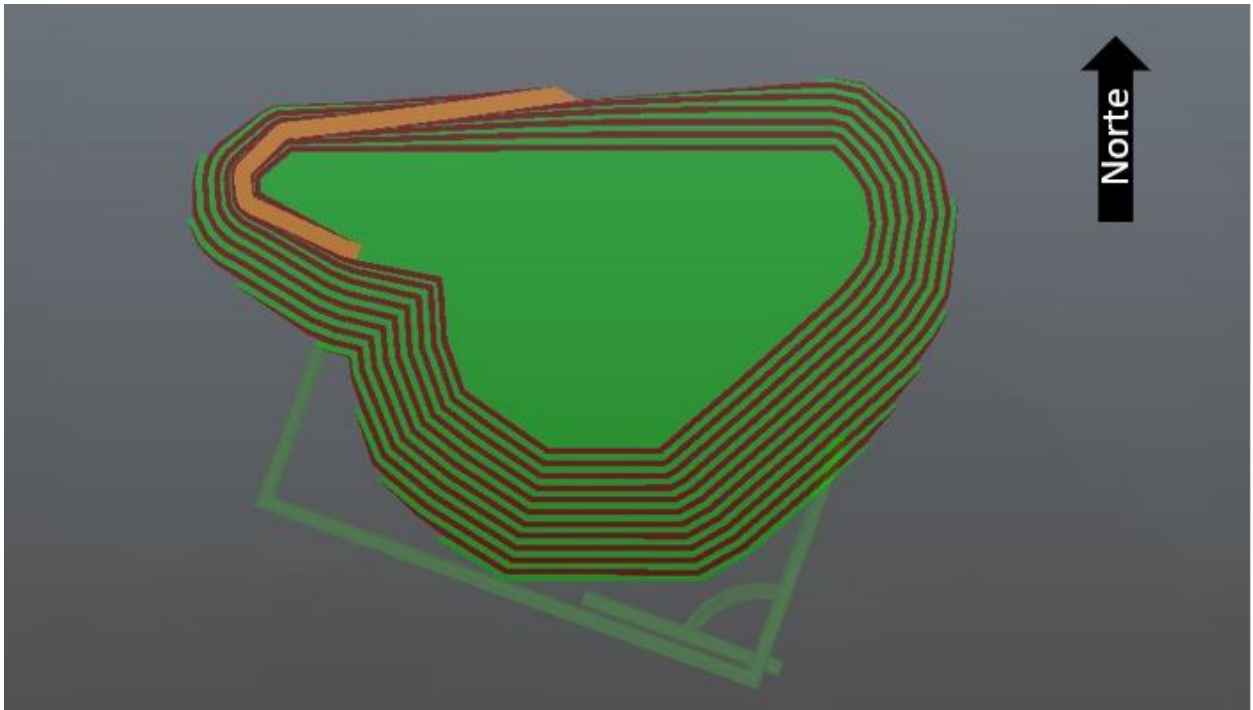


Figura 4.28: Vista planta del diseño 2.

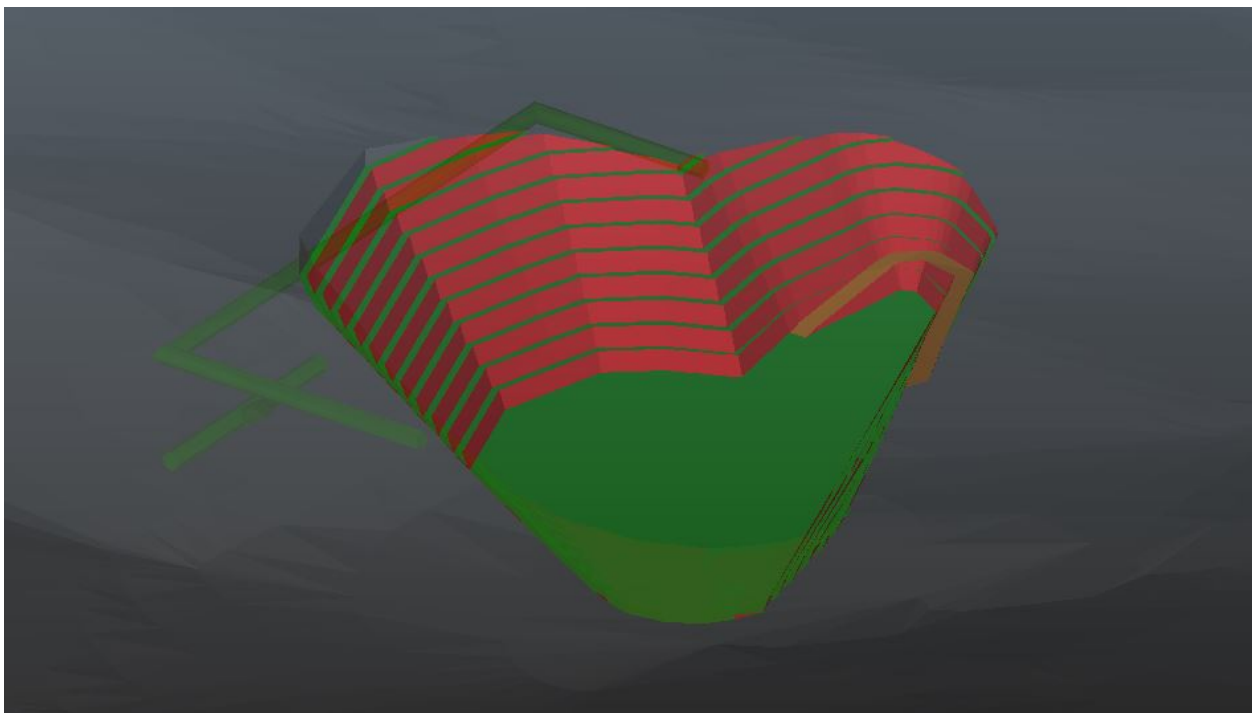


Figura 4.29: Vista espaciamento entre galería y Pit 2.

4.5.3.3. Diseño N°3: Rajo de profundidad alta

El tercer diseño tiene 4 bancos de producción más que el diseño 2 y 8 bancos más que el primer diseño y por tanto, una mayor profundidad y extensión de la rampa. Ahora bien, los principales parámetros de diseño se presentan en la tabla 4.16.

A diferencia de los dos diseños previos, el tercero si considera la presencia de switchback, dado que se evita construir las rampas en la ladera sur en donde si bien, hay un factor de seguridad seguro para la minería es menos estable que la ladera norte principalmente por la presencia del set estructural principal del yacimiento. Por tanto, al incluir el switchback se evita construir en la ladera sur, permitiendo además la salida a superficie en el sector donde se encuentran los caminos de la operación actual. Lo anterior se puede apreciar en la figura 4.30 y 4.31.

Tabla 4.16: Parámetros de diseño para el pit de profundidad alta.

Tabla de especificaciones técnicas del diseño minero					
Diseño			Diseño N°3 profundidad alta		
Altura talud (m)			5		
Ángulo talud (m)			70°		
Ancho de rampa (m)			5		
Largo de rampa (m)			327		
Ancho de berma (m)			2		
Altura de berma (m)			1		
Ancho Base Pit (m)			60		
Largo Base Pit (m)			130		
Area Base del Pit (m ²)			6150		
Profundidad del Pit (m)			50		
Ángulo global del Pit (°)			53		
N° de bancos			15		
N° de Banco	Cota Pie	Cota Cresta	Tonelaje (t)	Ley media	Tonelaje Fe (t)
Banco 0	986	994	19764	0.00%	0
Banco 1	981	986	43119	0.00%	0
Banco 2	976	981	72136	0.00%	0
Banco 3	971	976	105062	21.24%	22315
Banco 4	966	971	146240	20.93%	30608
Banco 5	961	966	201371	58.31%	117420
Banco 6	956	961	248322	54.30%	134839
Banco 7	951	956	250098	64.11%	160338
Banco 8	946	951	230067	65.88%	151568
Banco 9	941	946	206288	67.57%	139389
Banco 10	936	941	183824	67.77%	124578
Banco 11	931	936	162529	67.34%	109447
Banco 12	926	931	142363	67.35%	95881
Banco 13	921	926	123255	66.88%	82433
Banco 14	916	921	105243	66.86%	70366
Banco 15	911	916	88614	63.92%	56642
Total			2328296	55.66%	1295824

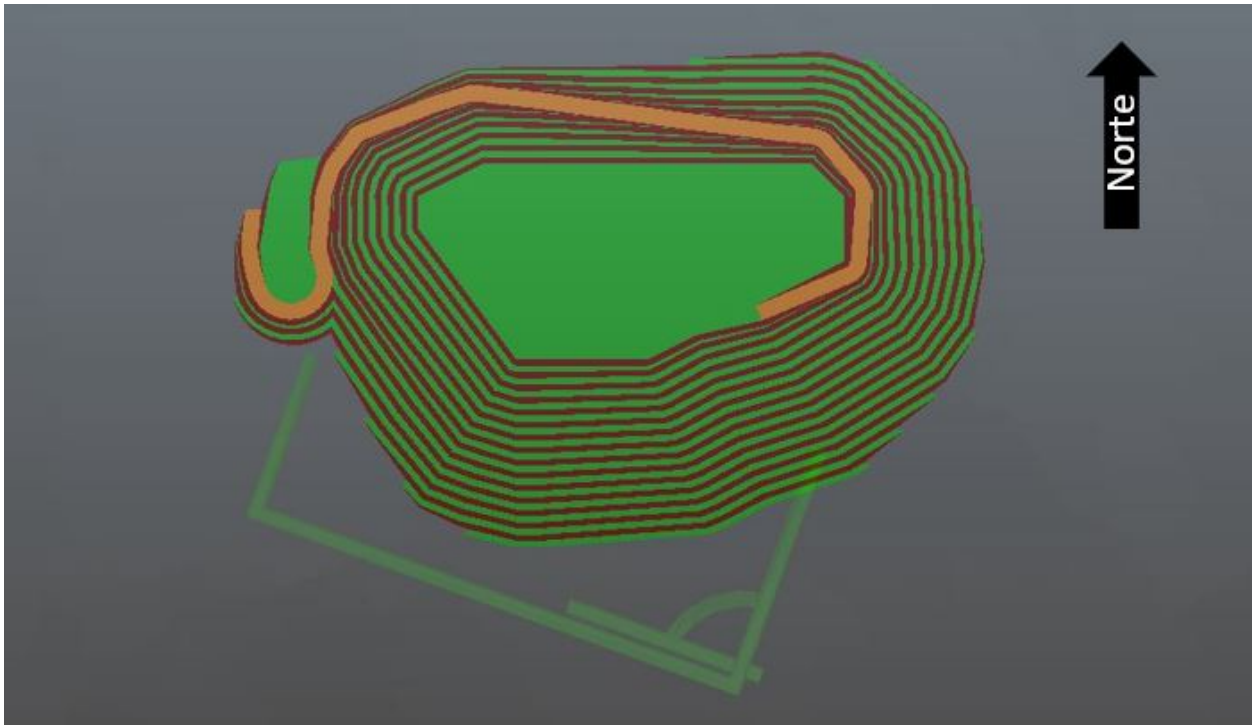


Figura 4.30: Vista planta del diseño 3.

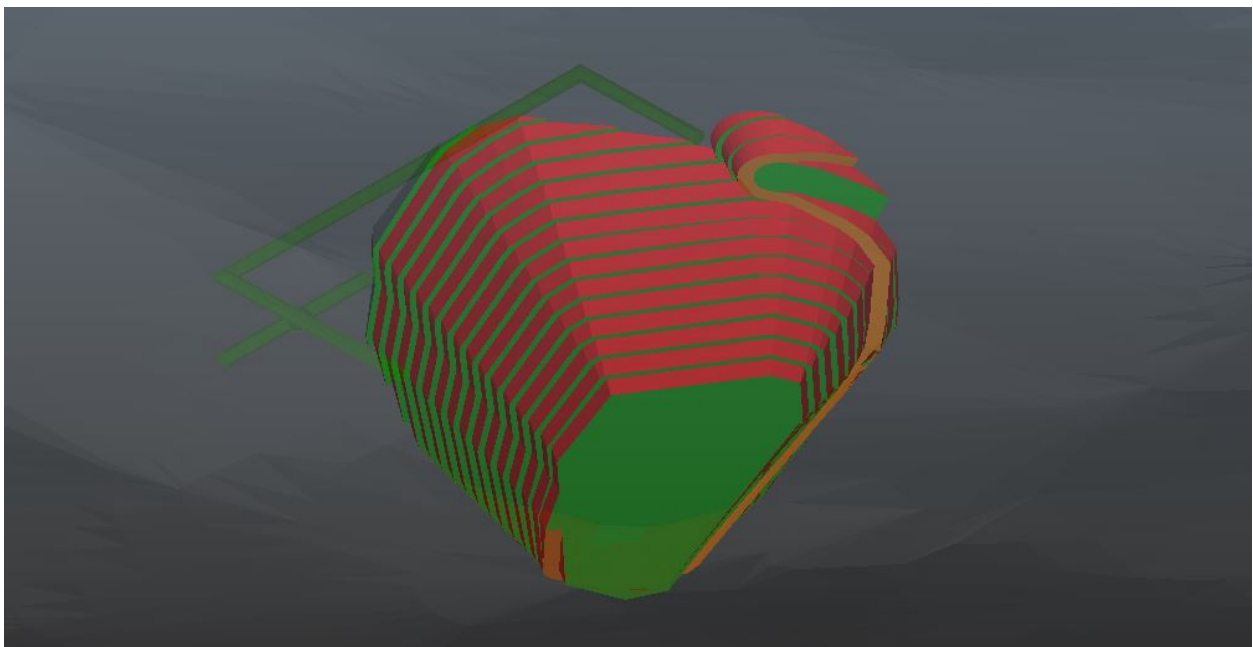


Figura 4.31: Vista espaciamento entre galería y Pit 3.

4.6. Diseño de botaderos

Para generar el diseño de los botaderos de estéril es necesario en primer lugar definir un sector que no comprometa futuros planes de expansión de la mina, que no genere interferencias operacionales

que se traduzcan en pérdidas monetarias, que el botadero no represente un peligro para la contaminación ya sea de aguas superficiales como subterráneas y que se encuentre dentro de los límites de la propiedad. Finalmente, el sector definido para la localización del botadero se presenta en la figura 4.32 a través de una zona sombreada verde que indica que el sector noroeste de la propiedad se ubicará el botadero de estéril.



Figura 4.32: Localización del sector donde se ubicará el botadero

Ahora bien, la técnica empleada para la generación de los botaderos corresponde al método de apilamiento el cual consiste en depositar el material de descarte sobre la superficie de la topografía (previo acondicionamiento de compactación y disposición de capas de alta densidad para la captación de aguas ácidas), generando distintos niveles que poseen alturas, ángulos y bermas definidas. Dado que hay 3 escenarios de diseño minero distintos, se generan 3 diseños de botaderos, los cuales contienen parámetros de diseño en común que se presentan en la tabla 4.17. Cabe destacar que los tres botaderos tienen la misma área basal, de esa forma no se generan grandes cambios al diseño de botaderos, teniendo que solo agregar más niveles o lifts de ser necesario.

Tabla 4.17: Parámetros de diseño para los botaderos.

Parámetros de diseño de botaderos	
Altura de banco o lift (m)	5
Ángulo lift (°)	35
Ancho berma (m)	3
Cota base (msnm)	920
Densidad (t/m ³)	2.7
Swell Factor (%)	10
Área basal (m ²)	36239
Díametro basal (m)	210

Por otra parte, todos los diseños de botaderos que se presentarán a continuación, poseen una base aproximadamente circunferencial, en donde se puede obtener un diámetro promedio de 210 metros, para todos los diseños.

En la figura 4.33, 4.34 y 4.35 se representa el diseño de botadero, el diseño mina y el diseño de la ruta que une ambos sectores, mientras que en la tabla 4.18 se presentan los parámetros de diseños de los 3 botaderos generados.

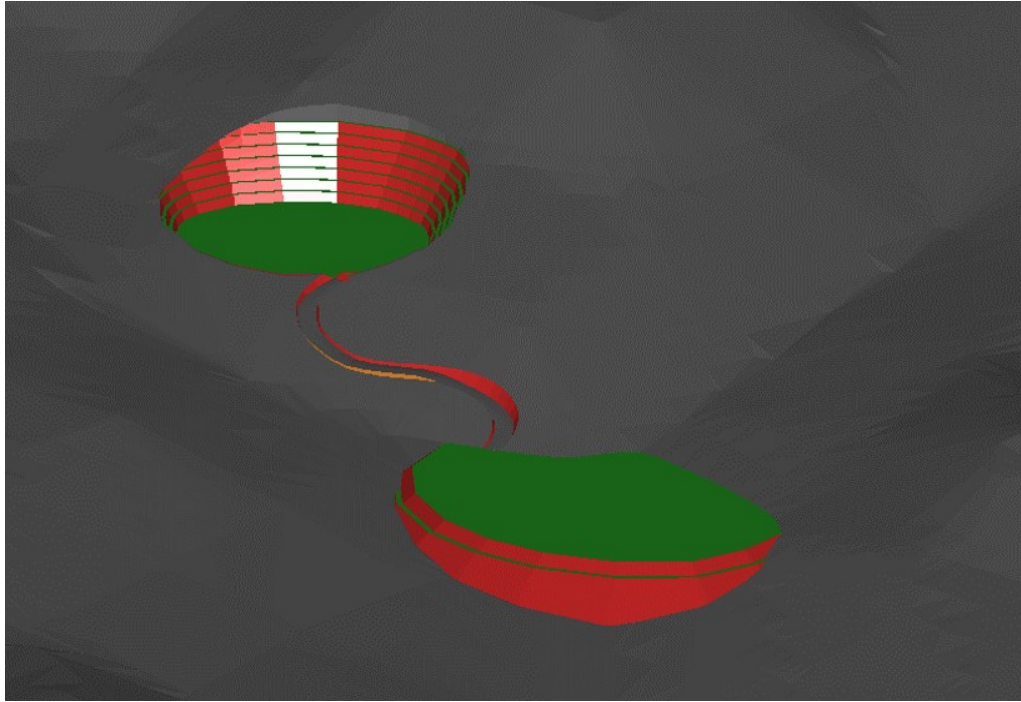


Figura 4.33: Diseño del botadero asociado al diseño minero de productividad baja.

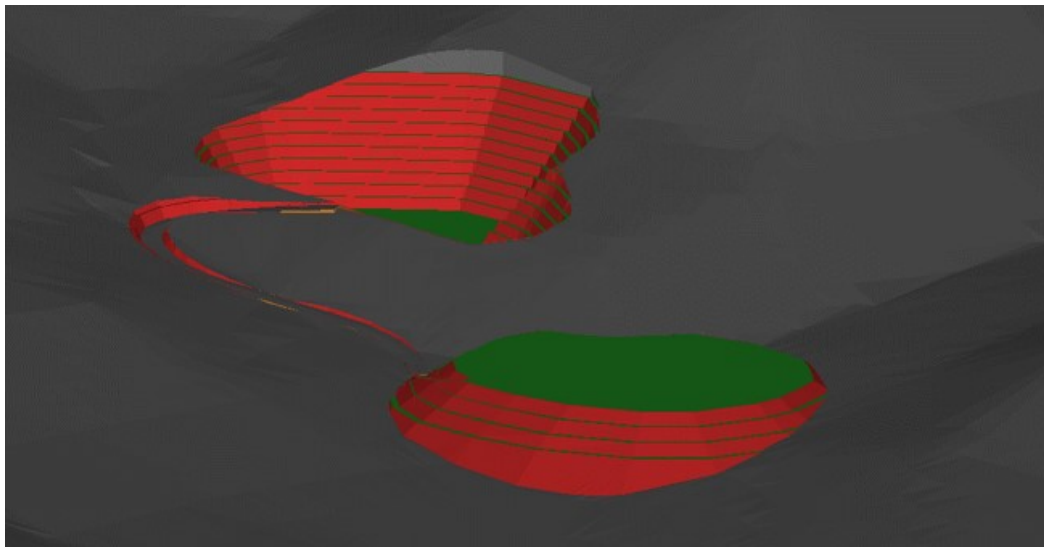


Figura 4.34: Diseño del botadero asociado al diseño minero de productividad media.

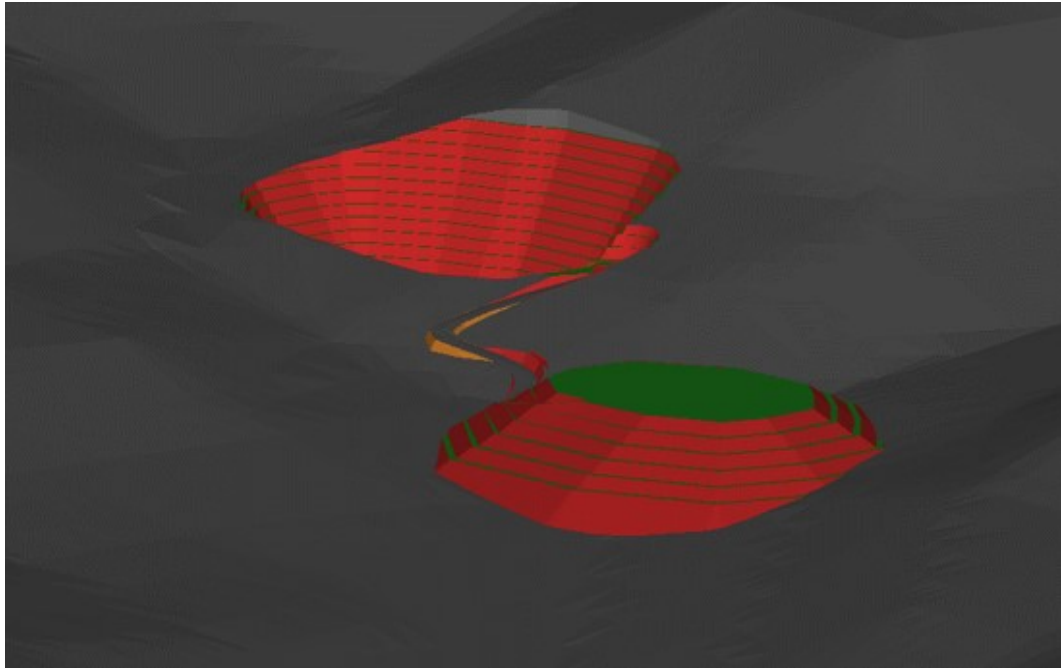


Figura 4.35: Diseño del botadero asociado al diseño minero de productividad alta.

Tabla 4.18: Parámetros de diseño de los 3 botaderos generados.

Parámetros de diseño botadero:	N°1	N°2	N°3
N° de lift	2	4	6
Tonelaje total (kt)	576	923	1261
Volumen total (m ³)	213426	341706	466993
Parámetros de diseño ruta Mina-Botadero			
Pendiente máxima (%)	10	10	10
Altura máxima talud (m)	5	5	5
Largo ruta (m)	220	320	178
Ancho ruta (m)	10	10	10

4.7. Evaluación económica de la propuesta

Para generar la evaluación económica de las propuestas de diseño minero generado, en primer lugar se estudian las leyes de corte para distintos costos minas, dado que dicha variable representa una de las mayores incógnitas de la operación actual. De esa forma se busca comparar con las leyes medias obtenidas de cada propuesta de diseño. Posteriormente, se prosigue con la definición de un plan de producción y el dimensionamiento de la flota necesaria para suplir dicha producción. De esa manera se obtiene la inversión necesaria en la compra de equipos, de forma paralela se estudia la posibilidad de arrendar los equipos en vez de comprarlos.

Una vez que se conoce la inversión, se define una serie de consideraciones y supuestos para establecer el flujo de caja simplificado de cada propuesta. De esa forma se puede concluir si es rentable la propuesta de extracción mediante minería cielo abierto y estimar aproximadamente la magnitud de las ganancias/perdidas que implica el proyecto. Finalmente se varían distintos parámetros del flujo de caja para los 3 escenarios. De esa forma se comprende las ventajas y amenazas que contiene el

presente proyecto minero La Estrella.

4.7.1. Cálculo de leyes de corte

Antes de realizar la evaluación económica de la propuesta, interesa conocer el valor de la ley de corte asociada al proyecto minero según distintos valores de costo mina (costo operacional asociado a extraer una tonelada de material). Ahora bien, como se mencionó en secciones previas, los valores de costo mina asociados a la pequeña minería nacional van de 30 a 50 dolares por tonelada, sin considerar el flete de transporte a la planta de procesamiento. Este rango se considera para determinar 3 escenarios, tal como se presenta en la tabla 4.19, donde se destacan aquellos parámetros que poseen distintos valores para cada escenario.

Tabla 4.19: Leyes de corte para distintos costos mina y las leyes medias de cada diseño.

	Escenario A	Escenario B	Escenario C
Costo Planta (USD/t)	0	0	0
Costo Mina (USD/t)	30	40	50
Recuperación Metalúrgica (%)	85%	85%	85%
Rendimiento Iveco 20 cubos (km/lt)	2.5	2.5	2.5
Capacidad Tolva Iveco 20 cubos (t)	30	30	30
Costo Combustible (pesos chilenos)	1000	1000	1000
Costo Flete (USD/t)	1.49	1.49	1.49
Ley corte	36%	48%	60%
Diseño	N°1	N°2	N°3
Ley media (%)	42%	51%	56%

Se considera una recuperación fija del 85 % lo cual se encuentra dentro del rango esperado para el mineral proveniente de La Estrella (la recuperación esperable para el hierro va de 52 % a 90 % según pruebas de recuperación metalúrgicas hechas previamente). El costo flete se estima calculando el costo asociado a trasladar una tonelada de mineral hasta la ciudad de Vallenar en un trayecto ida y vuelta, considerando el rendimiento del equipo y el costo del combustible.

En la Tabla 4.19 se presentan las distintas leyes de corte obtenidas para los distintos escenarios de costo mina asociados a la pequeña minería de Chile (escenarios A, B y C), mientras que en la parte inferior de la tabla se presentan las leyes medias asociadas a cada diseño minero. Posteriormente, en el dimensionamiento de equipos y evaluación económica, los escenarios definidos son numéricos, dado que en dicho caso la variación no se hace en base al costo mina, sino más bien al diseño (primer dígito) y a la producción (segundo dígito).

4.7.2. Dimensionamiento de equipos

En primer lugar antes de calcular la flota, es necesario definir distintos escenarios de producción. Para ello se usan dos criterios, el primero corresponde a la formula empírica de Taylor que permite obtener aproximaciones a la producción óptima del proyecto minero en una etapa inicial de evaluación, mientras que el segundo criterio consiste en definir producciones fijas que cumplan con los criterios de pequeña minería que solicita Enami, vale decir, una producción máxima de 10,000 t/mes de mineral de magnetita.

En la tabla 4.20 se presentan las producciones y vida mina estimadas con los dos criterios previamente señalados. Ahora bien, dado que el proyecto minero es de pequeña minería y se enmarca en dicho contexto, se utilizarán las producciones fijas que permiten asegurar el estatus de pequeña minería y también se considerará solo las producciones de 10,000 t/mes de mineral de magnetita dado que es el escenario productivo que más se acerca al óptimo calculado mediante Taylor.

Tabla 4.20: Estimación de productividad y vida de la mina.

Item	Diseño 1			Diseño 2			Diseño 3		
	1.1	1.2	1.3	2.1	2.2	2.3	3.1	3.2	3.3
Tonelaje total (t)	919218	919218	919218	1923426	1923426	1923426	2328296	2328296	2328296
Ley Media (%)	42%	42%	42%	51%	51%	51%	56%	56%	56%
Tonelaje mineral (t)	384463	384463	384463	988760	988760	988760	1295824	1295824	1295824
Vida de la Mina (años)	3.8	5.0	6.2	5.1	6.3	7.5	5.5	6.7	7.9
Producción diaria (t/día)	308	234	189	587	475	399	708	582	494
Producción mensual [Taylor] (t/mes)	9246	7018	5655	17602	14253	11974	21234	17458	14822
Producción fija [Supuesto] (t/mes)	10000	7000	5500	10000	7000	5500	10000	7000	5500
Vida de la Mina (años)	8.4	11.9	15.2	17.5	25.0	31.8	21.2	30.2	38.5

Ahora bien, el dimensionamiento de equipos se hace con énfasis en los equipos de carguío y transporte que cumplen directamente las actividades productivas, sin considerar equipos requeridos por actividades de apoyo o mantenimiento. El equipo de carguío considerado consiste en un cargador frontal Volvo 3.1 m^3 que tiene una altura de 3.5 metros lo cual se condice con las alturas de talud definidas. Por otra parte, el equipo de transporte considerado corresponde a camiones Iveco de 20 m^3 de capacidad. Ahora bien, el número de paladas requerida por el camión para ser llenado es de aproximadamente 4, lo cual genera un buen match pala-camión.

En la tabla 4.21 se especifican los distintos parámetros operacionales considerados para poder generar el calculo de los equipos necesarios por cada escenario productivo y la cantidad de equipos requeridos. Algunos de los parámetros operacionales más relevantes se justifican a continuación:

- Factor de llenado: 95 % (Valor recomendado por la ficha técnica del equipo).
- Densidad de roca: 3 t/m^3 (Valor de densidad intermedio entre estéril y mineral de hierro).
- Esponjamiento: 20 % (Valor típico asociado al volumen aparente que representa el material una vez fragmentado).
- Días de trabajo al año: 310 días (Se supone que la operación minera cesará sus actividades los días domingos).

En cuanto a los tiempos operacionales requeridos por el carguío y transporte, fueron calculados considerando una velocidad media fija y distancias de transportes conocidas, ya sea al interior de la propiedad minera como también en el trayecto a recorrer para llegar a Vallenar y así vender el mineral extraído de la Estrella. La capacidad del balde se obtiene de la ficha técnica del equipo considerado. Una vez que los parámetros de entrada quedan definidos, se procede a calcular la capacidad real del cargador, considerando la capacidad nominal del balde, factor de llenado, densidad de roca y esponjamiento. Posteriormente, el número de paladas necesarias se obtiene considerando la capacidad de la tolva. Definiendo los días de trabajo al año, con una disponibilidad del equipo, utilización y estimando tiempos de operación, se calcula el rendimiento del cargador,

para posteriormente, calcular su productividad y de esa forma obtener la cantidad de cargadores requeridos por la operación. El Procedimiento para el cálculo de la flota de camiones es idéntico, diferenciándose principalmente, en las altas distancias de transporte que deben cubrir los camiones.

De la tabla 4.21 demuestra que se requiere de tan solo 1 cargador frontal para poder cumplir con la producción de 10,000 t/mes, pero si bien los rendimientos del cargador son altos, hay que tener en cuenta que solo se consideran actividades productivas, cuando en la realidad de la pequeña minería, el cargador frontal tendrá que suplir actividades de mantención, como por ejemplo en los botaderos de estéril, esperando así que se reduzcan notoriamente los tiempos muerto del equipo. Por otra parte, dada la gran distancia de transporte que supera los 100 km que deben recorrer los camiones tolva para trasladar el mineral hasta la ciudad de Vallenar, conlleva en el requerimiento de 6 camiones de 20 cubos para poder cumplir con la producción.

Tabla 4.21: Dimensionamiento de equipos de carguío y transporte.

Ítem	Diseño 1			Diseño 2			Diseño 3		
	Escenario 1.1	Escenario 1.2	Escenario 1.3	Escenario 2.1	Escenario 2.2	Escenario 2.3	Escenario 3.1	Escenario 3.2	Escenario 3.3
Producción fija [Supuesto] (t/mes)	10000	7000	5500	10000	7000	5500	10000	7000	5500
Vida de la Mina (años)	8.4	11.9	15.2	17.5	25.0	31.8	21.2	30.2	38.5
Capacidad Balde (m ³)					3.1				
Capacidad Cargador Volvo (t/balde)					7.4				
Capacidad Camión (t)					30				
Nº de paladas (#)					4				
Disponibilidad (%)					80%				
Utilización (%)					70%				
Tiempo por palada (min)					0.75				
Tiempo por acuatamiento (min)					0.35				
Espera camión (min)					0.5				
Tiempo efectivo [h/año]					1389				
Tiempo Carguío (min)					3.85				
Rendimiento Cargador (tph)					468				
Productividad Cargador (kt/año)					649				
Producción a cumplir (kt)	120	84	66	120	84	66	120	84	66
Nº Cargadores necesario	0.18	0.13	0.10	0.18	0.13	0.10	0.18	0.13	0.10
Tiempo nominal (h/año)					2480				
Tiempo efectivo (h/año)					1388.8				
Distancia ida (km)					70				
Velocidad cargado (km/h)					50				
Tiempo ida camión (h)					1.4				
Distancia vuelta (km)					40				
Velocidad descargado (km/h)					60				
Tiempo vuelta camión (h)					0.7				
Tiempo de viaje (h)					2.1				
Tiempo maniobras (h)					0.06				
Tiempo ciclo (h)					2.13				
Rendimiento Camión (tph)					14.1				
Productividad Camión (kt/año)					20				
Nº Camiones necesarios	6.1	4.3	3.4	6.1	4.3	3.4	6.1	4.3	3.4

4.7.3. Estimación de inversión en equipos

Una vez que se conoce la cantidad de equipos requeridos por la operación minera, se puede proceder a estimar la inversión necesaria ya sea en la compra de los equipos o bien en el arriendo de ellos. Este ultimo escenario de arriendo se cotiza a través de SKRental, en donde se solicita el costo asociado a arrendar un cargador Volvo 3 m³ y un camión Iveco de 20 m³ por un mes, obteniendo:

- Costo Cargador: 1.63 UF/h + IVA.
- Costo Camión: 1.33 UF/h + IVA.

Los valores previos de igual manera se encuentran asociados a ciertas condiciones, una de ellas consiste en el arriendo mínimo mensual del equipo, vale decir, 176 horas de trabajo. Por otra parte, los equipos no cuentan con operador y tampoco combustible.

En cuanto a la compra de equipos, se cotiza la compra de equipos usados y semi-nuevos (kilometraje inferior a 20,000 km) en distintos portales de compra/venta de vehículos, obteniendo que un camión usado del año 2010 (o cercano a 2010) se encuentra en el orden de los 40,000,000 CLP con IVA, mientras que un equipo semi-nuevo del año 2019 (o cercano a 2019) posee un valor de 90,000,000 CLP con IVA. Finalmente, un cargador frontal del año 2012 usado (o cercano a 2012) se puede encontrar por un valor de 70,000,000 CLP con IVA.

Una vez definidos los costos de compra de los equipos, se procede a calcular la inversión necesaria ya sea en la compra o arrendamiento de los equipos, generando los resultados presente en la tabla 4.22. El precio del dolar o su conversión a pesos chilenos se estima en 930 CLP.

Tabla 4.22: Inversión requerida por los equipos de carguío y transporte.

	Diseño 1			Diseño 2			Diseño 3		
	E 1.1	E 1.2	E 1.3	E 2.1	E 2.2	E 2.3	E 3.1	E 3.2	E 3.3
Producción a cumplir (kt)	120	84	66	120	84	66	120	84	66
Costo mensual arriendo camiones (MCLP)	\$54	\$36	\$27	\$54	\$36	\$27	\$54	\$36	\$27
Costo compra cargador (MCLP)	\$70	\$70	\$70	\$70	\$70	\$70	\$70	\$70	\$70
Costo compra camión usado (MCLP)	\$240	\$160	\$120	\$240	\$160	\$120	\$240	\$160	\$120
Costo compra cargador (KUSD)	\$75	\$75	\$75	\$75	\$75	\$75	\$75	\$75	\$75
Costo compra camión usado (KUSD)	\$258	\$172	\$129	\$258	\$172	\$129	\$258	\$172	\$129
Costo compra camión semi-nuevo (KUSD)	\$581	\$387	\$290	\$581	\$387	\$290	\$581	\$387	\$290

Dado los resultados obtenidos, se considera que el escenario de compra de equipos semi-nuevos representa el mejor caso ya que el costo de arriendo es alto, en menos de un año con lo gastado en arriendo es posible comprar los equipos semi-nuevos. Por tanto, en la evaluación económica siguiente solo será considerado la inversión necesaria en equipos semi-nuevos con renovación cada 10 años.

4.7.4. Flujos de caja

En primer lugar se deben definir una serie de parámetros económicos y operacionales que requiere el flujo de caja antes de poder generar su construcción. Posteriormente, se generarán 3 flujos de cajas asociados a los 3 diseños distintos, todos bajo una misma producción de 10,000 t/mes. A continuación se listan los parámetros utilizados como también los supuestos.

- Parámetros operacionales/económicos:

1. Precio mineral de hierro (2022): 110 USD/t (precio promedio en Septiembre 2022 consultado el 23-9-2022 (TradingEconomics, 2022).)
2. Precio proyección del mineral de hierro (2023 y más): 100 USD/t (se considera un escenario de estabilidad en el precio del mineral de magnetita).
3. Recuperación metalúrgica: 85 % (Se encuentra dentro del rango establecido por pruebas de recuperación metalúrgica del mineral proveniente de La Estrella).
4. Costo mina: 35 USD/t (Se desconoce el costo mina de la operación, por tanto, se utiliza un valor dentro del rango de costos que define la pequeña minería), (Caso inicial).

5. Costo flete: 1.5 USD/t (se calcula en base a las distancia de transporte, rendimiento de equipos y precio combustible).
6. Costo generales y administrativos: 0.8 USD/t (se obtiene reduciendo en un 20 % el valor obtenido mediante benchmarking de una operación minera cercana y de similares características).
7. Tasa de descuento: 10 %.

■ Principales supuestos utilizados:

1. No se considera royalty y tampoco impuesto minero dado que es una versión simplificada de flujo de caja.
2. No se considera apalancamiento para la inversión.
3. No se considera el costo de cierre asociado a la faena minera.
4. La renovación de los equipos se hará cada 10 años dado que son semi-nuevos.
5. No se considera capital de trabajo.

El desarrollo de los flujos de caja se presentan en el capítulo de Anexos 7.6, mientras que en la tabla 4.23 se presenta un resumen que contiene los indicadores económicos que representan la viabilidad del proyecto minero La Estrella solo para los escenarios de máxima productividad para cada diseño minero generado. Los escenarios de productividad media y baja se descartan, dado que representan siempre escenarios más desfavorable que el escenarios de máxima productividad admisible por la pequeña minería.

Tabla 4.23: Indicadores económicos por diseño minero.

	Diseño 1	Diseño 2	Diseño 3
Indicadores	Escenario 1.1	Escenario 2.1	Escenario 3.1
VAN [10%] (MUSD)	-3.84	-1.49	2.50
TIR (%)	-2%	9%	14%
Payback (años)	x	x	10

4.7.5. Análisis de sensibilidad de la evaluación económica

Una vez calculado el beneficio económico que representa cada propuesta en un contexto operacional determinado, surge la necesidad de estudiar la variación del VAN del proyecto conforme se varían los valores de variables fundamentales como lo son; el costo mina, tasa de descuento, inversión inicial en equipos y el precio del mineral de hierro. A continuación, se presentan una serie de gráficos de barra que buscan representar la variación del VAN al manipular una sola variable a la vez.

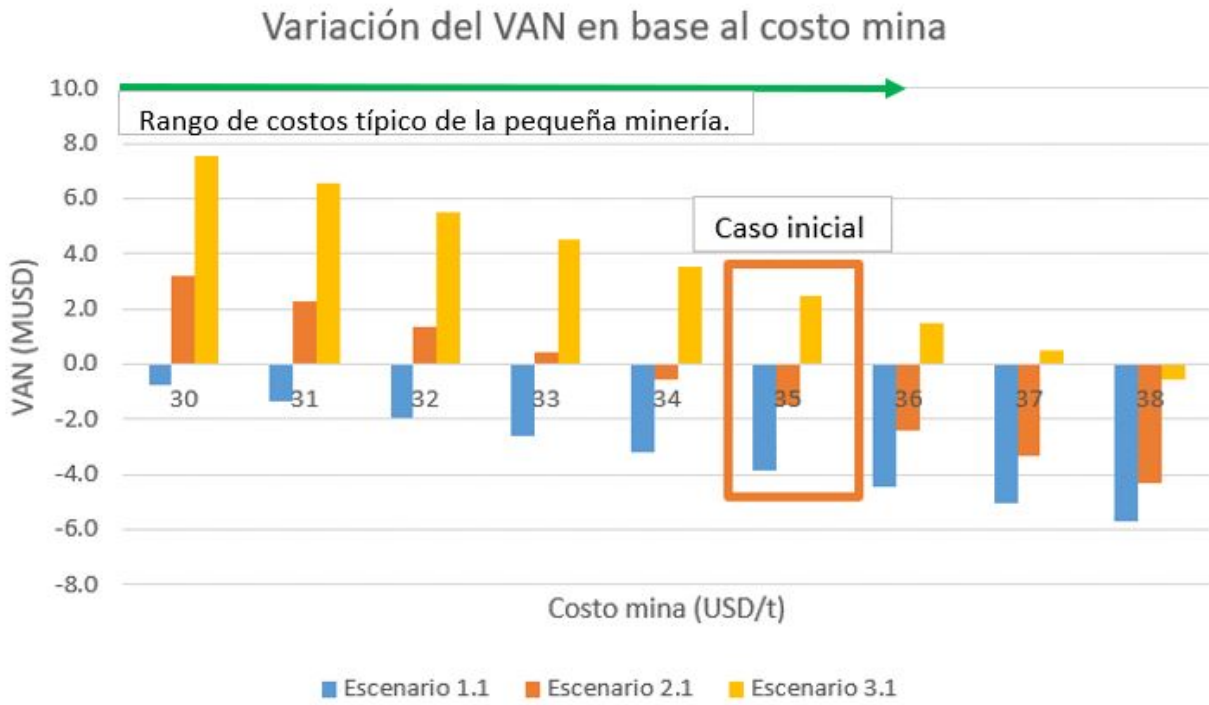


Figura 4.36: Variación del VAN con respecto al costo mina.

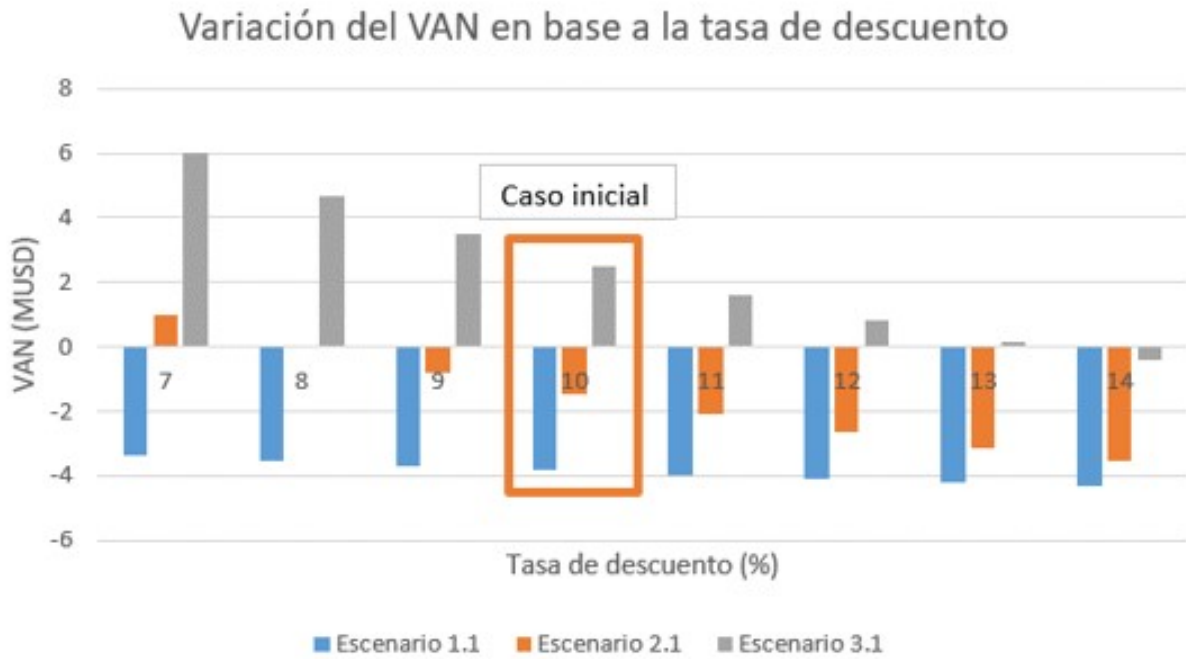


Figura 4.37: Variación del VAN con respecto a la tasa de descuento.

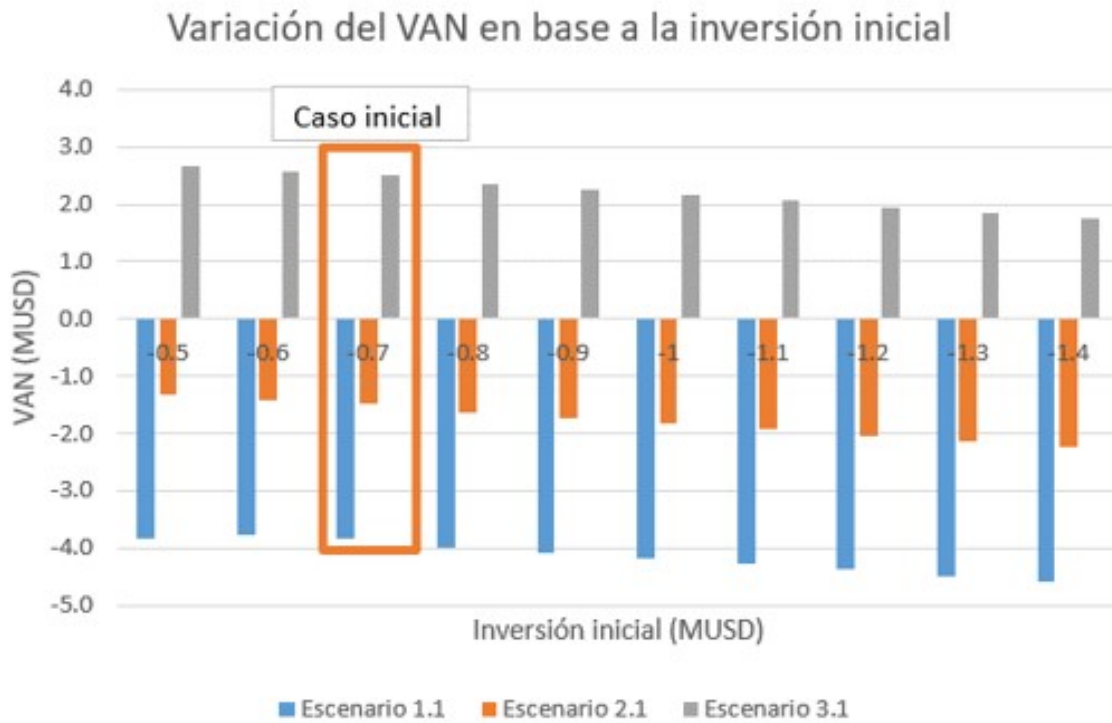


Figura 4.38: Variación del VAN con respecto a la inversión inicial en equipos.

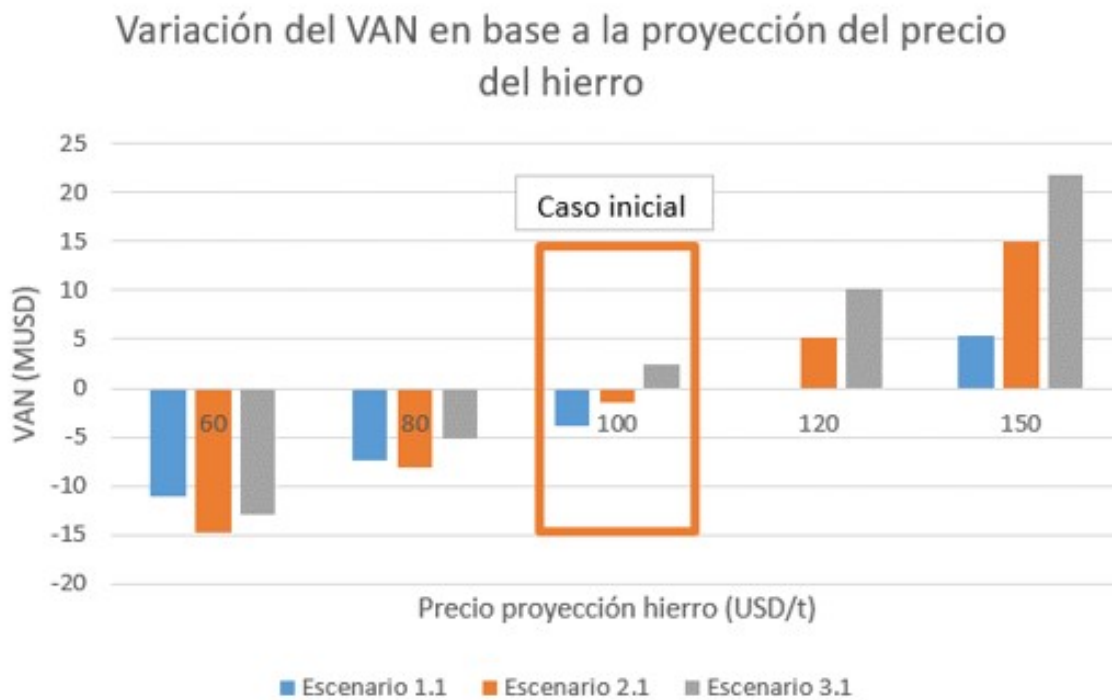


Figura 4.39: Variación del VAN con respecto a la proyección del precio del mineral de hierro.

Capítulo 5

Discusiones

5.1. Análisis resultados del terreno

Iniciando con el análisis de las coordenadas identificadas en terreno y contrastando con las coordenadas reportadas en el trabajo de Varela (2021), solo hay discrepancias con las coordenadas de los sondajes, estos se encuentran desplazados aproximadamente 350 metros en dirección N°20E. Por tanto, se corrige dicha diferencia para evitar tener desplazados los sondajes en los modelos y se recomienda corregir dicho error.

Prosiguiendo con el análisis de las mediciones de la calidad del macizo rocoso con la metodología del GSI, se puede identificar a través de la figura 4.1 que las mediciones superficiales indican que en primer lugar la calidad del macizo rocoso en los primeros metros de la superficie del yacimiento es de mala calidad, independiente del punto de medición. Ahora bien, esto es atribuible a la alteración supérgena que presentan los yacimientos tipo IOCG que afectan a la calidad del macizo, reduciendo su resistencia. Otra particularidad del yacimiento que se puede identificar, consiste en que hacia las cotas más altas del cerro que contiene el yacimiento, aumenta levemente el valor del GSI identificado, mientras que hacia cotas más bajas del cerro, decrece la calidad del macizo rocoso. Esto se representa mediante las circunferencias roja (mejor calidad, con GSI medio de 26-30) y azul (peor calidad, con GSI medio de 14-18).

En cuanto al análisis de los valores de GSI al interior mina, se puede reconocer una clara tendencia a mejorar la competencia del macizo rocoso, conforme se profundiza la galería subterránea, en donde las paredes de la galería se tienen frentes con rellenos más compactos, roca con menor grado de meteorización y alteración, menor presencia de estructuras geológicas y planos de estratificación y una mayor resistencia de la roca al golpe con martillo geológico.

En lo que respecta a las estructuras geológicas, se reconoce la existencia de 2 sets de estructuras geológicas con orientaciones particulares, las cuales se encuentran a lo largo del yacimiento, dado que fueron medidas en distintos sectores de la mina. Los siguientes valores corresponden a la estructura promedio asociada a cada set estructural.

1. Set 1 (Dip/DipDirection): 77/233
2. Set 2 (Dip/DipDirection): 84/318

Ahora bien, los sets 1 y 2 coinciden con las observaciones en terreno, por tanto, solo se considerarán los sets 1 y 2 para la evaluación de estabilidad y los diseños mineros.

5.2. Análisis resultados laboratorio

De la descripción de las muestras realizada en el laboratorio de rocas se puede ver que no hay una claridad total con respecto a las litologías presentes en el yacimiento, en donde si bien, se reconoce la presencia de Andesita en distintas muestras, hay otras que su litología no se puede reconocer pudiendo ser alguna litología distinta a la Andesita. Otra tendencia relevante a destacar corresponde a que casi la totalidad de las muestras presentan al menos un alto grado alteración y meteorización, siendo la principal causa de complicaciones a la hora de identificar la litología de las muestras.

El primer análisis que se puede efectuar con respecto a los resultados obtenidos en laboratorio tiene relación con el porcentaje de éxito con respecto a las pruebas realizadas. Ignorando la etapa de preparación e instrumentación de las muestras, para los ensayos UCS, de un total de 26 probetas UCS ensayadas, se obtuvieron un total de 11 ensayos exitosos, lo cual representa un 42.3% de los ensayos realizados. La principal causante de los ensayos descartados corresponde a los errores de medición de los strain gauge, en donde si bien los resultados de resistencia se encuentran correctos, los valores de deformación deben descartarse. La segunda causante en orden de impacto corresponde al tiempo de duración de la prueba y finalmente, en tercer lugar se encuentra el modo de falla de las muestras.

En cuanto a los ensayos de tracción indirecto, se realizaron un total de 26 ensayos de tracción, obteniendo 16 pruebas exitosas, lo cual representa el 61.5% de las pruebas realizadas, teniendo un mayor porcentaje de éxito en comparación a los ensayos de compresión uniaxial. La principal causante de descarte de ensayos corresponde al modo de falla presentada por las muestras.

Ahora bien, la principal razón que afecto a la preparación de muestras y el porcentaje de éxito de los ensayos, corresponde al alto grado de meteorización y alteración que presentan las muestras ensayadas en el laboratorio obtenidas directamente de las cajas de sondaje que estuvieron por 4 años a la intemperie.

5.2.1. Ensayos de compresión uniaxial

En primer lugar, es necesario recordar que los grupos A, B, C y D corresponde a rocas clasificadas como estéril o roca caja, dado que no contienen concentraciones significativas de magnetita (mena de hierro a explotar), mientras que el grupo E corresponde al grupo geológico asociado al mineral de magnetita. Lo anterior se traduce en valores de densidad mayores para el Grupo E y menores para los grupos A, B, C y D.

Iniciando con el análisis de los valores de resistencia peak a la compresión, la mayoría de los grupos geológicos tienden a presentar un valor entorno a los 50 Mpa, salvo por el grupo A (Grupo 1) que presentó un promedio de 153.8 Mpa, con un máximo de 223.5 Mpa siendo el valor más alto de resistencia peak registrado en el presente trabajo, ahora bien, ignorando el valor más alto registrado de resistencia peak, el promedio del grupo A decrece a 130.5 Mpa.

El grupo A como se señaló en el párrafo anterior, corresponde al grupo más resistente en lo que respecta al valor de resistencia peak alcanzado, pero también fue el grupo que presentó una mayor

dispersión en los resultados obtenidos. El grupo B se encuentra en el tramo intermedio de los resultados de resistencia peak obtenido, con un promedio de 67 Mpa y un bajo grado de dispersión con un valor de coeficiente de variación de 0.05 lo cual se atribuye al bajo número de muestras exitosas que se tienen en el grupo (2 pruebas exitosas). Por otra parte, el grupo C corresponde al grupo geológico que presentó una menor resistencia peak a la compresión, con un promedio de 14.2 Mpa siendo el grupo que presentó además una menor dispersión en los resultados obtenidos. El grupo D al igual que el grupo B se encuentra en un tramo intermedio en cuanto a los resultados de resistencia peak obtenidos, pero con un promedio de 46.3 Mpa, teniendo así una resistencia menor que el grupo B y una dispersión similar a la obtenida para el Grupo A. En cuanto al grupo E, correspondiente al grupo de mineral de magnetita, se tiene un promedio de 64.8 Mpa, siendo cercano al valor obtenido para el grupo B de roca estéril, ahora bien, el grupo E posee la mayor dispersión de los datos con un coeficiente de variación de 0.56.

Ahora bien, en las cartas de pre-loggeo rápido de los sondajes presentes en la memoria de Varela Espejo (2021), la litología reconocida en los sondajes era Andesita con distintas texturas, pero esto no coincide con los valores de resistencia peak obtenidos en el laboratorio. La resistencia peak asociada a la andesita según trabajos realizados en el mismo laboratorio van de 84 a 251 Mpa (Salinas, 2018), por tanto, solo el Grupo A se encuentra en el rango y no así el grupo B, C y D (El grupo E se asocia a magnetita). Ahora bien, los valores bajos de resistencia peak obtenidos en general para todos los grupos litológicos se puede atribuir directamente a la falta de almacenamiento riguroso de los sondajes, en un lugar donde no se encuentren sometidos a la intemperie, dado que los sondajes se encuentran altamente meteorizados y por la naturaleza propia del yacimiento también se encuentran altamente alterados, afectando negativamente a la resistencia de las muestras. Ahora bien, para el grupo C difícilmente se puede atribuir su valor de resistencia peak a la alteración y meteorización dado que es significativamente baja, por tanto, esto sugiere que el grupo C corresponde a una litología distinta a la Andesita.

Prosiguiendo con el análisis de los valores de módulos de Young obtenidos, en primer lugar destaca la ausencia del grupo A, lo cual es consecuencia directa de la mala medición efectuada por los strain gauge a la hora de ejecutar las pruebas. El grupo E asociado a la magnetita, fue el que presentó los valores más grandes de módulo de elasticidad, teniendo un promedio de 50.2 Gpa con una dispersión media de coeficiente de variación del 0.27. Por otra parte, el grupo C fue el que presentó un valor promedio menor para el módulo de Young, con un valor de 22 Gpa, conteniendo también al mínimo de los valores de módulos de Young obtenidos en el laboratorio. El grupo B se encuentra en el tramo intermedio con un valor promedio de 34.7 Gpa y la menor dispersión de los datos y el grupo D de igual forma se encuentra en el tramo intermedio de los módulos de Young obtenidos, con un promedio de 31.6 y un coeficiente de variación del 0.29. Ahora bien, la media de los módulos de elasticidad obtenidos para cada grupo litológico coinciden con los valores esperados para la Andesita, en donde ensayos previos realizados en el mismo laboratorio obtuvieron que para la andesita se tiene un rango de 25.4 a 60 Gpa (Salinas, 2018), coincidiendo así casi con todos los grupos litológicos, salvo por el grupo C, sugiriendo así la existencia de una litología no reconocida en el yacimiento, dado que los valores de resistencia del grupo C, de igual manera se encuentra fuera del rango que define la andesita.

En lo que respecta al análisis de los módulos de Poisson obtenidos se puede observar que se tienen valores similares para los grupos B, C, D y E, con medias que rondan el valor de 0.26, Ahora bien, los resultados de los módulos de Poisson obtenidos presentan una mayor dispersión que los resulta-

do obtenidos de resistencia peak y modulo de young. De todas maneras, las medias obtenidas para todos los grupos se encuentran en el rango esperado para la Andesita (Salinas, 2018).

5.2.2. Ensayos de tracción indirecta

En cuanto al análisis de los resultados respectivos a las pruebas de tracción indirecta, se obtiene que nuevamente el grupo A es el más resistente de todos los grupos litológicos, con una resistencia promedio de 9.09 Mpa y un coeficiente de variación significativo de 0.61. En cuanto a los grupos B, D y E poseen resistencias intermedias entre el máximo y el mínimo obtenidos, con coeficiente de variación inferiores al 0.5. El grupo C nuevamente se presenta como el grupo con menor resistencia, en el presente caso a la tracción indirecta con un valor medio de 1.84 y un coeficiente de dispersión del 0.57.

Los resultados obtenidos ratifican que el grupo geológico C posee una menor resistencia que el resto de los grupos ya sea de tracción como compresión, presentando valores que no se condicen con los esperados para la Andesita, probando la necesidad de realizar una nueva descripción de los sondajes.

5.3. Análisis modelo de recursos geológicos

Al visualizar los sondajes, más la topografía y los límites de la concesión en la figura 4.9, se puede apreciar que los sondajes 2 y 3 se encuentran muy cercanos al límite Este de la concesión minera y por tanto, el modelo de recursos geológicos presenta una sección que queda a menos de 30 metros de la concesión minera. Si bien esto no es un problema, si es una consideración importante a tener en cuenta a la hora de realizar el diseño minero para no sobrepasar los límites de la propiedad.

El yacimiento La Estrella es polimetálico, con presencia de oro, cobre, cobalto, zinc en distintos minerales, además de la presencia significativa de hierro en magnetita. Ahora bien, de los 3 sondajes (no en su totalidad) que fueron sometidos a análisis químicos, solo 2 de ellos se describen las concentraciones de cobre, oro y cobalto. Por tanto, se decide generar los modelos solo en base a la concentraciones de hierro dado que no hay información suficiente para la construcción de un modelo polimetálico. De todas formas, el principal mineral de interés corresponde a la magnetita y se hará el diseño para la extracción de dicho mineral.

La construcción del modelo de recursos de hierro se hace en base a 3 tramos de sondajes, de 3 sondajes distintos, además de la información respectiva al ancho de los cuerpos de magnetita perforados en cada sondaje lo cual se adiciona como información blanda, ahora bien, esta cantidad de sondajes más la información blanda de los cuerpos de magnetita corresponde a un escenario de poca información de las concentraciones de los elementos de interés, pero representa una realidad en los proyectos de pequeña minería, en donde no existen los recursos económicos para generar un modelo de recursos geológico más robusto.

El modelo de recursos geológicos generado posee un tonelaje superior (11.56 Mt con ley media de hierro del 67.40 %) a las estimaciones realizadas por Varela con un tonelaje de 4.69 Mt y Sernageomin con un tonelaje de 2.17 Mt (ley media de hierro 67.225 %), dado que dichas estimaciones se

hacen para un volumen menor asociado a un cuerpo mineral. En cambio, la estimación de recursos realizada en el presente trabajo se hace para un volumen de aproximadamente $2,754,000 m^3$, con la metodología de modelamiento de kriging ordinario.

Ahora bien, la estimación de recursos geológicos realizada en el presente trabajo se encuentra dentro de la categoría de recursos inferidos dado que posee un alto grado de incerteza y de riesgo la información utilizada (Los análisis químicos no cuentan con control de calidad). Cabe destacar que los recursos inferidos para una gran minera, es considerado lastre a la hora de generar las evaluaciones económicas según la metodología de codelco (Codelco, 2016).

5.4. Análisis modelo geotécnico

Antes de abordar el análisis del modelo geotécnico, primero se analizan los resultados obtenidos en los modelos geológicos, macizo rocoso, estructural e hidrogeológico, los cuales componen el modelo geotécnico. El primero en ser analizado corresponde al modelo geológico.

El modelo geológico es el modelo que presenta una mayor insuficiencia de información disponible para su construcción lo cual es consecuencia directa de no realizar las actividades de descripción mineralógica en el orden correcto. Las secciones que fueron enviadas a análisis químicos no fueron previamente caracterizadas con descripciones mineralógicas a través de cartas de pre-loggeo rápido, por tanto, una vez que las pruebas geoquímicas fueron realizadas, el tramo del sondaje estudiado quedó pulverizado e imposible de describir. La situación anterior trae como principal problema, que no hay coexistencia entre las leyes de mineral estudiadas en laboratorio y las descripciones de los sondajes, por tanto, es imposible correlacionar litologías y alteraciones con las leyes de mineral, lo cual es un claro problema. En suma a lo anterior, hay ciertas alteraciones que producto de su alto grado, no permiten la selección de tramos de sondajes para su posterior ensayo en laboratorio, y además todos los sondajes se encontraban altamente meteorizados lo cual complejiza aún más la toma de muestras, que cumplan con los criterios de roca intacta. Por tanto, al no poder tener suficientes muestras por grupo litológico, se decide abordar el problema desde una perspectiva que solo distingue roca mineral (magnetita) y roca caja (andesita). Por otra parte, el modelo de alteraciones generado (figura 4.12) no permite el reconocimiento de unidades con límites o forma definida, esto dada la gran presencia de la alteración propilítica en la base de datos, la cual aborda la mayoría del volumen generado. Finalmente, la información que respecta al coeficiente sísmico y el estado de esfuerzo in-situ del yacimiento, no son conocidos, por tanto, se tiene un modelo geológico con insuficiencia de información para ser generado.

El modelo del macizo rocoso generado cuenta principalmente con la clasificación del macizo, la resistencia de la roca intacta y del macizo rocoso. Ahora bien, del modelo de clasificación GSI generado se puede reconocer que existe una mejor calidad de macizo hacia el centro del yacimiento, mientras que hacia los extremos se posee una peor calificación para el macizo. También cabe destacar, que se tienen valores relativamente bajos de GSI (no superan el 30) para los primeros metros de la topografía, esto es consecuencia directa de la alteración supérgena que poseen los yacimiento IOCG. Ahora bien, a medida que el Pit se vaya profundizando, se tendrá un macizo rocoso más competente, dado que las mediciones de GSI al interior de la galería subterránea poseen valores más altos en el orden de 80 para el ranking GSI.

El modelo estructural del yacimiento permite el reconocimiento de estructuras en aquellos sectores

en donde por cuestiones de seguridad, fue posible la medición de estructuras. Lo anterior no representa el escenario ideal, en donde, para el reconocimiento de estructuras se pueden generar piques, taludes, plataformas, entre otras alternativas que tienen como fin acceder a la estructura geológica. Para el presente caso, se estudiaron labores mineras abandonadas para poder acceder a las estructuras geológicas siempre que las condiciones de seguridad lo permitieran. De esa forma se logró identificar la presencia de dos principales set estructurales, los cuales comparten un espaciamiento medio de 0.25 m entre las estructuras y se encuentran a lo largo de la propiedad minera. De esta forma se logró reconocer que el sentido de avance de la galería subterránea existente en la estrella no representa la forma más segura de ser construida, dado que la pared colgante producto de las estructuras se encuentra manteniendo en la dirección contraria al avance, aumentando los riesgos de accidentes en las labores de construcción.

En cuanto al modelo hidrológico, no se cuenta con toda la información requerida por el propio modelo, ahora bien, su relevancia es menor producto de que el presente proyecto minero se encuentra en el Norte de Chile que se caracteriza por la escasez de precipitaciones al año, como también la escasez de flujos de agua superficiales. Un modelo hidrológico es determinante en climas tropicales (Stacey y Read, 2009). De todas formas, el conocimiento de las cotas a las que se encuentran los pozos de agua que brindan de agua a la operación, permiten hacer una estimación simple de la cota a la cual se encuentra el nivel freático en dicho sector, para de esa forma no profundizar más allá con el diseño minero, en el presente proyecto se utiliza como referencia el valor de la cota asociada al pozo 1 (896 msnm).

Finalmente, la construcción actual del modelo geotécnico del yacimiento La Estrella se ve imposibilitada dada la insuficiencia de información disponible para la elaboración de los sub-modelos que lo conforman. Lo anterior se explica dado que la operación minera es de pequeña minería y por tanto, se encuentra en una etapa que para los grandes productores mineros se clasifica como una etapa temprana de evaluación, mientras que en la realidad de la pequeña minería, la información es considerada suficiente para la extracción del mineral, lo cual representa el escenario actual de La Estrella.

5.5. Análisis diseño minero

5.5.1. Criterios de estabilidad

De los resultados obtenidos de los análisis cinemáticos para el set estructural principal y secundario, destaca que independiente de la dirección del talud a diseñar, con un ángulo de banco de 70° no existe probabilidad de ocurrencia de falla plana. La misma situación ocurre con la falla en modo cuña. Ahora bien, para la falla por volcamiento, se tiene que en la ladera Norte existe un 100% de probabilidad de ocurrencia de falla por volcamiento, por consecuencia de lo anterior se prosigue con el uso del software RocTopple para estudiar más en detalle la falla por volcamiento en la ladera Norte consecuencia del set estructural principal del yacimiento.

El uso del software RocTopple permite obtener un valor de factor de seguridad asociado al talud que presenta probabilidad de falla por volcamiento, ahora bien, se obtiene un valor de 4.61 el cual se encuentra por sobre el mínimo aceptado de 1.3 presente en la tabla 2.1. Esto quiere decir, que los parámetros de diseño utilizados, más las condiciones de las estructuras y del macizo, definen

un talud seguro para la operación minera.

Posteriormente, en la figura 4.21 se tiene un análisis de sensibilidad del cual se puede apreciar distintas tendencias; una de ellas involucra al manto de las estructuras, del cual se puede apreciar que conforme aumenta el ángulo de manto de las estructuras, también aumenta el factor de seguridad del talud, caso contrario, si disminuye el manto de las estructuras, disminuye el factor de seguridad empleado pero sin llegar a valores límites de factor de seguridad aceptable. Otra tendencia relevante implica al ángulo y altura del talud, dado que si dichos valores aumentan, hay una tendencia lineal a disminuir el valor del factor de seguridad del talud, en caso contrario, aumenta el factor de seguridad del talud.

Por otra parte, del análisis de los resultados obtenidos para la falla circular se puede apreciar que en primer lugar a escala de un talud se tiene un factor de seguridad medio-alto de 6.77, lo cual se encuentra sobre el mínimo permitido de 1.1 para un banco presente en la tabla 2.1. Para la escala global del pit se puede apreciar que disminuye el valor del factor de seguridad en comparación a la escala banco, llegando a un valor mínimo de 1.48 lo cual se encuentra sobre el mínimo aceptado de 1.3 en el caso de que hubiera alta probabilidad de falla para la escala global, lo cual no representa la condición actual. Además hay que tener en cuenta que la calidad del macizo en la realidad del yacimiento (resistencia y cohesión), mejora conforme se profundiza en la topografía, implicando factores de seguridad más alto en la realidad de la mina.

En cuanto a los análisis de sensibilidad se puede apreciar que; a escala global, el ángulo de fricción interna del material posee una mayor injerencia en el factor de seguridad obtenido en donde se varió en $\pm 9.5^\circ$ su valor. En cuanto al valor de la cohesión, se puede apreciar que está presenta un mayor impacto en el valor del factor de seguridad a escala banco que a escala global variando en ± 90 kpa. La variación de la cohesión y del ángulo de fricción resulta en un valor levemente bajo de factor de seguridad de 1.1 para la escala global, el cual es permisible solo en escenarios de baja probabilidad de ocurrencia de falla. Ahora bien, como se mencionó previamente, se espera que los factores de seguridad sean más altos en la realidad al considerar la variación del macizo rocoso con la profundidad. En cuanto al peso unitario de la roca, se consideró un rango de ± 1.5 kN/m³ del cual se aprecia que es la variable de menor impacto en el factor de seguridad obtenido.

5.5.2. Análisis de los diseños mineros generados

En primer lugar se analizaron todos aquellos resultados, tendencias y comportamientos que se presentan de manera transversal para todos los diseños. El primero de ellos consiste en la presencia de 2 bancos de producción (ignorando el banco 0 de preparación) los cuales no presentan concentración de hierro y por tanto, su extracción no genera ganancias económicas para el propietario minero pero si permite acceder al cuerpo mineral desde la superficie y por tanto, se consideran necesarios para la remoción de los primeros metros de material estéril como también de hematita.

Otra tendencia relevante consiste en el aumento de la ley media de hierro conforme se profundiza el diseño minero, reduciendo así la relación estéril/mineral que se tendrá en la extracción del material. Lo anterior se traduce en un mayor tonelaje extraído de hierro conforme se realiza un diseño más profundo, pero siempre limitado al volumen de estudio generado por el modelo de recursos, dado que para cotas inferiores a la cota 911 msnm, se desconoce la concentración mineralógica.

Todos los diseños consideran la existencia de la galería subterránea y evitan su intersección, ahora bien, el modelo 3d de la galería es una simplificación en base a mediciones realizadas en terreno, ante la inexistencia de un modelo 3d de la galería realizada por algún topógrafo y por tanto, se recomienda al propietario minero realizar un modelo 3d en base a planos realizados por algún topógrafo competente, para de esa forma poder definir distancias de seguridad entre la galería y el pit que representen la realidad.

En cuanto al nivel freático, ningún diseño llega o sobrepasa las cotas en las cuales se encuentran los pozos de agua, los cuales poseen valores cercanos a los 901 msnm y 896 msnm. Ahora bien, cabe destacar que puede haber una diferencia entre el nivel freático del sector de los pozos y el sector de la operación minera, pero esto debe ser estudiado más en detalle en futuras evaluaciones.

El primer diseño representa el peor escenario económico relativo a los 3 diseños generados, esto es consecuencia directa de la baja profundidad que alcanza el pit, en donde se tiene una mayor proporción de material estéril y hematita, extrayendo en el orden de 0.3 Mt de Fe. El segundo diseño aumenta la cantidad de hierro extraído en comparación al primer diseño, llegando a un valor de casi 1 Mt de hierro al considerar 4 bancos más de producción. La ley media del yacimiento también mejora, llegando a un valor de 51.41 %, reduciendo así la relación estéril/mineral. El tercer diseño representa el mejor escenario económico dado que se aumenta la ley media de hierro extraído a un valor de 55.66 %, en comparación a los dos escenarios previos, extrayendo alrededor de 1.3 Mt de hierro contenido al adicionar 4 bancos más de producción en comparación al segundo diseño.

5.5.3. Diseño de botaderos

El diseño de los botaderos generados, de manera transversal permite definir un lugar en común para el depósito del material que no presenta un valor económico para la operación, asegurando no interferir con las operaciones mineras a realizar en La Estrella. En cuanto a los parámetros de diseño que se relacionan con la geometría del botadero, se utilizaron valores conocidos y utilizados por la pequeña minería nacional, obtenido a través de las resoluciones de aprobación. Cabe destacar que los diseños generados son compatibles entre sí, a través de la adición de más niveles o lifts al botadero.

Además del diseño de botaderos, estos requieren la implementación de pretiles de seguridad, señalética, canales de drenaje para el líquido lixiviado y una carpa de alta densidad que se dispone entre la topografía y el botadero, para evitar el drenaje de aguas ácidas hacia las profundidades, aseguran su captación y tratamiento.

Otra particularidad relevante, se relaciona con el diseño de las rutas de conexión entre botadero y mina, dado que es necesario profundizar en ciertos sectores de la topografía y elevar otros sectores, para así mantener restringida la pendiente máxima de la ruta en un valor que no supere el 10 % de pendiente.

5.6. Análisis evaluación económica

5.6.1. Leyes de corte

El cálculo preliminar de las leyes de corte en base a distintos costos mina, permite identificar que dicho costo es fundamental a la hora de establecer la ley de corte de la operación, pudiendo generar escenarios económicos desfavorables, como lo es el escenario de costo alto con un valor de 50 USD/t, en donde todas las leyes medias de hierro obtenidas de los distintos diseños generados, se encontrarían por debajo de la ley de corte permitida. Dado lo anterior, un objetivo permanente de la operación minera La Estrella debiera ser reducir y mantener bajos los costos mina de la operación.

5.6.2. Dimensionamiento de equipos

En primer lugar, analizando los resultados obtenidos de la estimación de producciones óptimas mediante Taylor, destaca que los valores se escapan del rango definido para la pequeña minería, esto quiere decir; que probablemente el escenario económico más rentable para el proyecto minero La Estrella se encuentre en las producciones que define la mediana minería nacional y no así la pequeña minería. Dadas las condiciones económicas actuales de la operación, apuntar a una mediana minería implicaría robustecer en primer lugar el conocimiento acerca del yacimiento mineral, su morfología y mineralogía en base a campañas de sondajes adicionales.

En cuanto al dimensionamiento de equipos, destaca que hay una relación directa entre la productividad y la cantidad de equipos requeridos, teniendo así un mayor requerimiento de equipos conforme se tiene una mayor producción. También destaca que en cuanto al equipo de carguío, es necesario solo uno para cumplir con la producción máxima de pequeña minería. Ahora bien, si eventualmente el equipo de carguío presentase inconveniente en su funcionamiento, se detendría la producción mina lo cual representa un escenario de pérdida económica para la operación, por tanto, se recomienda tener un equipo de apoyo. Por otra parte, tener un buen match pala-camión, asegura la reducción de tiempos operacionales perdidos.

Finalmente, cabe destacar que la principal variable operacional que afecta a la productividad mina es la flota de camiones, en donde, aumentar la cantidad de camiones disponible para la operación, elevaría la productividad mina, mientras que en segundo lugar se encuentra el equipo de carguío, dado que se tienen rendimientos mayores para el cargador frontal.

5.6.3. Inversión

El estudio de la inversión requerida por la operación se centra en los equipos de producción, dado que la pequeña minería nacional se encuentra menos provista de herramientas e insumos en comparación a la mediana/gran minería nacional.

En cuanto a los resultados obtenidos, más que el valor exacto presentado en la tabla 4.24, interesa reconocer que la inversión necesaria en equipos se encontraría en el orden de los cientos de miles de dólares al millón de dólares. Ahora bien, dicha inversión sería realizada en equipos semi-nuevos, lo cual asegura una mayor disponibilidad de los equipos para la operación al tener menos tiempos muertos en el mecánico en comparación a equipos más viejos, que también requieren una renovación más tardía en el tiempo. Por otra parte, el escenario de arriendo elevaría considerablemente los costos mina de la operación, y como se señaló previamente, dicho costo es fundamental a la hora de percibir los beneficios económicos del proyecto.

5.6.4. Flujos de caja

De los VAN obtenidos para cada propuesta de diseño, se puede identificar que el rajo o pit a diseñar será rentable principalmente, si posee la profundidad necesaria para acceder a las mayores leyes del mineral, dado que los diseños mineros generados son similares entre sí, teniendo como principal diferencia, la profundidad de cada uno, en donde, conforme aumenta la profundidad del rajo, también aumenta el VAN del proyecto.

Otra tendencia relevante a destacar consiste en que la primera mitad de la vida del proyecto La Estrella, se tendrán principalmente pérdidas económicas, dado que se requiere de una inversión inicial relevante para la operación, como también se tiene una ley media del hierro más baja, la cual aumenta con la profundidad. Posteriormente, en la segunda mitad de la vida del proyecto, se tiene un escenario económico más auspicioso, en donde se recupera la inversión inicial y se trabaja con ganancias económicas al estar extrayendo las leyes más alta del mineral.

Por otra parte, el escenario económico real del yacimiento es aún más auspicioso debido a que no se consideran las concentraciones de cobre, oro y cobalto para el presente yacimiento polimetálico, dado que no hay sondajes suficientes para generar el modelo de recursos geológicos de dichos elementos de interés, siendo los elementos de mayor valor por unidad de masa en el mercado, esperando así que aumenten los ingresos por tonelada de mineral extraído.

5.6.5. Análisis de sensibilidad económico

De los análisis de sensibilidad generados, destaca el gran impacto que posee el precio del mineral de hierro en el beneficio económico reportado por el proyecto, en donde, si el precio del mineral llega a valores de 80 USD/t, ningún rajo sería económicamente rentable. Esto representa una realidad de la pequeña minería, la cual es más vulnerable a las variaciones económicas en los precios de los metales que la mediana/gran minería, es por ello que para los pequeños productores mineros, por ley, se les fija un precio mensual en las plantas de procesamiento que compran el mineral para su tratamiento.

Por otra parte, variables como el costo mina o la tasa de descuento tienen un impacto significativo en el VAN del proyecto. Es fundamental definir un control y monitoreo del costo mina, para evaluar la eventual paralización de la operación ante escenarios de pérdidas económicas debido a costos minas muy elevados o bien elevar la producción cuando los costos minas son bajos. En cuanto a la inversión inicial, se tiene un menor impacto en el VAN del proyecto, lo cual se traduce en un margen de inversión más amplio para la operación.

De las 3 propuestas de diseño generadas, el rajo de alta profundidad, corresponde al escenario económico más auspicioso para el proyecto minero La Estrella extraído mediante minería a cielo abierto, dado que es el único que presenta un VAN positivo y justifica su construcción y puesta en marcha.

Capítulo 6

Conclusiones

El presente trabajo de título debido a su naturaleza, es extenso en cuanto a la cantidad de etapas de evaluación y generación de resultados que son necesarios antes de poder establecer si la propuesta de negocio es factible y rentable. Dado lo anterior, las conclusiones serán presentadas siguiendo el orden cronológico natural que requiere el proyecto.

A) Geología

En primer lugar, la litología que se encuentra presente en la propiedad minera La Estrella presenta altos niveles de alteración y meteorización, lo cual dificulta el reconocimiento geológico de las unidades litológicas presente en La Estrella, representando un punto de incertidumbre en el conocimiento litológico del yacimiento. Por otra parte, los altos grados de alteración y meteorización del yacimiento, se traducen en un macizo rocoso menos competente, en donde su calidad disminuye conforme se aproxima a la superficie de la topografía, mientras que a mayores profundidades, se puede identificar un macizo más consolidado y más competente.

En cuanto al conocimiento estructural del yacimiento, se reconocen dos sets estructurales que se encuentran en distintos puntos de la propiedad, justificando así su extrapolación al espacio total del proyecto a forma de supuesto. Los sets estructurales identificados sugieren que el sentido de avance del túnel en los primeros metros de desarrollo no es el recomendado en la literatura disponible, dado que el manto de estructuras es hacia el sentido contrario de avance, representando una situación de riesgo ante el desprendimiento masivo de material hacia la frente de trabajo.

Sin duda alguna, el alto grado de meteorización y alteración de las muestras utilizadas en las pruebas de laboratorio, afectó negativamente en la obtención de resultados, dado que entorpeció labores de reconocimiento litológico, como también complicaciones a la hora de preparar las muestras y perder gran parte de ellas en el corte y rectificado, como también durante el desarrollo de las mismas pruebas de compresión uniaxial y tracción indirecto. Lo anterior es evitable al disponer de un área de almacenamiento de sondajes.

De los resultados obtenidos en el laboratorio, se puede concluir que la litología del yacimiento si bien es andesita en su mayor parte, también sugiere la presencia de otras litologías ante la presencia de minerales que no se presentan en la andesita, como también la presencia del grupo C con valores de resistencia y módulo de young fuera de los esperado para la Andesita. Por otra parte, la andesita

presente en el yacimiento presenta un alto grado de alteración y meteorización, reduciendo así los valores de los parámetros que establecen la calidad de la roca, como lo es la constante m_i o el mismo valor de resistencia obtenido. Por tanto, si bien la andesita es considerada como una litología competente, la andesita presente en la Estrella es de menor calidad geotécnica, consecuencia directa del tipo de yacimiento.

B) Modelo de recursos

En cuanto al modelo de recursos geológicos generado, este clasifica en la categoría de *inferido*, lo cual no es el grado de certeza que se esperaría para un yacimiento polimetálico pero que representa la realidad de la pequeña minería nacional. Sin duda alguna, el mayor desafío para La Estrella se encuentra en robustecer su modelo de recursos, siendo inminente la realización de más sondajes en la propiedad minera para de esa forma poder delimitar bien el cuerpo mineral, los contactos entre litologías, las leyes de los minerales de interés ya sea hierro, como también el cobre, oro y cobalto que no se encuentran considerados dentro del modelo de recursos actual, que solo modela el hierro. También con la realización de más sondajes se busca pasar de la clasificación de *inferido* de sus recursos geológicos a la clasificación de *medido*, la cual representa un escenario de menor riesgo para el inversionista o mismo propietario minero. De todas maneras, se cumple con el objetivo de generar el modelo de recursos de hierro del yacimiento.

C) Modelo geotécnico

La construcción del modelo geotécnico del yacimiento La Estrella de momento no es factible debido a vacíos de información que condicionan la generación de los sub-modelos que lo componen. Si bien el modelo geotécnico se robustece a medida que se avanza en las distintas etapas de evaluación económica del proyecto, en el actual contexto, se tiene una etapa de evaluación de *Pre-factibilidad*, la cual se complejiza aún más con la escasez de recursos que marca a la pequeña minería. De todas maneras, se reconoce la necesidad de generar el modelo geotécnico del yacimiento polimetálico La Estrella en futuras etapas de evaluación, dado que tiene implicancias directa en el diseño minero como también de fases de extracción.

En lo que respecta a criterios de estabilidad, si bien se tiene un macizo rocoso poco competente y la presencia de 2 sets estructurales que condicionan la orientación de taludes, para los parámetros de diseño establecidos, no existe probabilidad significativa de ocurrencia de fallas ya sea a escala local como a escala global del pit, descartando la ocurrencia de fallas por volcamiento, cuña, plana o circular al interior de los rajos. Se tienen valores de factores de seguridad aceptables y que representan una condición de estabilidad para la operación. De todas formas, los factores de seguridad es un método determinístico, el cual pudiese ser complementado con un modelo probabilístico en futuras evaluaciones.

D) Diseño Minero

Las distintas propuestas de diseño minero a cielo abierto generados, revelan la necesidad de extraer 2 bancos de producción de 5 metros de altura cada uno, antes de poder acceder al cuerpo mineral y por tanto, percibir ganancias económicas, es en este punto en donde el propietario minero debe reconocer la necesidad de remover en primer lugar el material que cubre al cuerpo mineral antes de poder acceder a él. Otra consideración de los diseños, consiste en que se recomienda establecer las rampas de acceso en la ladera norte del rajo a construir, dado que presenta una mayor condición de estabilidad que la ladera sur. Por otra parte, la presencia de estructuras mineras subterráneas como lo son la actual galería de explotación, como también la presencia de estructuras mineras de labores previas, solo dificultan la construcción del rajo, dado que hay que tener conocimiento absoluto de todas aquellas cavidades que puedan haber bajo superficie, las cuales eventualmente pudiesen generar accidentes o pérdidas operacionales, es en el punto anterior, en donde surge el segundo gran desafío de La Estrella que consiste en compatibilizar el diseño minero a cielo abierto con las antiguas labores subterráneas realizadas. Es acá en donde es relevante mencionar que en el presente trabajo la presencia de la galería subterránea solo dificultó el diseño y redujo la cantidad de mineral recuperado por el diseño minero, dado que se tuvo el cuidado especial de no intersectar la galería con el rajo.

Los 3 diseños mineros generados varían principalmente en la profundidad que estos alcanzan, demostrando así que para las condiciones específicas de La Estrella, la ley media de hierro aumenta conforme se profundiza en la topografía, siempre y cuando no se profundice más allá del mismo cuerpo mineral.

El diseño de botadero recomienda localizarlo cercano al vértice noroeste de la propiedad para de esa forma no generar interferencias operacionales con la actividad minera, reducir las distancias de transporte y no condicionar futuras expansiones del rajo.

E) Evaluación económica

Definiendo un escenario productivo que se enmarca dentro de la pequeña minería, se debe apostar a mantener la producción mensual más alta que la pequeña minería permite (10,000 t/mes) para de esa forma reducir la diferencia entre la producción operacional de La Estrella, versus la producción óptima que define la operación. Ahora bien, la inversión en equipos se encuentra principalmente compuesta por camiones, dado que las distancias de transporte que hay entre La Estrella y Vallenar son grandes, teniendo que ser recorrida solo por los camiones. Se estima que la inversión inicial en equipos es de 0.7 MUSD.

En cuanto a la evaluación económica de las propuestas de diseño, de forma clara el tercer diseño representa el mejor escenario económico para La Estrella dado que posee la ley media más alta, la cual es consecuencia directa de su mayor profundidad. Es considerando el diseño 3, que se puede sentenciar que el proyecto minero La Estrella explotado mediante minería a cielo abierto es factible y rentable en un contexto de pequeña minería y reporta un VAN de 2.5 MUSD, con un TIR del 14 % y un payback de 10 años, para una operación que tiene una vida de 20 años. Ahora bien, dado que se encuentra en una etapa de pre-factibilidad en pequeña minería, la incerteza de información en algunos aspectos es relevante y no puede ser obviada, es por eso que se reconoce la debilidad del

proyecto ante fluctuaciones importantes en el precio del mineral de hierro o el costo mina, pero que por otra parte se compensa al no considerar la presencia de los otros elementos de interés (cobre, oro y cobalto) en la evaluación económica.

6.1. Recomendaciones

Dado que se cumplieron los distintos objetivos establecidos en el presente trabajo, a forma de orientar a Luis Fritis (propietario minero), se agrupan una serie de recomendaciones en la tabla 6.1 que abordan distintos aspectos de La Estrella que buscan ayudar al propietario minero en la toma de decisiones, para que de esa forma se pueda seguir avanzando en la evaluación del proyecto minero La Estrella y se pueda dar la puesta en marcha al proyecto, asegurando la seguridad de sus trabajadores.

Tabla 6.1: Resumen de recomendaciones para el propietario minero.

Tabla de recomendaciones
1. Generar una nueva campaña de exploración a cargo de geólogos que se enfoque en el estudio y reconocimiento de estructuras al interior de la propiedad como también de la descripción del macizo rocoso, para así contrastar la información proporcionada en el presente trabajo.
2. No definir el sentido de avance de una galería en dirección opuesta al manto de estructuras dado que representa una condición de altísimo riesgo.
3. Disponer de un área de almacenamiento cerrado para la disposición de los sondajes realizados en La Estrella como también para almacenar futuros sondajes, evitando así que se meteoricen debido a su exposición al ambiente.
4. Realizar más sondajes en la propiedad minera La Estrella que permita conocer las leyes de los distintos elementos de interés que conforma el yacimiento polimetálico La Estrella y así robustecer el modelo de recursos para idealmente cambiar a la categoría de “medido” de sus recursos geológicos y por otra parte, aumentar el conocimiento geotécnico del yacimiento.
5. Generar los esfuerzos necesarios en la medición de los distintos parámetros geotécnicos para de esa forma poder establecer el modelo geotécnico del yacimiento. Lo anterior requerirá inversión y el asesoramiento de profesionales.
6. Complementar los análisis de estabilidad con modelos probabilísticos.
7. Robustecer el conocimiento sobre las estructuras subterráneas presentes en La Estrella, idealmente con la generación de visualización 3D.
8. En el diseño de rampas se recomienda ubicarlas en la ladera norte del diseño dado que tiene una condición de estabilidad más alta.
9. La localización del botadero se recomienda hacia el sector noroeste de la propiedad dado que se supone que en dicho sector no interferirá de manera operacional con la operación y se aleja del sector donde se localiza el yacimiento.
10. En futuras etapas de evaluación del proyecto, se recomienda generar un modelo de flujo de caja más al detalle, donde se consideren las concentraciones de los otros elementos de interés, como también profundizar los costos operacionales de la operación, la inversión en infraestructura y como será pagado dicho financiamiento.
11. Se recomienda realizar una nueva descripción de los sondajes existentes a través de las cartas de pre-loggeo rápido y otra metodología, para así identificar todos los grupos litológicos presentes en el yacimiento y poder concluir si hay alguna diferencia entre los grupos litológicos reconocidos y los que realmente se encuentran en el yacimiento, o bien, corresponde a una consecuencia directa al alto grado de meteorización y alteración de las muestras.

Bibliografía

- Barra, F., Reich, M., Selby, D., Rojas, P., Simon, A., Salazar, E., y Palma, G. (2017). Unraveling the origin of the Andean IOCG clan: A Re-Os isotope approach. *Ore Geology Reviews*, 81, 62–78. Descargado de <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0169136816303110> doi: <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2016.10.016>
- Barton, M., y Johnson, D. (2004). Footprints of Fe-oxide(-Cu-Au) systems. *SEG 2004: Predictive Mineral Discovery Under Cover*, 33, 112-116.
- Brown, M., Díaz, F., y Grocott, J. (1993). Displacement history of the atacama fault system 25°00s-27° 00s, northern chile. *Geological Society of America Bulletin*, 105, 1165-1174.
- Carrasco F. Matas. (2019). *ENAMI FOMENTANDO LA PEQUEÑA MINERÍA*. Descargado de https://www.minmineria.cl/sepmin2019/assets/enami-felipe_carrasco.pdf
- Cochilco. (2014). *Monitoreo de la mediana y pequeña minería chilena* (Inf. Téc.). Gobierno de Chile.
- Codelco. (2016). Metodología de Clasificación de Recursos y Reservas. En (p. 28). Autor. Descargado de www.codelco.com
- Groves, D. I., Bierlein, F. P., Meinert, L. D., y Hitzman, M. W. (2010). Iron Oxide Copper-Gold (IOCG) Deposits through Earth History: Implications for Origin, Lithospheric Setting, and Distinction from Other Epigenetic Iron Oxide Deposits. *Economic Geology*, 105(3), 641–654. doi: 10.2113/GSECONGEO.105.3.641
- Henriquez, G. (2013). *Antecedentes Climáticos III Región de Atacama* (Inf. Téc.).
- Hoek, E., y Bray, J. D. (1991). *Rock Slope Engineering* (Third ed.). Elsevier Science.
- Hot Chili Limited. (s.f.). *Productora Copper Project*. Descargado 2021-11-29, de <https://www.hotchili.net.au/projects/productora-copper-project/>
- López Aburto, V. (2012). *Diseño de operaciones mineras a cielo abierto*. (1.ª ed., Vol. 1). Ciudad Universitaria, México: Universidad Nacional Autónoma de México.
- Meneses, S. (s.f.). *Informe Enami Estrella 1 al 6* (Vol. 1; Inf. Téc.). VALLENAR: ENAMI.
- Pollard, P. J. (2006). An intrusion-related origin for Cu–Au mineralization in iron oxide–copper–gold (IOCG) provinces. *Miner Deposita*, 41, 179-187. doi: 10.1007/s00126-006-0054-x
- Quevedo, J. (2020). *Concentración y distribución de cobalto en piritas del depósito mineral IOCG La Estrella, Región de Atacama, Chile*. (Tesis Doctoral no publicada). Thesis, Santiago, Chile, Universidad Mayor.
- Ryan, P. J., Lawrence, A. I., Jenkins, R. A., Matthews, J. P., Zamora, J. C., y Marino, E. (1994).

- The Candelaria Copper-Gold Deposit, Chile. En 7° *congreso geológico chileno 1994* (pp. 1616–1617).
- Salinas, E. (2018). *Análisis de propiedades geotécnicas de algunas rocas comunes en Chile* (Vol. 1). Descargado de <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/169948/Análisis-de-propiedades-geotécnicas-de-algunas-rocas-comunes-en-Chile.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Segerstrom, K. (1962). Regional geology of the Chañarcillo silver mining district and adjacent areas, Chile. *Economic Geology*, 57, 1247-1261.
- Sillitoe, R. H. (2003). Iron oxide-copper-gold deposits: an Andean view. *Mineralium Deposita*, 787-812, 26. doi: 10.1007/s00126-003-0379-7
- Sillitoe, R. H., y Perelló, J. (2005, jan). *Andean Copper Province: Tectonomagmatic Settings, Deposit Types, Metallogeny, Exploration, and Discovery*. Society of Economic Geologists. Descargado de <https://doi.org/10.5382/AV100.26> doi: 10.5382/AV100.26
- SONAMI. (2014). *Caracterización de la pequeña y mediana minería en Chile* (Inf. Téc.). Gerencia de Investigación y Desarrollo.
- SONAMI, y BRConsulting. (2019). *Caracterización de Capital Humano Pequeña y Mediana Minería*. Descargado de <https://www.sonami.cl/v2/publicaciones/caracterizacion-de-capital-humano-pequena-y-mediana-mineria/>
- Spark, W. (s.f.). *El clima en Vallenar, el tiempo por mes, temperatura promedio (Chile) - Weather Spark*. Descargado 2022-08-03, de <https://es.weatherspark.com/y/26541/Clima-promedio-en-Vallenar-Chile-durante-todo-el-año>
- Stacey, P., y Read, J. (2009). Geotechnical Model. En *Guidelines for open pit slope design* (p. 510).
- TradingEconomics. (2022). *Mineral de hierro - Contrato de Futuros - Precios*. Descargado de <https://es.tradingeconomics.com/commodity/iron-ore>
- Vanicek, I. (2013). The importance of tensile strength in geotechnical engineering. , 5–17.
- Varela Espejo, J. (2021). Mineralización y alteración hidrotermal del yacimiento La Estrella, Distrito El Zapallo, Región de Atacama, Chile. , 147. doi: <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/182327>

Anexo A

Tablas utilizadas para la descripción de ventanas de mapeo

Tabla A.1: Tabla GSI que incluye macizos rocosos de mala calidad (Marinos et al., 2005).







GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)		SURFACE CONDITIONS				
<p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
		Very rough, fresh unweathered surfaces	Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	Smooth, moderately weathered and altered surfaces	Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
STRUCTURE	DECREASING SURFACE QUALITY	→				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10
	DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES	↓				

Tabla A.2: Tabla GSI para macizos rocosos heterogéneos (Marinos et al., 2005).

Surface Conditions of Discontinuities (Predominantly bedding planes)	70	60	50	40	30	20	
VERY GOOD - Very rough, fresh unweathered surfaces							
GOOD - Rough, slightly weathered surfaces	A		B	C	D	E	
FAIR - Smooth, moderately weathered and altered surfaces							F
POOR - Very smooth, occasionally slickensided surfaces with compact coatings with angular fragments							G
VERY POOR - Very smooth slickensided or highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings							H 10

GSI FOR HETEROGENEOUS ROCK MASSES SUCH AS FLYSCH (Marinos, P. and Hoek, E., 2000)

From a description of the lithology, structure and surface conditions (particularly of the bedding planes), choose a box in the chart. Locate the position in the box that corresponds to the condition of the discontinuities and estimate the average value of GSI from the contours. Do not attempt to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than giving GSI = 35. Note that the Hoek-Brown criterion does not apply to structurally controlled failures. Where unfavourably orientated continuous weak planar discontinuities are present, these will dominate the behaviour of the rock mass. The strength of some rock masses is reduced by the presence of groundwater and this can be allowed for by a slight shift to the right in the columns for fair, poor and very poor conditions. Water pressure does not change the value of GSI and it is dealt with by using effective stress analysis.

COMPOSITION AND STRUCTURE

A. Thick bedded, very blocky sandstone. The effect of pelitic coatings on the bedding planes is minimized by the confinement of the rock mass. In shallow tunnels or slopes these bedding planes may cause structurally controlled instability.

B. Sandstone with thin inter-layers of siltstone

C. Sandstone and siltstone in similar amounts

D. Siltstone or silty shale with sandstone layers

E. Weak siltstone or clayey shale with sandstone layers

F. Tectonically deformed, intensively folded/faulted, sheared clayey shale or siltstone with broken and deformed sandstone layers forming an almost chaotic structure

G. Undisturbed silty or clayey shale with or without a few very thin sandstone layers

H. Tectonically deformed silty or clayey shale forming a chaotic structure with pockets of clay. Thin layers of sandstone are transformed into small rock pieces.

C.D., E and G - may be more or less folded than illustrated but this does not change the strength. Tectonic deformation, faulting and loss of continuity moves these categories to F and H.

↑ : Means deformation after tectonic disturbance

Tabla A.3: Tabla del grado de meteorización ISRM (1981) y tramos de diamantina.

TERMINO	DESCRIPCIÓN	GRADO
Roca Fresca	No presenta signos visibles de meteorización en la roca: tal vez una leve decoloración en las superficies de las discontinuidades mayores.	I
Levemente Meteorizada	La decoloración indica meteorización de la roca y en las superficies de las discontinuidades. La roca en su totalidad puede estar decolorada por la meteorización y puede estar externamente algo más débil, que en su condición fresca.	II
Moderadamente Meteorizada	Menos de la mitad de la roca esta descompuesta y/o desintegrada como un suelo. La roca fresca o decolorada se puede presentar como colpas o testigos continuos.	III
Muy Meteorizada	Más de la mitad de la roca esta descompuesta y/o desintegrada como un suelo. La roca fresca o decolorada se puede presentar como colpas o testigos discontinuos.	IV
Completamente Meteorizada	Toda la roca esta descompuesta y/o desintegrada como un suelo. La estructura original del macizo aún se mantiene en gran parte intacta.	V
Suelo Residual	Toda la roca está convertida como suelo. La estructura del macizo y la fábrica del material están destruidas. Existe un gran cambio de volumen, sin embargo el suelo no ha sido transportado significativamente.	VI

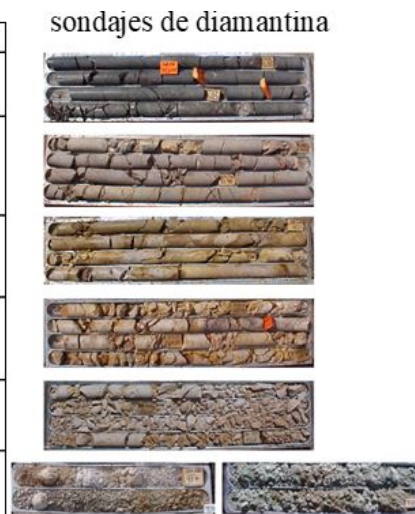


Tabla A.4: Tabla de estimación resistencia del material.

Grado	Descripción	Identificación de terreno	Rango aproximado de UCS [Mpa]
S1	Arcilla Muy Blanda	Fácilmente penetrable varias pulgadas con el puño.	<0,025
S2	Arcilla Blanda	Fácilmente penetrable varias pulgadas con el pulgar.	0,025-0,05
S3	Arcilla Firme	Puede ser penetrada varias pulgadas con el pulgar, con esfuerzo moderado.	0,05-0,10
S4	Arcilla Rígida	Fácilmente marcada por el pulgar, solamente puede ser penetrada con gran esfuerzo.	0,10-0,25
S5	Arcilla Muy rígida	Fácilmente marcada por la uña.	0,25-0,50
S6	Arcilla Dura	Marcada con dificultad por la uña.	>0,50
R0	Roca Extremadamente Débil	Marcada por la uña.	0,25-1,0
R1	Roca Muy Débil	Se disgrega por un golpe fuerte de la punta del martillo geológico, puede ser escarbada por el cortaplumas.	1,0-5,0
R2	Roca Débil	Puede ser escarbada por el cortaplumas con dificultad, se deforma o disgrega por un fuerte golpe de la punta del martillo.	5,0-25
R3	Roca Medianamente Fuerte	No puede ser escarbada o disgregada por una cortapluma, la muestra se fractura con un solo golpe firme del martillo geológico.	25-50
R4	Roca Fuerte	La muestra requiere más de un golpe del martillo geológico para ser fracturada.	50-100
R5	Roca Muy Fuerte	La muestra requiere de muchos golpes del martillo geológico para ser fracturada.	100-250
R6	Roca Extremadamente Fuerte	La muestra solo puede ser astillada con el martillo geológico.	>250

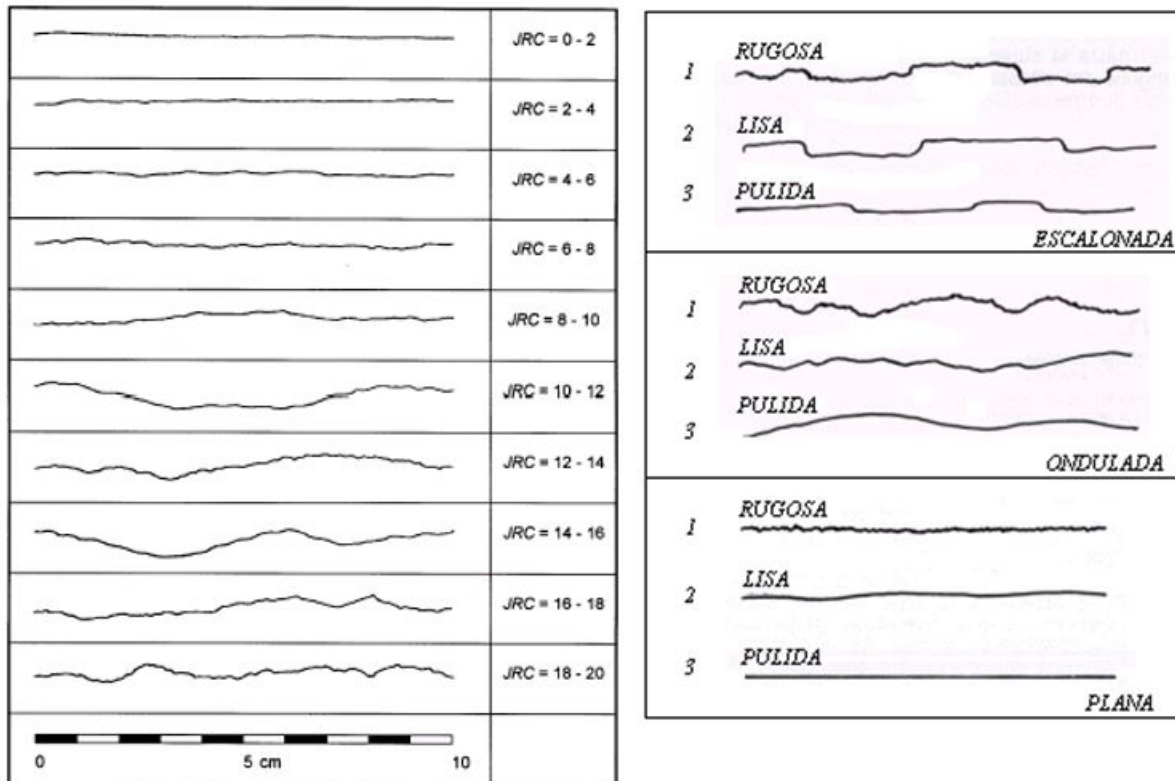
Tabla A.5: Tabla del grado de daño por tronadura.

NIVEL DE DAÑOS	CONDICIONES OBSERVADAS EN EL TALUD		
	JUNTAS Y BLOQUES	ANGULO DE TALUD Y CONDICIONES DEL FRENTE	CONDICIONES DE EXCAVACION EN EL FRENTE
1 LIGEROS	Juntas cerradas, material de relleno no movilizado.	> 75° Se ven las cañas de los barrenos de contorno.	Excavación no practicable. Señales visibles de la excavadora en el frente en formaciones blandas.
2 MODERADOS	Pequeñas juntas rellenas son abiertas, bloques aislados y juntas ligeramente desplazadas.	> 65° El frente es suave, se ven algunas secciones de los barrenos. Pequeñas grietas.	Señales de penetración de los dientes, pero excavación difícil.
3 FUERTES	Algunas juntas son abiertas y desplazadas.	> 65° Pequeños descostramientos desde el frente. Se aprecian grietas radiales.	Excavación factible con esfuerzo < 1,5 m.
4 SEVEROS	Frente fracturado, juntas abiertas. Algunos bloques movilizados.	> 55° Frente irregular, algunos descostramientos y grietas de sobreexcavación.	Excavación factible. < 3 m.
5 EXTREMOS	Bloques movilizados y agrietados. La voladura produce material fino.	37° > 55° Frente muy irregular, fuertes descostramientos desde el frente. Gran sobreexcavación.	Excavación bastante fácil. > 3 m.

Tabla A.6: Tabla del grado de daño por tronadura Ashby (1980).

NIVEL DE DAÑOS	CONDICIONES OBSERVADAS EN EL TALUD		
	JUNTAS Y BLOQUES	ANGULO DE TALUD Y CONDICIONES DEL FRENTE	CONDICIONES DE EXCAVACION EN EL FRENTE
1 LIGEROS	Juntas cerradas, material de relleno no movilizado.	> 75° Se ven las cañas de los barrenos de contorno.	Excavación no practicable. Señales visibles de la excavadora en el frente en formaciones blandas.
2 MODERADOS	Pequeñas juntas rellenas son abiertas, bloques aislados y juntas ligeramente desplazadas.	> 65° El frente es suave, se ven algunas secciones de los barrenos. Pequeñas grietas.	Señales de penetración de los dientes, pero excavación difícil.
3 FUERTES	Algunas juntas son abiertas y desplazadas.	> 65° Pequeños descostramientos desde el frente. Se aprecian grietas radiales.	Excavación factible con esfuerzo < 1,5 m.
4 SEVEROS	Frente fracturado, juntas abiertas. Algunos bloques movilizados.	> 55° Frente irregular, algunos descostramientos y grietas de sobreexcavación.	Excavación factible. < 3 m.
5 EXTREMOS	Bloques movilizados y agrietados. La voladura produce material fino.	37° > 55° Frente muy irregular, fuertes descostramientos desde el frente. Gran sobreexcavación.	Excavación bastante fácil. > 3 m.

Tabla A.7: Tablas para determinación del JRC de Barton (1977) y rugosidad a escala mayor ISRM (1981) respectivamente.



Anexo B

Bitácora Terreno

Desde el jueves 5 de Mayo al lunes 9 de mayo del 2022, lo cual se traduce en 5 días de trabajo en terreno, los cuales tienen como principal objetivo; reunir antecedentes que sirvan como input a la hora de generar el modelo geotécnico del yacimiento La Estrella.

En el **primer día** de trabajo, se recorre la propiedad minera marcando las coordenadas asociadas a puntos significativos de La Estrella. En estos puntos se tiene contemplado los límites de la propiedad minera, la localización de las entradas mina, sector campamento, sondajes realizados por Enami y los pozos de agua subterránea que abastecen la operación minera. Además, se recorre el sector en busca de afloramientos superficiales que sirvan para la realización de Ventanas de Mapeo. En la figura 7.1 se presenta una imagen satelital que contiene los puntos más importantes para la operación minera.



Figura B.1: Imagen satelital con la localización de los puntos estratégicos para la operación.

Durante el **segundo día y parte del tercer día**, se desarrollan ventanas de mapeo en superficie con el fin de poder caracterizar el macizo rocoso y las estructuras geológicas presentes en el sector. Se

describen 9 puntos distintos al interior de la propiedad minera, de los cuales solo 6 presentaban estructuras para ser estudiadas, los restantes 3 se encontraban altamente meteorizados y alterados, siendo imposible identificar estructuras geológicas. Cabe destacar que en el sector no se encontró ningún afloramiento natural de roca, sino más bien se estudiaron excavaciones y piques correspondientes a trabajos mineros antiguos desarrollados en el sector. En la figura 7.2 se presenta una imagen satelital que contiene la ubicación de los 9 puntos topográficos estudiados en el sector.

Durante el **tercer y cuarto día** de terreno se realizan ventanas de mapeo al interior mina, a lo largo de los aproximadamente 400 metros de galería subterránea que definen a La Estrella. Se generan 12 ventanas de mapeo en intervalos de espaciamientos heterogéneos, producto de la interferencia operacional generada entre el memorista y la operación minera en si, sumado a las condiciones interior mina.

En el **quinto día** de trabajo se recolectaron las muestras de sondajes realizados en La Estrella, reuniendo un total de 49 muestras, de las cuales; 12 corresponden al sondaje N°2, 10 muestras correspondientes al sondaje N°3, 10 muestras del sondaje N°5, 8 muestras del sondaje N°8 y 5 muestras del sondaje N°4.

De los sondajes número 2, 3, 5 y 8 se reúnen más muestras producto de que se tienen los tramos iniciales de estos sondajes, siendo vital la comprensión de los primeros metros para el diseño minero a cielo abierto. Del sondaje 4 se posee información pasado los 50 metros perforados, por consecuencia de ello, se reúnen una menor cantidad de muestras.

El sondaje N°1 solo se encuentran los tramos pasado los 100 m de profundidad, mientras que el sondaje N°6 se encuentra altamente meteorizado, consecuencia directa de que las cajas contenedoras de sondaje se encuentran a la intemperie. El sondaje N°7 fue llevado en su totalidad por Enami.

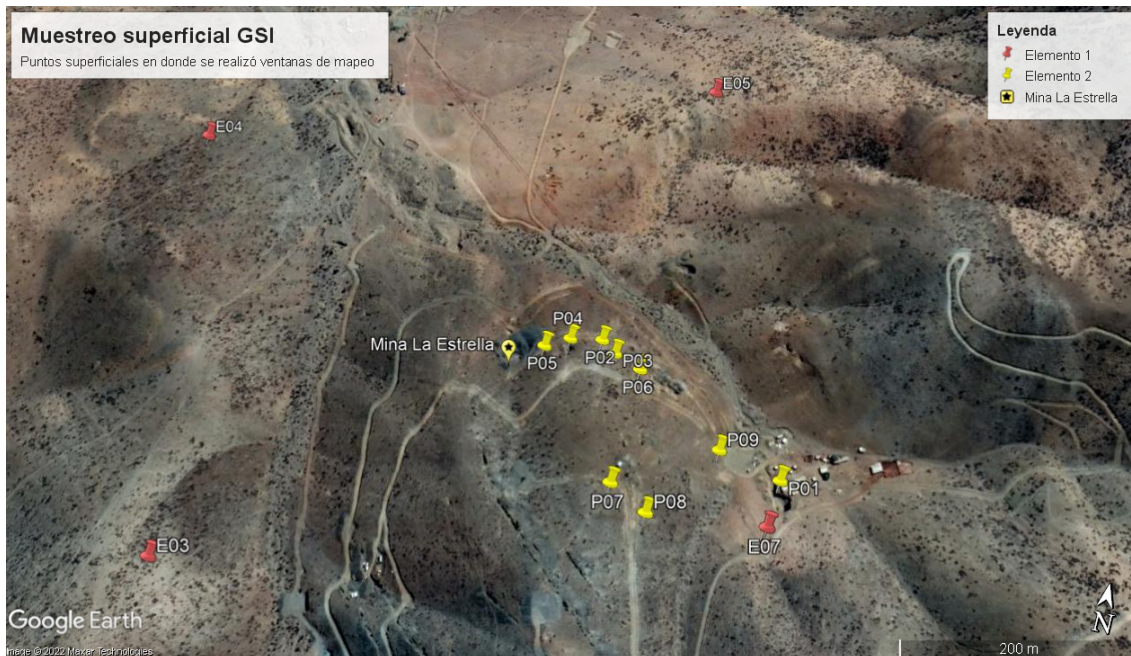


Figura B.2: Imagen satelital con la localización de las ventanas de mapeo.

Anexo D

Descripción mineralógica de las muestras

Tabla D.1: Lote 1 de muestras descritas, sección A.

Muestra	Litología	Estructuras	Grado de meteorización	Grado de Alteración	Minerales de alteración	Mineralización	Porcentaje
S5M7P1	No se logra determinar	Cavidades	Muy meteorizada	Alto		Magnetita	40
						Hematita	8
					Arcillas		35
						Calcopirita	5
						Pirita	12
S2M12	No se logra determinar	No se observa	Muy meteorizada	Alto	Biotita		35
					Feldespato K		30
					Cuarzo		10
					Actinolita		15
					Epidota	No se observa	10
S2M6	Andesita	No se observa	Moderadamente meteorizada	Alto		Magnetita	45
					Arcillas		15
					Epidota		20
						Calcopirita	10
						pirita	10
S2M4P1	No se logra determinar	Micro-Vetillas de pirita	Muy meteorizada	Alto		Magnetita	40
		Vetilla de micas			Epidota		25
					Arcillas		15
					Jarosita		10
						Pirita	10
S3M4	No se logra determinar	No se observan	Muy meteorizado	Alto		Magnetita	30
						Hematita	10
					Epidota		20
					Jarosita		20
						Brocantita	5
	Crisocola	15					
S2M4P2	No se logra determinar	Se observan vetillas rellenas arcillas	Moderadamente meteorizada	Alto	Arcillas		5
						Magnetita	80
						Pirita	15
S4M1P1	No se logra determinar	Se observan vesículas milimétricas	Muy meteorizada	Alto	Act, Chl?		55
					Arcillas		30
					Epidota		5
						Hematita	10
S8M3P1	No se logra determinar	No se observan estructuras en la roca	Muy meteorizada	Alto		Magnetita	30
							70
S4M1P2	No se logra determinar	No se observan	Muy meteorizada	Alto	Act, Chl		45
					Arcillas		30
					Epidota		5
						Hematita	20

Tabla D.2: Lote 1 de muestras descritas, sección B.

Muestra	Descripción Mineralógica	Intensidad de la alteración	Observación	%Matriz/roca
S5M7P1	Se encuentra afectando la roca completa, presenta magnetismo y es de color negro Se encuentra rodeando a la calcopirita, presenta colores oscuros leve magnetismo Se encuentran en toda la roca, es producto de la alta meteorización Está de forma masiva en la roca, junto a la piritita y en ocasiones como hematita, se encuentra además rellenando cav	Pervasiva		Matriz 30%, Minerales 70%
S2M12	Biotita secundaria que está distribuida por toda la roca, asociada al feldespato K provocando una alteración pervasiva En zonas se encuentra reemplazando plagioclasas y en otras zonas es masivo asociado con la biotita Se encuentra en menor proporción distribuido homogéneamente en la roca Está intercrecido con los minerales máficos de color verde oscuro Mineral verde que se encuentra afectando a los feldespatos	Pervasiva		Matriz 10%, Minerales 90%
S2M6	Se encuentra distribuida en toda la roca Algunas se encuentran selectivamente en plagioclasas, mientras que otras se encuentran asociada a la matriz de la roca Presente en Cúmulos y diseminada en la roca	Selectiva y pervasiva	Se observan más de un evento de mineralización. El primero corresponde a una alteración selectiva de plagioclasas, mientras que el otro corresponde a una alteración más pervasiva que corresponde a magnetita con mineralización de biotita. Finalmente se observa una alteración con epidota.	Matriz 35, minerales 65%
S2M4P1	Se observa junto a las piritas	Pervasiva	Roca se encuentra muy meteorizada, por lo que no se observan los minerales de alteración de manera óptima Se observa algunos cm de una estructura que podría ser una vetilla con micas	Matriz 80%, minerales 20%
S3M4	Minerales aciculares verdosos que se encuentran junto a crisococla Se encuentra con la brocantita	Pervasiva		Matriz 40%, minerales 60%
S2M4P2	Es lo que constituye la mayoría de la roca rellenando cavidades	Pervasiva	Se observan estructuras paralelas a las caras basales rellenas de mineral blanco con dureza 5-6	Matriz 80%, Minerales 20%
S4M1P1	Mineral verdoso, de dureza 5-6 en la escala de mohs De color anaranjado-rojizo con dureza <2 Mineral verde más claro, la dureza es de 5 en escala de mohs Mineral de color negro de tamaños milimétricos, distribuidos homogéneamente en la roca y al rayarlo se expone un color rojizo, tiene magnetismo muy leve	Penetrativa	Asociación de minerales propios de alteración propilitica	Matriz 45%, minerales 55%
S8M3P1	Se encuentra distribuida rodeando las arcillas Mineral anaranjado de dureza 5 aproximadamente rodeada de magnetita	Pervasiva	Magnetismo muy leve Muchas arcillas producto de meteorización, que impide el Su masa fundamental es blanca a gris, con dureza de 4 - 5 aproximadamente	Matriz 45%, Minerales 55%
S4M1P2	Mineral verdoso, dureza 5 en escala de mohs Rojizas a marrón con dureza <2 Mineral verde más claro, se encuentra en menor proporción Mineral de color negro de tamaños milimétricos, distribuidos homogéneamente en la roca y al rayarlo se expone un color rojizo, tiene magnetismo muy leve	Pervasiva		Matriz 65%, Minerales 35%

Tabla D.3: Lote 2 de muestras descritas, sección B.

S5M4P1	No se logra determinar	Vetillas por donde rompe, que contiene arcillas	Medianamente meteorizada	Alto		Hematita	20
						Magnetita	50
					Arcillas		15
						Calcopirita	5
						Pirita	10
S5M5P1	No se logra determinar	Se observa la vetilla por la cual rompe, la cual está rellena de arcillas	Muy meteorizada	Alto		Magnetita	40
							50
					Arcillas		5
						Pirita	5
						Calcopirita	5
S5M7P2	No se logra determinar	Vetillas rellenas de arcillas	Muy meteorizada	Alto		Magnetita	40
						Hematita	10
					Arcillas		20
							15
						Calcopirita	10
						Pirita	5
S8M2	No se logra determinar	Vetilla por donde rompe la roca, la cual contiene óxidos y arcillas	Moderadamente meteorizada	Alto		Arcillas	30
						Epidota	15
							45
						Magnetita	10
S3M10	No se logra determinar	Stockwork, donde sus vetillas tienen espesor aprox 1 mm y están rellenas de minerales	Levemente meteorizada	Alta		Feldespato K	35
						Chl, Act(?)	15
						Cuarzo	30
						Biotita	20
							No se observa
S8M3P1	No se logra determinar	cavidades milimétricas	Muy meteorizada	Alto			55
						Magnetita	25
							12
						Cuarzo(?)	8
S5M3P2	No se logra determinar	Vetillas de magnetita	Muy meteorizado	Alto			20
S5M3P1	No se logra determinar	Vetillas de magnetita	Muy meteorizado	Alto		Arcillas	40
							25
						Magnetita	10
						Calcopirita	5
						Pirita	5
		Hematita	20				
S2M3	No se logra determinar	Vetillas verdosas milimétricas	Moderadamente meteorizada	Alto		Clorita	30
						Óxidos	10
						Cuarzo	35
						Epidota	15
							Hematita
S5M4P2	No se logra determinar	No se observan vetillas	Muy meteorizada	Alto			5
						Pirita	5
						Hematita	20
						Calcopirita	5
							Magnetita

Tabla D.4: Lote 2 de muestras descritas, sección B.

S5M4P1	<p>Mineral negro, el cual presenta intenso magnetismo</p> <p>Se encuentra en asociación con hematita, su color es negro y posee raya roja</p> <p>De colores verdosos, blancos y rojizos, todas con dureza < 2</p> <p>De hábito masivo, con dureza 3 en la escala de mohs, es de color amarillo a dorado</p> <p>Se observa hábito cúbico con dureza 3-4 aprox, reconocida por amarillo latón, asociado a Cpy rellenando cavidades</p>			Matriz 20%, Minerales 80%
S5M5P1	<p>Mineral marrón-rojizo con dureza 2-3 en la escala de mohs y Arcillas verdosas de dureza menor a 2 en la escala de mohs</p>	Pervasiva		Matriz 10%, minerales 90%
S5M7P2	<p>Está distribuido homogéneamente en la roca</p> <p>Se observa principalmente en la zona de ruptura</p> <p>Color marrón-anaranjado con dureza aproximada de 3, se encuentra homogéneamente en la muestra y tiene más brillo</p> <p>Rellenando fracturas y cavidades.</p> <p>Se encuentra asociada a la calcopirita distribuida de la misma manera</p>	Pervasiva	Se observa un contacto que separa una zona totalmente alterada con óxidos y arcillas y una zona donde hay una matriz más clara que también presenta magnetismo, pero no se observa el hábito de magnetita.	Matriz 35%, minerales 65%
S6M2	<p>Son de color anaranjados y verdosos con dureza < 2 y como reemplazo de mineral preexistente, en los bordes de estas hay magnetita.</p> <p>Mineral verdoso que recubre la matriz, es de dureza 4- 5 aproximadamente</p> <p>Rodeando las arcillas</p> <p>Mineral anaranjado con dureza 4, que también se encuentra rodeado por magnetita</p>	Pervasiva		Matriz 55%, Minerales 45%
S3M10	<p>Mineral anaranjado con dureza 6-7 aprox, se encuentran como halos asociadas a las vetillas máficas</p> <p>Minerales verdosos que rellenan las vetillas, no se alcanzan a reconocer el hábito y posee dureza 3-4</p> <p>dureza aprox 7, se presenta con hábito y de color blanco</p> <p>Micas negras que se encuentran en vetillas y distribuido en la roca</p>	Pervasiva		100% minerales
S8M3P1	<p>Se observan minerales cíclicales / elongadas, estos son anaranjados de dureza 3-4 en la escala de Mohs, hacia los bordes se encuentra rodeado de magnetita, como bordes de reacción.</p> <p>Se encuentra rodeando selectivamente a los clastos anaranjados y como pequeños cristales dentro de los minerales mencionados</p> <p>Mineral blanco se encuentra distribuido en la matriz, tiene dureza 6 aproximadamente, tiene inserto cristales milimétricos de color rojizo- morado</p> <p>Mineral que se encuentra inserto en los cristales de cuarzo, es de color rojizo-morado, tiene dureza 2-3</p>		Se describieron propiedades, pero falta definir nombres en la muestra	Matriz 35, Minerales 65%
S5M3P2	<p>Está principalmente en vetillas, dureza 5-6 y su raya es roja amarillenta.</p>	Pervasiva	No se logra observar correctamente la mineralogía, puesto que la roca está muy meteorizada.	Matriz 10%, minerales 90%
S5M3P1	<p>Se observan de amarillentas y blancas, estas últimas están asociadas a una veta.</p> <p>En vetillas que cortan la roca, se encuentra junto a la calcopirita con dureza 4-5 en la escala de mohs</p> <p>Dureza 3-4 aprox, con hábito masivo y de color amarillo latón</p> <p>En menor proporción junto a calcopirita</p> <p>También se encuentra en vetillas, su raya es roja a marrón y está asociado a magnetita</p>	Pervasiva	Muestra muy meteorizada	Matriz 10%, minerales 90%
S2M3	<p>Se encuentra afectando pervasivamente la roca, se observan cúmulos y se identifica por su hábito y color verdoso</p> <p>De color anaranjado, con dureza 5 aproximadamente, se encuentra asociado a minerales verdosos</p> <p>Es el mineral más predominante, reconocido por su dureza.</p> <p>Asociado a clorita y óxidos dureza aproximada de 5, de color verdoso más claro que clorita</p> <p>En menor proporción, se encuentra sólo en una zona de la roca</p>	Pervasiva		Matriz 35%, minerales 65%
S5M4P2	<p>Cúbica, asociada a la Cpy</p> <p>Se encuentra junto a la magnetita, con raya roja</p> <p>Ocasionalmente la roca, asociada a fracturas milimétricas y como relleno en ciertas cavidades</p> <p>La mayor parte de la mineralización, es de dureza 5-6 aproximadamente, reconocida por el fuerte magnetismo</p>	Pervasiva	Meteorización muy intensa, por lo cual la roca está recubierta totalmente por arcillas	Matriz 15%, minerales 85%

Tabla D.5: Lote 3 de muestras descritas, sección C.

S4M3	No se logra determinar	Se observan vetillas con minerales oxidados	Muy meteorizada	Alto	Arcillas		10
					Actinolita		15
						Magnetita	15
						Oxidados de cobre	15
S8M4P1	No se logra determinar	Vetilla de arcillas y hematita	Muy meteorizada	Alta	Act. Chl		25
					Arcillas, albita de alteración		40
					Hematita		35
S5M4P1	Vetillas de rellenas de magnetita		Muy meteorizada	Alta	Magnetita		45
					Arcillas		35
						Pirita	10
						Calcopirita	10
S2M11P2	Andesita	Vetillas de mineral máfico	Levemente meteorizada	Media a Alta	Biotita		25
					Feldespato K		30
					Magnetita		25
					Sericita		15
S2M11P1	Andesita	Se observa foliación en la roca	Levemente meteorizada	Media		Pirita	5
						Magnetita	15.00
						Hematita	10.00
					Biotita		25.00
S2M2	Andesita	Vetillas discontinuas de jarosita milimétricas	Moderadamente meteorizada	Alta	Feldespato K		10.00
					Clorita		20.00
					Epidota		15.00
						Pirita	5.00
S8M4P2	No se logra determinar	Vetillas con abundantes arcillas	Muy meteorizada	Alta	Jarosita		15
					Epidota		15
					Albita		30
					Biotita		30
S4M5	Andesita	Vetillas de jarosita con magnetita y vetillas con milímetros de espesor de jarosita	Moderadamente meteorizada	Alta		Hematita	10
					Chl, Epidota?		
S2M10	Se observan en zonas puntuales de plagioclasa	Se observa la vetilla por la que rompió	Moderadamente meteorizada	Alta	Jarosita		15
					Feldespato k		30
						Magnetita	30
					Epidota		10
S8M5	No se logra determinar	Cavidades rellenas de arcillas	Muy meteorizada*	Alta	Clorita		10
					Cuarzo		5
					Feldespato K		20
					Actinolita		25
					Biotita		40
					Arcillas		5
						Hematita	10
					Actinolita		40
					Arcillas		25
					Biotita		25
					Hematita		10

Tabla D.6: Lote 3 de muestras descritas, sección C.

S4M3	Mineral naranja de dureza 4 aprox., que se encuentra distribuido en la roca, asociado a mineralogía verdosa hacia los bordes	Pervasiva	Meteorización intensa. sólo se logran identificar algunos minerales de alteración cubiertos por arcillas	Matriz 10 %, Minerales 90%
S8M4P1	Mineral de color verdoso, con dureza 3 aprox. Mineral anaranjado a verdosos, su dureza es 3 en la escala de Mohs y se encuentra como reemplazo de minerales preexistentes.			Minerales 70%, matriz 30%
S5M4P1	Se observa de color negro con su hábito octaédrico, así como también de forma masiva en betillas y dureza de 6-7 Se encuentra en toda la roca, es de dureza <2 aprox y es de color marrón Asociado con calcopirita, rellenando cavidades	Pervasiva		Matriz 30%, minerales 70%
S2M11P2		Pervasiva	Arcillas asociadas a meteorización	Minerales 90%, Matriz 10%
S2M11P1		Pervasiva	Se observan arcillas asociadas a meteorización	Minerales 90 %, Matriz 10%
S2M2	Se encuentra diseminada junto a la magnetita Se encuentra principalmente en las vetillas Se encuentra afectando la roca completa se encuentra albitizando las plagioclasas Mineral de hierro oscuro, con dureza 2-3 aprox Se encuentra en menor proporción, principalmente expuesta en vetilla por donde rompió la roca	Selectiva en plagioclasas		minerales 80%, matriz 20%
S8M4P2	Mineral anaranjado a verdosos, su dureza es 3-4 en la escala de Mohs y se encuentra como reemplazo de minerales preexistentes. Minerales verdosos que se encuentran en la matriz y asociado a los minerales anaranjados Leve magnetismo de color negro, con raya roja-marrón	Pervasiva		Minerales 85, matriz 15%
S4M5	Se encuentra en la masa fundamental, tiene raya naranja y dureza 5 aprox Se observa un enriquecimiento de potasio, de color anaranjado. Distribuido en la matriz. Afectando plagioclasas, se encuentra zonado En cavidades y en la matriz Se encuentra ocasionalmente en la roca,	Alteración pervasiva, seguida de una selectiva		Mineral 90%, matriz 10%
S2M10	Hay alteración pervasiva en la roca se observa afectando las plagioclasas y rellenando espacios Se encuentra en zonas puntuales de la roca, como especularita	Pervasiva		Matriz 35%, minerales 75%
S8M5		Pervasiva		Matriz. 55 %, minerales 45%

D.1. Selección y descarte de ensayos uniaxiales realizados

La siguiente lista contiene las razones por las cuales cada prueba fue seleccionada o bien descartada (cabe destacar que por tiempo, se descartarán directamente aquellas muestras que duren menos de 3:30 min y si se encuentran entre 3:30 min y 5 min no serán descartadas por criterio tiempo, dada la pequeña cantidad de muestras disponibles exitosas que se tienen).

1. G1-S4M5: Error de medición del strain gauge, por tanto, solo sirve el valor de σ_{UCS} .
2. G1-S2M12: Error de medición del strain gauge, por tanto, solo sirve el valor de σ_{UCS} .
3. G1-S2M11P1: Error de medición del strain gauge, por tanto, solo sirve el valor de σ_{UCS} .
4. G1-S2M11P2: Error de medición del strain gauge y modo de falla tipo Mixta, por tanto, se descarta completamente.
5. G1-S3M10: Error de medición del strain gauge, por tanto, solo sirve el valor de σ_{UCS} .
6. G3-S8M2: Error de medición del strain gauge y modo de falla tipo Mixta, por tanto, se descarta completamente.
7. G3-S4M3: Error de medición del strain gauge y modo de falla tipo Mixta, por tanto, se descarta completamente.
8. G3-S2M2: Se descarta por el modo de falla tipo Mixta.
9. G3-S8M5: Ensayo exitoso.
10. G3-S2M3: Ensayo exitoso.
11. G6-S5M3P1: Se descarta por duración del ensayo (1:44 min).
12. G6-S5M3P2: Se descarta por modo de falla tipo Mixta.
13. G6-S5M4P1: Ensayo exitoso.
14. G6-S5M4P2: Ensayo exitoso.
15. G6-S5M5P2: Error de medición del strain gauge, por tanto, solo sirve el valor de σ_{UCS} .
16. G7-S8M4P1: Ensayo exitoso.
17. G7-S8M4P2: Se descarta por modo de falla tipo Mixta.
18. G7-S4M1P1: Ensayo exitoso (Se omite su duración levemente inferior a lo recomendado).
19. G7-S4M1P2: Ensayo exitoso (Se omite su duración levemente inferior a lo recomendado).
20. G7-S8M3P1: Ensayo exitoso.
21. G8-S2M4P1: Ensayo exitoso (Se omite su duración levemente inferior a lo recomendado).
22. G8-S2M4P2: Ensayo exitoso.
23. G8-S2M6: Ensayo exitoso.

24. G8-S3M4: Se descarta por duración del ensayo (2:56 min).
25. G8-S5M7P1: Se descarta por duración del ensayo (3:04 min).
26. G8-S5M7P2: Se descarta por duración del ensayo (2:42 min).

Anexo E

Redes de Schmidt y análisis cinemáticos

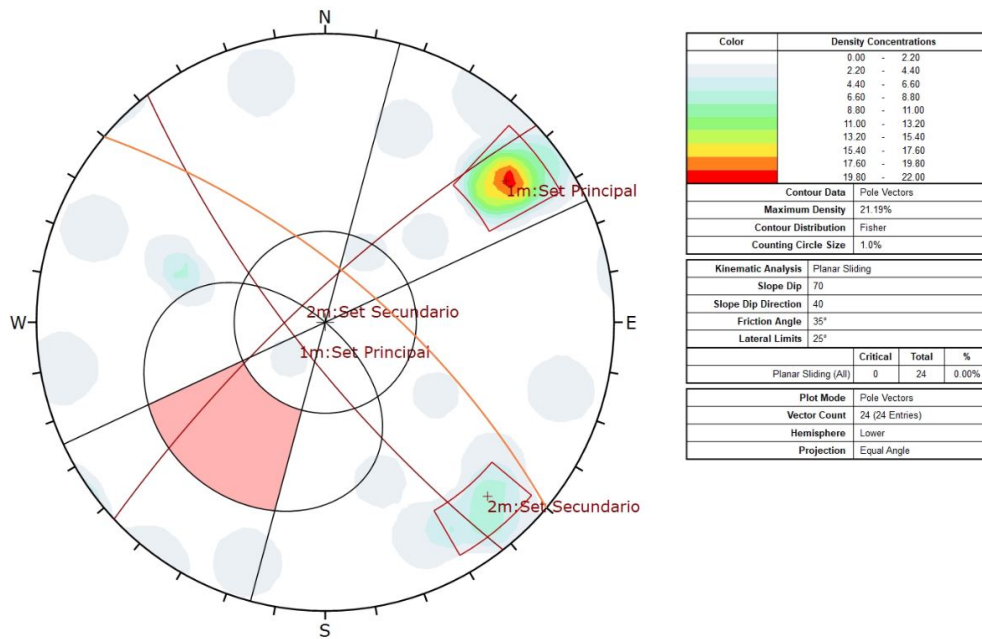


Figura E.1: Análisis cinemático falla plana para ladera Norte.

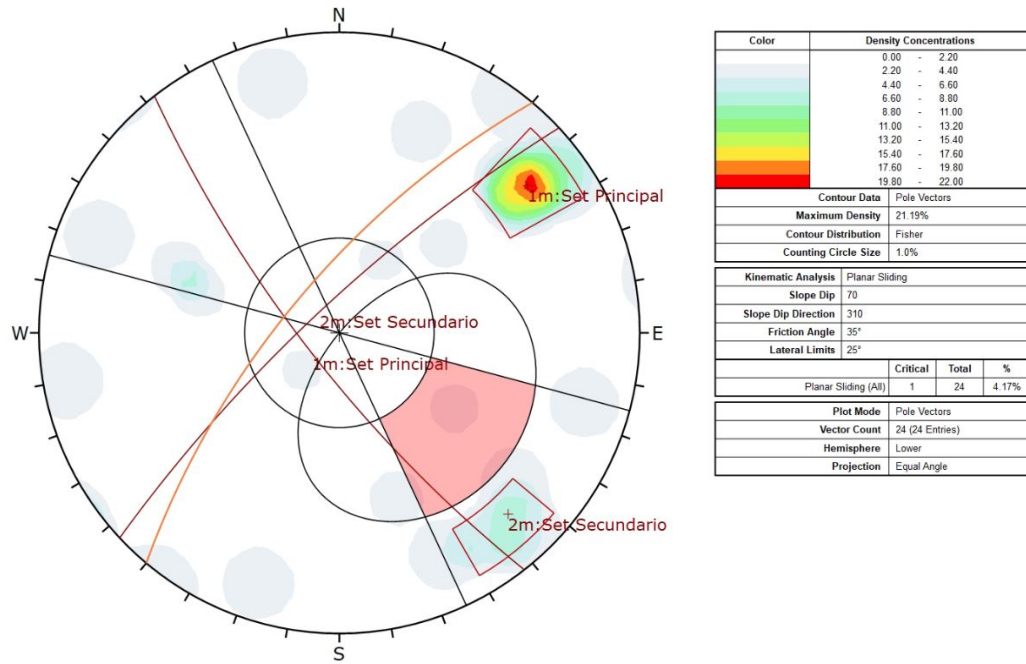


Figura E.2: Análisis cinemático falla plana para ladera Noroeste.

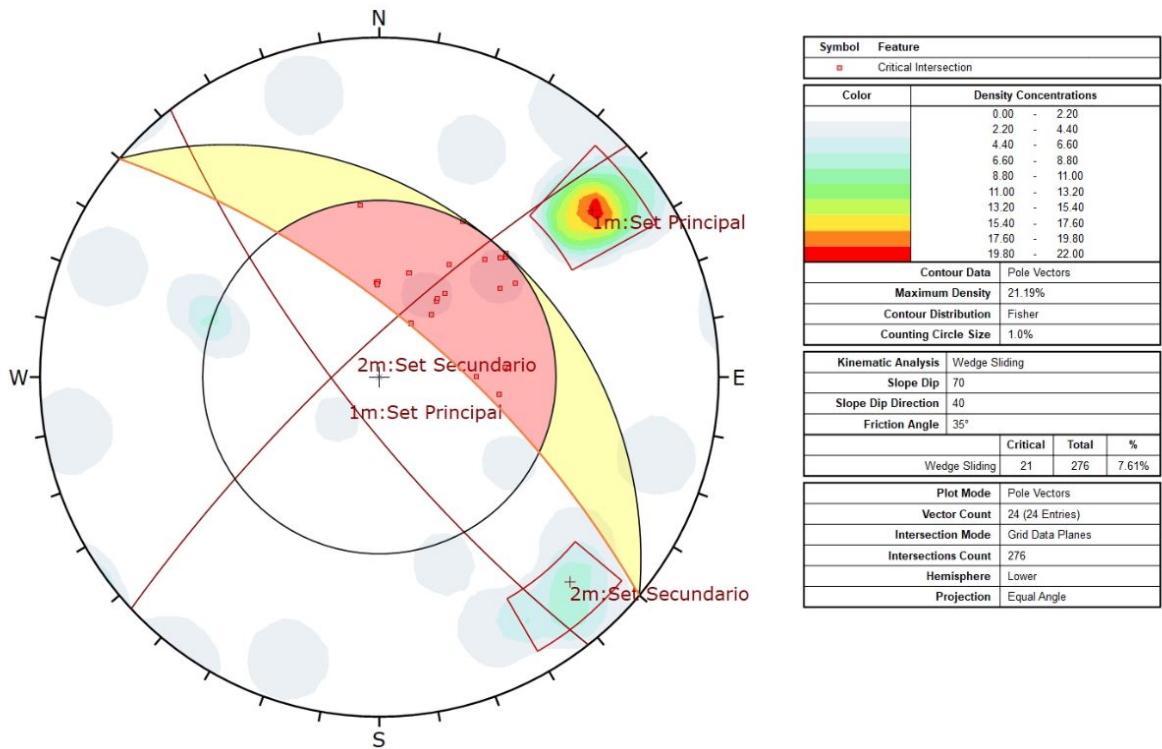


Figura E.3: Análisis cinemático falla cuña para ladera Norte.

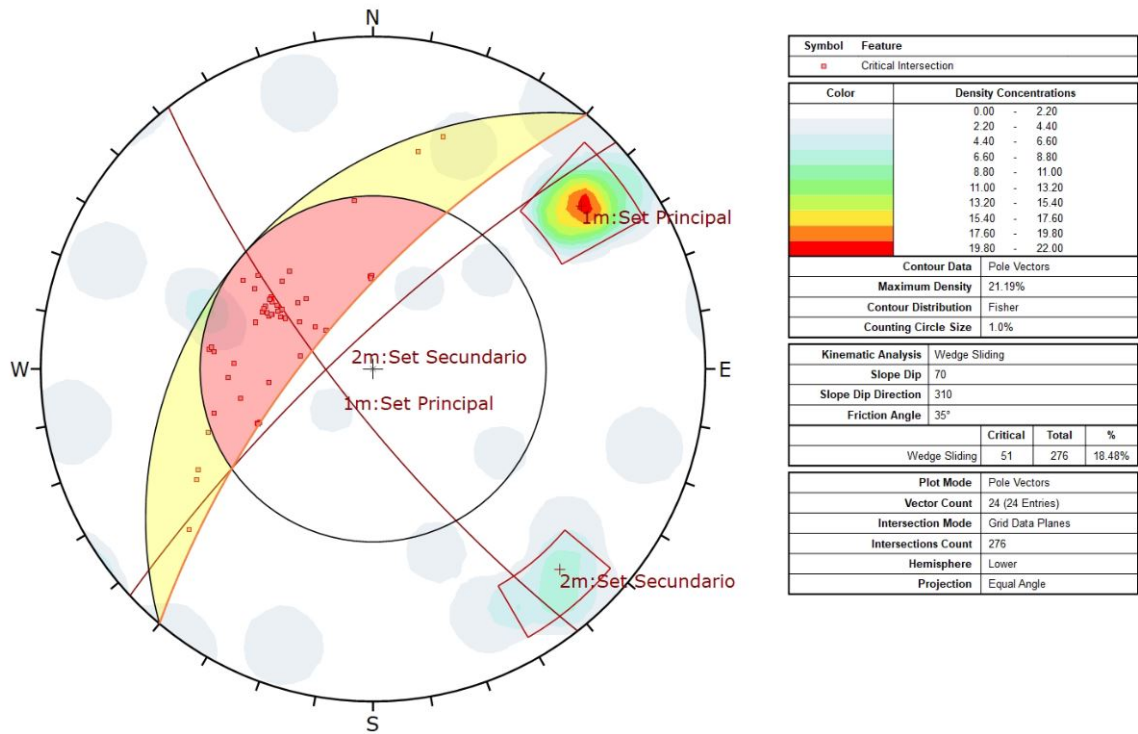


Figura E.4: Análisis cinemático falla cuña para ladera Noroeste.

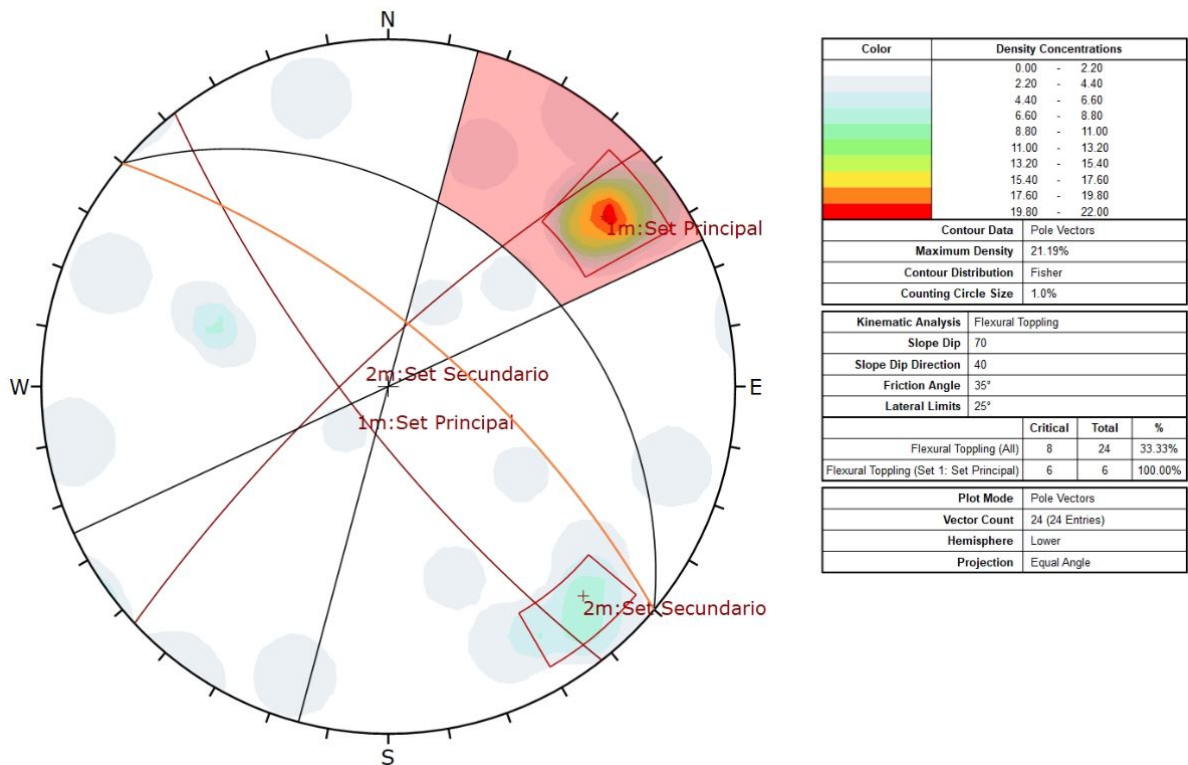


Figura E.5: Análisis cinemático falla volcamiento para ladera Norte.

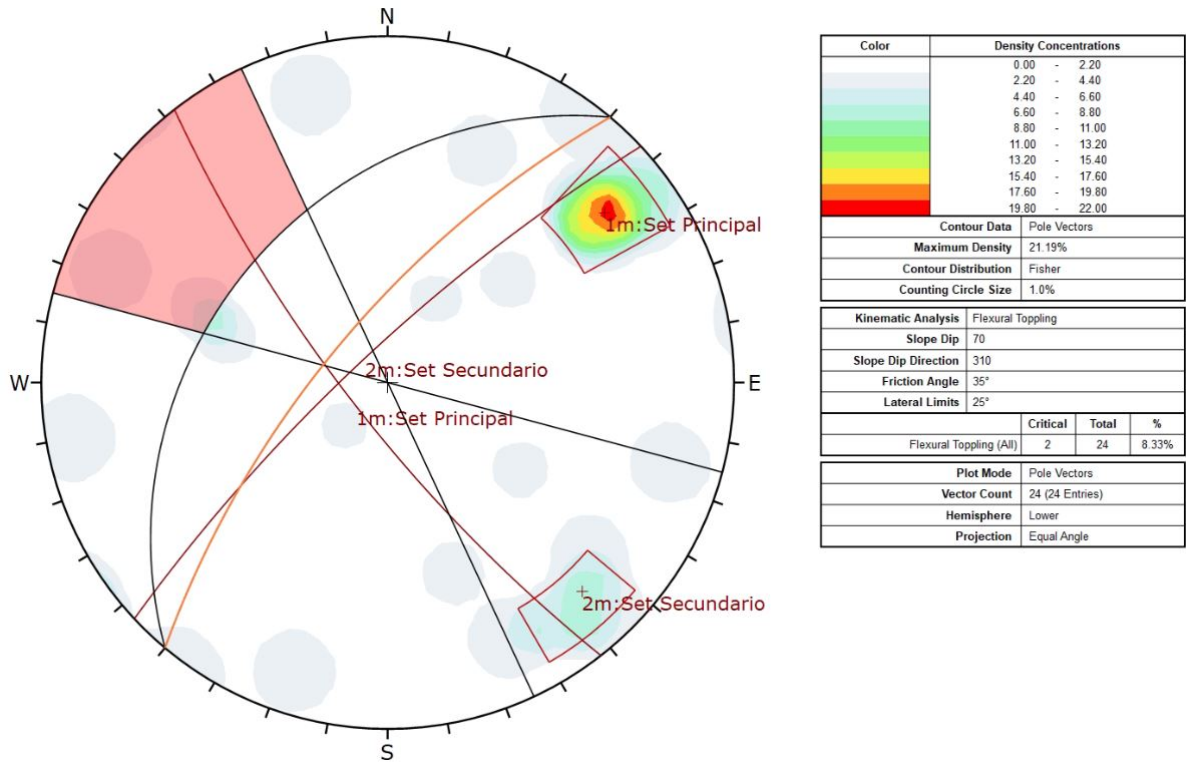


Figura E.6: Análisis cinemático falla volcamiento para ladera Noroeste.

Anexo F

Flujos de caja

Tabla F.1: Flujo de caja simplificado para el diseño minero N°1.

N° del Período	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Valores	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Producción (kt)	0	120	120	120	120	120	120	120	79
Fe (USD/t)	0	110	100	100	100	100	100	100	100
Ley Fe (%)	0	0%	14%	22%	49%	63%	61%	66%	68%
Ingresos operacionales (MUSD)	0	0	1.41	2.25	4.99	6.46	6.25	6.75	4.55
Costo Mina (MUSD)		-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-2.765
Costo flete (KUSD)		0	-25	-40	-88	-114	-110	-119	-80
Costo generales y administrativos (KUSD)		-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-63.2
Costos operacionales (MUSD)	0.00	-4.30	-4.32	-4.34	-4.38	-4.41	-4.41	-4.42	-2.91
Flujo de caja operacional (MUSD)	0.00	-4.30	-2.91	-2.09	0.61	2.05	1.84	2.34	1.64
Inversión en equipos (MUSD)	-0.7								
Total inversión (MUSD)	-0.66	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Flujo de caja neto (MUSD)	-0.66	-4.30	-2.91	-2.09	0.61	2.05	1.84	2.34	1.64
VAN (10%) (MUSD)	-3.84								
TIR	-2%								

Tabla F.2: Flujo de caja simplificado para el diseño minero N°2.

N° del Período	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Valores	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038
Producción (kt)		120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	123
Fe (USD/t)		110	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Ley Fe (%)		0%	6%	19%	20%	60%	59%	57%	60%	67%	67%	68%	68%	68%	68%	68%	69%
Ingresos operacionales (MUSD)		0	0.66	1.90	2.02	6.14	6.05	5.85	6.11	6.85	6.86	6.89	6.90	6.93	6.93	6.91	7.23
Costo Mina (MUSD)		-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.3
Costo flete (KUSD)		0	-12	-33	-36	-108	-107	-103	-108	-121	-121	-122	-122	-122	-122	-122	-128
Costo generales y administrativos (KUSD)		-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-98
Costos operacionales (MUSD)		-4.3	-4.3	-4.3	-4.3	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.5
Flujo de caja operacional (MUSD)		-4.3	-3.6	-2.4	-2.3	1.7	1.7	1.4	1.7	2.4	2.4	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.7
Inversión en equipos (MUSD)	-0.7										-0.7						
Total inversión (MUSD)	-0.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	-0.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Flujo de caja neto (MUSD)	-0.7	-4.3	-3.6	-2.4	-2.3	1.7	1.7	1.4	1.7	2.4	1.8	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.7
VAN (10%) (MUSD)	-1.49																
TIR	9%																

Tabla F.3: Flujo de caja simplificado para el diseño minero N°3.

N° del Período	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	
Valores	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	
Producción (kt)		120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	48
Fe (USD/t)		110	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Ley Fe (%)		0%	19%	21%	50%	58%	54%	55%	64%	64%	66%	66%	68%	68%	68%	67%	67%	67%	67%	67%	66%	64%
Ingresos operacionales (MUSD)		0	1.90	2.13	5.11	5.91	5.54	5.57	6.54	6.54	6.71	6.73	6.89	6.90	6.91	6.88	6.87	6.86	6.82	6.72	6.72	2.62
Costo Mina (MUSD)		-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-4.2	-1.7
Costo flete (KUSD)		0	-33	-38	-90	-104	-98	-98	-115	-115	-118	-119	-122	-122	-122	-121	-121	-121	-120	-119	-119	-46
Costo generales y administrativos (KUSD)		-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-96	-39
Costos operacionales (MUSD)		-4.3	-4.3	-4.3	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-4.4	-1.8
Flujo de caja operacional (MUSD)		-4.3	-2.4	-2.2	0.7	1.5	1.1	1.2	2.1	2.1	2.3	2.3	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.4	2.4	2.3	2.3	0.8
Inversión en equipos (MUSD)	-0.7										-0.7											
Total inversión (MUSD)	-0.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	-0.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Flujo de caja neto (MUSD)	-0.7	-4.3	-2.4	-2.2	0.7	1.5	1.1	1.2	2.1	2.1	1.6	2.3	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.4	2.4	2.3	2.3	0.8
VAN (10%) (MUSD)	2.50																					
TIR	14%																					
PAYBACK (años)	10.0																					