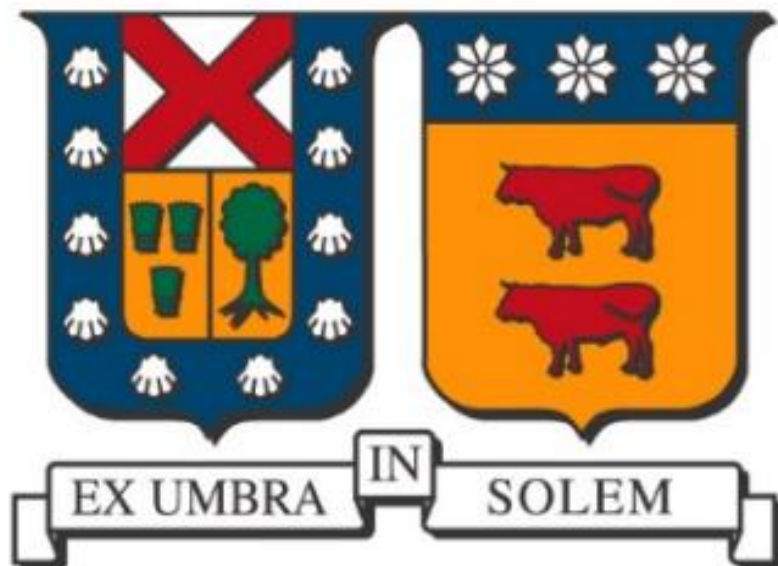


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES

SANTIAGO – CHILE



**“OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO PARA MINA SUBTERRÁNEA DE
HIERRO CON FOCO EN MAXIMIZACIÓN DE LA EFICIENCIA Y
RENTABILIDAD”**

GRACE DAYANNA RAMÓN CRIOLLO

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE

INGENIERA CIVIL DE MINAS

Profesora Patrocinante:

Dra. Adeline Delonca

2024

Dedicado con todo mi corazón a mi querida Leyla, mi compañera fiel, quien me impulsa cada día a ser una mejor persona.

Su amor incondicional y su energía me llenan de fuerza y esperanza en los momentos difíciles. Por ser mi mayor fuente de inspiración, esta dedicatoria va con profunda gratitud.

AGRADECIMIENTOS

Primero a mi mamá Johanna y hermano Andrés, quiero agradecerles profundamente, me han mostrado lo que es la verdadera fortaleza, el amor incondicional, la dedicación y perseverancia. A mí Leyla, quien me impulsa cada día a seguir adelante, le agradezco por darme su cariño genuino y por estar siempre a mi lado, incluso en los momentos más difíciles. Su energía y alegría me llenan de motivación para alcanzar mis metas.

A mi querida familia en Ecuador: Nancy, Ariel, Maicol, Mati, Tía Martita y Gabriela. Les agradezco de corazón por todo el ánimo y apoyo, incluso a la distancia. En especial, quiero agradecer a mis primas Anahy, Escarlett y Jannet por estar siempre ahí para escucharme, tanto en los buenos como en los malos momentos. A Marlene y Gonzalo quienes son mis papás desde mis 8 meses de edad que sepan que los quiero de lo más profundo de mi corazoncito gracias por darme amor y cuidarme siempre. Su cariño y palabras de aliento han sido una fuente constante de fuerza para mí.

A mi familia en Chile: Grazielle, Christian, Isabella, Laura y Vovó. Ustedes han estado presentes desde mi niñez, apoyándome en mis estudios y motivándome a ser mejor cada día. Su apoyo y gran cariño han sido un pilar en mi vida, brindándome la confianza necesaria para perseguir mis metas. Gracias por ser un ejemplo de amor y dedicación.

Así también, a mi Tía Jacky, Tío Alejandro, Ale y Guti, por ser mi ejemplo de vida, con quienes he compartido toda esta travesía llamada universidad y vida. Son mi familia, y sin ustedes no podría haber llegado hasta este punto. Me han inculcado valores, aprendizajes, consejos y me han visto en mis mejores y peores días. En especial, a mi Tía Jacky: "Tía, si lee esto, ya es un pasito más para cumplir ese sueño que me contó, y lo lograré gracias a usted. Gracias"

A mis mejores amigos Alejandro, Nicole, Maurito, Brunito y, en especial, a la personita que nunca me ha dejado sentirme sola, a mi gomita de chocolate, Alison. Ustedes son mi apoyo constante en el día a día. Tras cada mala prueba, cada aventura con un perrito nuevo o momento difícil, siempre hemos encontrado la manera de levantarnos el ánimo y nunca me dejaban pensar que no podría con esto. No puedo dejar de mencionar a esa gentecita nueva que ha llegado para darle un giro especial a mis días con su apoyo y cariño, Alexander. Gracias a todos por estar aquí, y sé que, así como han estado conmigo en las buenas y en las malas, estarán siempre. Amigos del alma, gracias, los quiero a todos.

Quiero agradecer a mis profesores, funcionarios en especial a Leslie del departamento de minas y a "Yo te cuido" quienes han sido fundamentales en mi trayectoria. Me llevo un lindo recuerdo de sus enseñanzas, apoyo y aventuras.

Finalmente, quiero agradecer especialmente a Felipe Lira y José Pizarro, quienes me apoyaron desde el primer día en este trabajo. Estoy muy agradecida por su enseñanza y paciencia en cada paso del proceso. Su guía y apoyo han sido invaluable, y su confianza en mí me ha motivado a seguir adelante. Gracias, Felipe y José, por estar siempre dispuestos a ayudar y hacer que este camino sea más fácil y enriquecedor.

RESUMEN

La minería de hierro en Chile ha experimentado un crecimiento sostenido en los últimos años, lo que se refleja en el aumento de la producción de mineral de hierro según el informe del Ministerio de Minería de Chile. En 2022, se alcanzaron las 12.5 millones de toneladas, representando un incremento del 8% en comparación con el año anterior. Este crecimiento evidencia la creciente importancia de la minería de hierro en la economía nacional y su contribución al desarrollo del país.

El diseño óptimo de las minas subterráneas en Chile se convierte en un desafío crucial para la industria minera. No solo garantiza la viabilidad económica de los proyectos mineros, sino que también contribuye a la preservación del medio ambiente y al desarrollo sostenible del sector. En un contexto donde los recursos disponibles para la minería a cielo abierto se vuelven cada vez más limitados, es necesario explorar alternativas que permitan una extracción de minerales eficiente y sostenible. La minería subterránea surge como una oportunidad prometedora, brindando la oportunidad de acceder a depósitos más profundos y de menor tamaño mediante el empleo de técnicas y tecnologías que minimizan el impacto ambiental y maximizan la eficiencia en la extracción.

Para el presente trabajo se determinó las bases fundamentales para determinar la planificación del desarrollo de una mina subterránea a nivel de ingeniería conceptual, lo que implica un proceso integral que abarca aspectos geológicos, geotécnicos, metalúrgicos, mineros y financieros. Esto implicó recopilar y analizar información detallada sobre la geología del sitio, evaluar la estabilidad del terreno y las condiciones geotécnicas, así como comprender las características metalúrgicas de los minerales presentes. Además, se deben considerar aspectos relacionados con la planificación minera, como la selección del método de explotación más adecuado y la optimización del diseño de la mina.

Se determinó, el diseño óptimo de una mina de hierro subterránea de 12 Mt en Chile con un enfoque en la optimización del costo y el tiempo buscando proporcionar una solución integral y eficaz que satisfaga las demandas del mercado minero actual y futuras necesidades de recursos minerales, contribuyendo así al crecimiento económico y al desarrollo sostenible del país.

TABLA DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTOS	II
RESUMEN.....	III
TABLA DE CONTENIDO.....	IV
INDICE DE FIGURAS.....	VII
INDICE DE TABLAS	IX
1 INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 General	1
1.2 Motivación	2
1.3 Objetivos	2
1.3.1 Objetivo principal	2
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 Alcances	3
2 ANTECEDENTES	4
2.1 Yacimientos del hierro en Chile	4
2.1.1 Extracción y Procesamiento	5
2.1.2 Definiciones Clave.....	7
2.2 Valle del Elqui y Huasco	8
2.3 Casos de Estudio	9
2.3.1 Mina Tofo Sur.....	9
2.3.2 Mina Algarrobo.....	11
2.4 Métodos de Explotación subterránea.....	12
2.4.1 Métodos auto soportados	12
2.4.2 Métodos artificialmente soportado	13
2.4.3 Métodos temporalmente soportado	13

2.4.4	Métodos sin soporte o de hundimiento.....	14
2.5	Sublevel Stoping	15
2.5.1	Generalidades.....	15
2.5.2	Método de evaluación de estabilidad Mathews.....	16
2.6	Software relacionados con diseño subterráneo.....	18
2.6.1	Datamine Studio UG.....	18
2.6.2	Deswik.....	20
3	METODOLOGÍA	20
	Sección 1 Bases de Planificación	20
3.1	Bases Geológicas	20
3.1.1	Descripción General	20
3.1.2	Recursos y Reservas	21
3.1.3	Topografía.....	23
3.2	Bases Geomecánicas	24
3.2.1	Modelo Estructural	24
3.2.2	Dominios Estructurales.....	26
3.2.3	Sustento Geomecánico.....	26
3.3	Bases Metalúrgicas.....	30
3.4	Bases Mineras	33
3.4.1	Descripción del método de explotación	33
3.4.2	Principios del método	35
3.4.3	Desarrollo del método.....	36
3.5	Bases Financieras	37
3.5.1	Tasa de cambio y descuento	37
3.5.2	Precio de venta de concentrado	37

3.5.3	Insumos y criterios.....	38
3.6	Bases RRHH	38
	Sección 2 Estimación de Reservas	38
3.7	Valorización de Modelo de Bloques.....	38
3.8	Criterios para el diseño geométrico de caserones.....	42
3.9	Envolvente Económica	44
4	RESULTADOS.....	47
4.1	Secciones de las labores.....	47
4.2	Diseño UG: Sublevel Stopping.....	49
4.3	Validación Geomecánica de Diseño	54
4.3.1	Compilación de información	54
4.3.2	Modelo numérico de esfuerzos.....	58
4.3.3	Evaluación geomecánica de resultados	60
4.4	Estrategia para el Plan de Producción	66
4.5	Criterios de Secuenciamiento	66
4.6	Plan de Desarrollo y Preparaciones	68
5	CONCLUSIONES	69
6	RECOMENDACIONES.....	69
7	BIBLIOGRAFÍA	71
8	ANEXOS.....	72
8.1	Anexo A:	72

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Principales operaciones de extracción de hierro	5
Figura 2 Proceso productivo del pellet	6
Figura 3 Pellet feed	8
Figura 4 Principales valles productores de hierro	9
Figura 5 Mina El Tofo, CMP	10
Figura 6 Distribución espacial de unidades litológicas de mina El Tofo.....	10
Figura 7 Mina Algarrobo	11
Figura 8 Método de explotación Room and Pillar.....	12
Figura 9 Método de explotación Sublevel Stopping	12
Figura 10 Método de explotación Cut and Fill Stopping	13
Figura 11 Método de explotación Skrinkage Stopping.....	13
Figura 12 Método de explotación Longwall Mining.....	14
Figura 13 Método de explotación Sublevel Caving	14
Figura 14 Método de explotación Block Caving.....	15
Figura 15 Unidad básica de explotación del método SLS.....	16
Figura 16 Factor A, B y C para número de estabilidad.....	17
Figura 17 Gráfico de estabilidad de Mathews	17
Figura 18 distribución de recursos según categoría.	22
Figura 19 vistas en planta y cortes de modelo de bloques, respecto a FeM.	22
Figura 20 curva tonelaje ley, con categorías de recursos.	23
Figura 21 vistas en planta topografía.	23
Figura 22 vistas en perfil de topografía.	24
Figura 23 Diagrama de evolución del modelo estructural del yacimiento	24
Figura 24 Modelo estructural de fallas mayores, estudio SRK.....	25
Figura 25 Vista sección de distribución espacial de dominios geotécnicos	27
Figura 26 índices de clasificación del macizo rocoso	27
Figura 27 parámetros geomecánicos para la determinación de estabilidad de caserones.	28
Figura 28 gráfico de estabilidad de Potvin. Ubicación de estabilidad de caserones por zona de evaluación.	29
Figura 29 Vectores Metalúrgicos y Recuperación proceso de Chancado.....	31
Figura 30 Vectores Metalúrgicos y Recuperación proceso de Concentración	31

Figura 31 Vectores Metalúrgicos y Recuperación proceso de Molienda	32
Figura 32 Recuperación Mineral UG.....	32
Figura 33 sectorización de yacimiento, según masividad.	33
Figura 34 gráfico de puntuación de métodos de explotación.	34
Figura 35 Vista isométrica del método de explotación Sublevel Stopping	35
Figura 36 Vista isométrica de método de explotación Sublevel Stopping, operaciones mineras.	37
Figura 37 Precio de Pellet Feed en el Mediano Plazo.	38
Figura 38 Vistas isométricas del modelo de bloques valorizado	41
Figura 39 Curva Tonelaje - NSR.	42
Figura 40 disposición de caserones a optimizar en zona 5.....	43
Figura 41 gráfico de Potvin, añadiendo intervalos de ELOS para cada zona.	44
Figura 42 suavizamiento de envolvente económica.	45
Figura 43 distribución de recursos en envolvente económica.....	46
Figura 44 sección de 3m de diámetro (circular).	47
Figura 45 sección de 4m de diámetro (circular).	48
Figura 46 sección de 4.5 x 4.5m.	48
Figura 47 sección de 5.5 x 5.5m	48
Figura 48 layout de labores principales.	53
Figura 49 vistas isométricas, perfil y planta de diseño final minero.	54
Figura 50 Unidades geotécnicas de Centro (Vista isométrica).	56
Figura 51 Unidades geotécnicas de Centro (Vista Planta).	56
Figura 52 Superficie piezométrica actual (Según Estudio de Estabilidad).	57
Figura 53 Topografía de mediados del 2024.	57
Figura 54 Fallas mayores identificadas.	58
Figura 55 Esfuerzos principales y sus orientaciones (Según Estudio de Estabilidad).	59
Figura 56 Vista perfil de caserones e infraestructura evaluados en modelos numéricos.	59
Figura 57 Vista planta de cortes seleccionados para evaluación numérica 2D.	60
Figura 58 Esfuerzo principal mayor para sección A – A'.....	61
Figura 59 Strength Factor para sección A – A'.....	61
Figura 60 Esfuerzo principal mayor para sección B – B'.....	62
Figura 61 Strength Factor para sección B – B'	62

Figura 62 Esfuerzo principal mayor para sección C – C'	63
Figura 63 Strength Factor para sección C – C'	63
Figura 64 Esfuerzo principal mayor para sección D – D'.....	64
Figura 65 Strength Factor para sección D – D'	64
Figura 66 Esfuerzo principal mayor para sección E – E'	65
Figura 67 Strength Factor para sección E – E'	65
Figura 68 Prioridad de construcción.....	67
Figura 69 Secuencia de ventilación.....	68

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Descripción de variables modelo de bloques UG	21
Tabla 2: tonelaje y leyes de recursos remanentes de yacimiento.....	22
Tabla 3: Clasificación macizo rocoso.....	27
Tabla 4: caracterización geomecánica en zonas profundas.....	28
Tabla 5: dimensiones óptimas de caserones por zona de análisis.....	29
Tabla 6: dimensionamiento de pilares por zona de análisis.....	29
Tabla 7: gráfico de estabilidad de lozas según metodología de Trevor Carter.....	30
Tabla 8: resumen del análisis empírico del dimensionamiento de puentes.....	30
Tabla 9: parámetros principales de metodología UBC.....	34
Tabla 10: Costo de insumos principales.....	38
Tabla 11: Parámetros económicos para valorización de modelo de bloques.....	40
Tabla 12: Comparación de índices por método de explotación	40
Tabla 13: dimensiones de caserones según zonas geotécnicas.....	43
Tabla 14: ELOS para cada zona a evaluar.....	44
Tabla 15 reservas en caserones UG.....	46
Tabla 16 desglose de metros totales por zona.....	51
Tabla 17: desglose de metros según orientación de labor.....	52
Tabla 18: desglose de metros según tipo de labor.....	52
Tabla 19: índices para metros de preparación y desarrollo.....	52
Tabla 20: Propiedades geomecánicas de unidades geotécnicas, según estudio de Estabilidad.....	55

1 INTRODUCCIÓN

1.1 General

La minería de hierro en Chile ha experimentado un crecimiento constante en los últimos años, como lo refleja el aumento significativo en la producción de mineral de hierro, alcanzando las 12.5 millones de toneladas en 2022 (Ministerio de Minería de Chile, 2023). Este crecimiento evidencia la creciente importancia de la minería de hierro en la economía nacional y subraya la necesidad de desarrollar soluciones eficientes y sostenibles para su extracción. En un contexto donde los recursos para la minería a cielo abierto se vuelven cada vez más limitados debido a factores como la degradación ambiental y la competencia por el uso del suelo, se hace evidente la importancia de explorar alternativas que permitan una extracción de minerales eficiente y sostenible.

Es en este escenario surge la minería subterránea como una oportunidad prometedora, brindando la posibilidad de acceder a nuevos depósitos más profundos mediante el empleo de técnicas y tecnologías que minimizan el impacto ambiental y maximizan la eficiencia en la extracción.

El siguiente informe representa una estrategia de optimización para una mina que actualmente opera como mina a cielo abierto y enfrenta una brecha de producción de 12 millones de toneladas. En este contexto, es crucial buscar formas de alcanzar los objetivos establecidos de manera eficiente en términos de tiempo y costos. Además, es fundamental asegurar que la operación pueda mantenerse funcional a largo plazo, lo que implica cumplir con requisitos mínimos como la disponibilidad de chimeneas de ventilación, accesos adecuados y otras infraestructuras mineras indispensables. Este enfoque busca no solo aumentar la productividad y la rentabilidad de la mina, sino también garantizar su sostenibilidad operativa en el futuro.

El desarrollo de este proyecto se fundamenta en el análisis y uso de las bases de planificación geológica, geotécnica, metalúrgica, minera y financiera. A través de las cuales, se pretende determinar los recursos y reservas mineras disponibles, identificar el método de explotación más óptimo en función de los objetivos establecidos, y elaborar un diseño minero que se ajuste a esta configuración. Esta aproximación integral busca garantizar la eficiencia y la viabilidad del proyecto, al tiempo que se maximiza el aprovechamiento de los recursos disponibles y se minimizan los riesgos asociados a la operación minera.

1.2 Motivación

Durante el período entre enero de 2023 y enero de 2024, las exportaciones de mineral de hierro de Chile experimentaron un incremento del 46.1% (OEC World,2024). En un contexto donde Chile experimenta un aumento en la exportación de este mineral y los espacios para la minería a cielo abierto se vuelven cada vez más limitados, los proyectos de minería subterránea adquieren una relevancia creciente en la industria minera chilena.

El diseño óptimo en minería subterránea se presenta como un desafío crucial para garantizar la viabilidad económica de los proyectos mineros, especialmente en un contexto donde la preservación del medio ambiente ha adquirido mayor relevancia, junto con el impulso hacia el desarrollo sostenible del sector. En este sentido, la determinación de las bases de planificación para el desarrollo de una mina subterránea a nivel de ingeniería conceptual se convierte en un objetivo fundamental. Este estudio abarca aspectos geológicos, geotécnicos, metalúrgicos, mineros y financieros, con el fin de establecer una base sólida y fundamentada para el diseño óptimo de una mina subterránea de hierro en Chile.

Al enfocarse en la optimización del costo y el tiempo, este trabajo busca proporcionar la mejor solución integral y eficaz que satisfaga las demandas del mercado minero actual y las futuras necesidades de recursos minerales. Este enfoque no solo tiene como objetivo mejorar la competitividad del sector, sino también contribuir al crecimiento económico y al desarrollo sostenible del país. Con aproximadamente el 40% de las reservas de mineral de hierro chilenas localizadas en depósitos subterráneos, se enfatiza la necesidad de desarrollar técnicas y metodologías eficientes para la minería subterránea en el país. Esta tendencia subraya la importancia de abordar de manera integral los desafíos técnicos y económicos asociados con la extracción de minerales a través de este método, asegurando así un desarrollo minero sostenible y rentable en Chile. La implementación de tecnologías innovadoras y la formación continua de profesionales en el área también son factores clave que facilitarán la transición hacia prácticas mineras más responsables, garantizando que la explotación de los recursos naturales se realice de manera ética y respetuosa con el medio ambiente.

1.3 Objetivos

A continuación, se exponen los objetivos propuestos para el desarrollo de esta memoria de título.

1.3.1 Objetivo principal

Determinar el diseño óptimo, con un enfoque en la optimización del costo y tiempo, para una mina subterránea de hierro.

1.3.2 Objetivos específicos

- Obtener los inputs necesarios para diseño desde las bases de planificación (geológicas, geotécnicas, metalúrgicas, mineras y financieras) para el desarrollo de la mina subterránea a nivel de una ingeniería de prefactibilidad.
- Determinar método de explotación óptimo para mina subterránea.
- Determinar diseño optimizado para mina subterránea.

1.4 Alcances

El presente documento genera diseños de caserones sustentados geomecánicamente con la base de datos. Estos diseños entregan una opción real de minado para Optimizar la operación que actualmente se encuentra en desarrollo de operaciones a Open Pit.

Está fuera del alcance del desarrollo de esta memoria la incorporación de la secuencia así como el dimensionamiento de operaciones unitarias, servicios y estimación CapEx & OpEx.

2 ANTECEDENTES

2.1 Yacimientos del hierro en Chile

En Chile, la explotación del hierro es un proceso fundamental en la industria minera del país. La riqueza de sus yacimientos ha impulsado una actividad minera sólida y bien desarrollada en este sector. Las minas a cielo abierto han sido tradicionalmente la principal forma de extracción, aprovechando la riqueza de los depósitos superficiales.

Los yacimientos de óxidos de hierro son depósitos ricos en magnetita y/o hematita. En Chile, estos yacimientos se encuentran principalmente en la Cordillera de la Costa, formando una franja continua que coincide con la bien definida Franja Ferrífera de la Cordillera de la Costa. Esta franja longitudinal de depósitos ferríferos se extiende por más de 600 kilómetros entre las latitudes de 26° y 32°S, alineándose con una faja de intrusivos del Albiano y la Zona de Falla de Atacama en su extremo sur.

La Franja Ferrífera está compuesta principalmente por rocas plutónicas (gabro-granito) y volcánicas (andesitas) con edades que van desde el Jurásico hasta el Cretácico Inferior, interpretadas como un arco magmático. Los yacimientos de hierro de la Franja Ferrífera Cretácica Chilena son la principal fuente de producción de mineral de hierro en Chile, ubicándose mayormente en rocas volcánicas de la Formación Bandurrias y la Formación Punta del Cobre.

Estos depósitos hierro-apatita contienen magnetita o hematita como menas de hierro, acompañadas de apatita y actinolita como minerales de ganga. Las texturas de las menas de hierro en estos depósitos varían entre macizas, asociadas a cuerpos de alta ley de hierro (>50% Fe), brechosas (ley media 40-50% Fe) y diseminadas (baja ley <40% Fe).

La Figura 1 muestra las principales operaciones de extracción de hierro en el norte de Chile, con un total de 7 faenas distribuidas entre la segunda y la cuarta región.

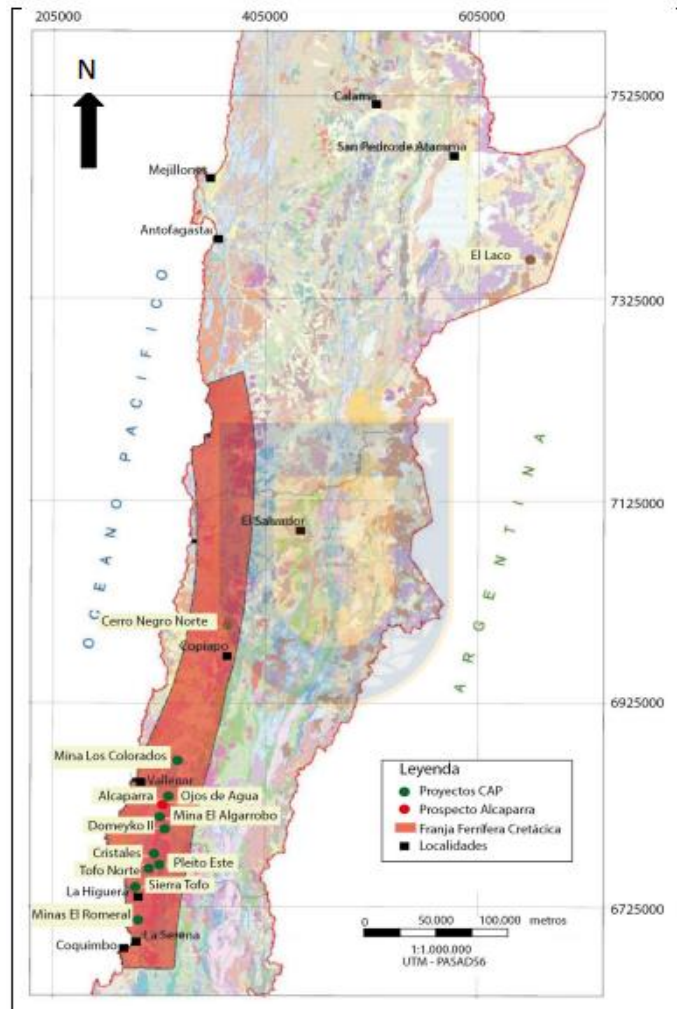


Figura 1 Principales operaciones de extracción de hierro

2.1.1 Extracción y Procesamiento

El proceso de extracción y procesamiento del mineral de hierro en Chile abarca varias etapas fundamentales:

Extracción: Utilizando maquinaria pesada y técnicas de voladura, se extrae el mineral de hierro de las profundidades de la tierra. Las minas a cielo abierto son las más comunes en Chile, pero también se utilizan operaciones subterráneas para acceder a depósitos más profundos.

Trituración y Molienda: Una vez extraído, el mineral es triturado y molido en plantas especializadas para prepararlo para el procesamiento adicional. El objetivo de reducir el tamaño del mineral de hierro es exponer a un mayor grado el mineral útil.

Clasificación húmeda: El propósito de agregar agua a la molienda es facilitar una clasificación húmeda. Esto implica separar un conjunto de partículas de tamaños heterogéneos en dos grupos, cada uno con partículas de granulometría u otra propiedad más específica que el conjunto original. La clasificación se logra gracias a las diferencias en tamaño y gravedad específica, lo que provoca velocidades de sedimentación distintas entre las partículas en un fluido (agua o aire) cuando se aplican fuerzas como la gravedad. Posteriormente, el mineral clasificado se separa del agua mediante un hidro separador.

Separación: El mineral triturado se somete a procesos de separación para eliminar impurezas y concentrar el mineral de hierro en forma de concentrado, se lleva a cabo una separación magnética del mineral, aprovechando las propiedades ferromagnéticas del hierro para separarlo de otros minerales. El material luego pasa por un concentrador magnético primario y otro secundario, ambos de alto poder, capaces de atraer minerales con débiles propiedades ferromagnéticas mediante imanes de alta intensidad y fuerza.

Pelletización o Aglomeración: El concentrado resultante del proceso anterior se espesa (eliminando el agua de la pulpa o mineral) y luego se dirige a los estanques agitadores. Estos agitadores se utilizan para mantener los sólidos en suspensión, mezclándolos y homogeneizándolos para preparar una pulpa lista para entrar en contacto con los reactivos y/o para minimizar los tiempos de flotación. Posteriormente, el mineral del estanque agitador se somete a un filtrado de disco, donde se reduce nuevamente el porcentaje total de agua presente, obteniendo el producto conocido como Pellet Feed, que alimenta el proceso de Balling para producir los pellets.

En la Figura 2 se muestra el proceso completo de pelletización, que comprende múltiples etapas desde la recepción del preconcentrado hasta el almacenamiento del producto final.

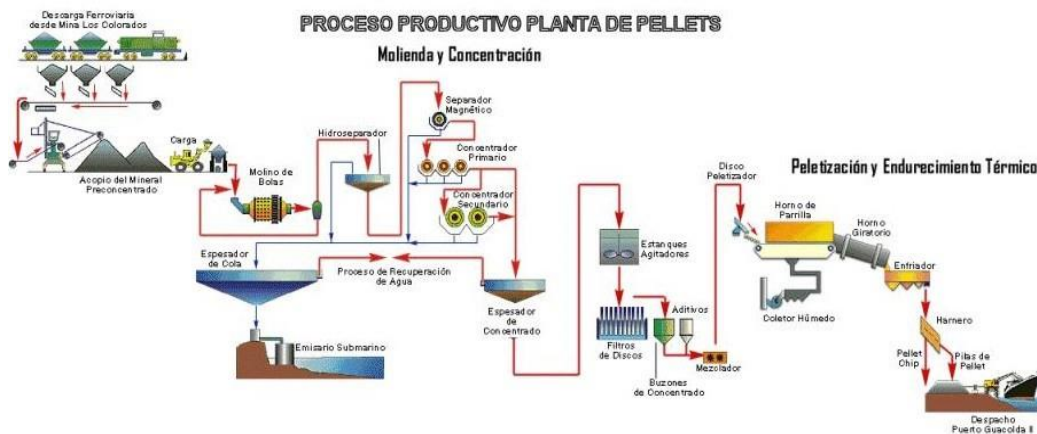


Figura 2 Proceso productivo del pellet

2.1.2 Definiciones Clave

Pellet Feed: Es un mineral de hierro comercializable de bajo tamaño, que debe ser aglomerado en forma de pellets para utilizarlo como insumo en los altos hornos. Se utiliza regularmente para carga al proceso de aglomeración y producción de pellets. Presenta una ley promedio entre 66% y 68% de hierro y dimensiones menores a 44 micrones (CAP Minería, 2018).

Pellet: Los pellets son pequeñas bolas de mineral de hierro utilizadas en la producción de acero. Producido mediante la aglomeración y endurecimiento, producto intermedio similar al pellet feed. Dependiendo de sus características se clasifican en:

Pellet básico: Pellet manufacturado con un aditivo especial como caliza o dolomita. Su ley promedio es de 65 % de hierro y dimensiones entre los 9 a 16 milímetros.

Pellet de reducción directa: Se usa en procesos siderúrgicos de reducción directa para producir hierro esponja, por lo que requiere mayores contenidos de fierro y menores impurezas que el alto horno. Su ley promedio es de 66,4 % su diámetro se encuentra entre 9,5 y 15,9 milímetros.

Pellet chip: Pellet que se ha quebrado en su proceso de producción. Se puede utilizar en lavado de carbones y/o formación de lodos usados en perforaciones de pozos petroleros. Su ley promedio es de 65 % de hierro y su diámetro es menor a 8 milímetros.

Sinter Feed: Mineral de hierro de alta calidad y de bajas impurezas que para ser producido solo necesita de una etapa de beneficio. Debe ser en general aglomerado para posteriormente alimentar un alto horno. Su ley promedio se encuentra entre 62 % y 63 % de hierro (CAP Minería, 2018).

Granzas: Las granzas son fragmentos de mineral de hierro de tamaño intermedio entre los pellets y el mineral triturado. Es uno de los productos tradicionales de las minas de hierro. Generalmente se le somete a un proceso de beneficio para separarlo de la ganga, aumentando así su ley de fierro. Se utiliza en la carga directa para producción de arrabio. Su ley promedio es de 61% de hierro y una dimensión entre 10 a 30 milímetros (CAP Minería, 2018).

Finos: Son un mineral de hierro comercializable que debe ser generalmente aglomerado por sinterización para posteriormente alimentar un alto horno. Usado en el proceso de sinterización para producir nódulos como carga directa a alto horno, para producción de arrabio. Con ley de 62% de hierro (CAP Minería, 2018).

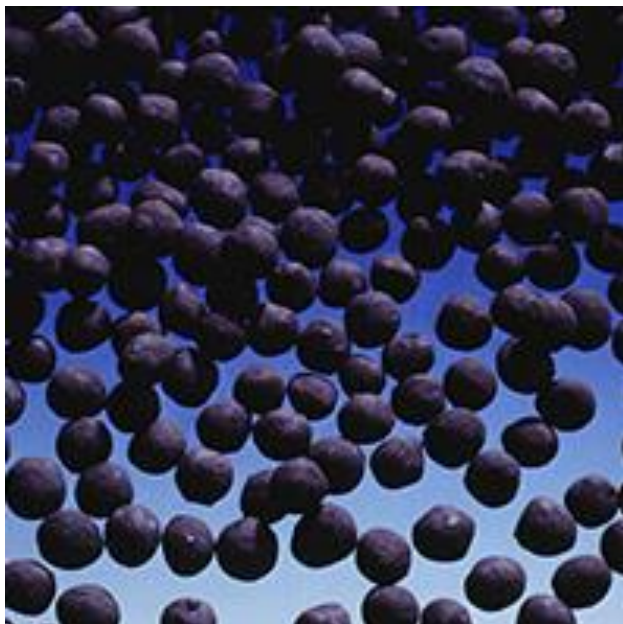


Figura 3 Pellet feed

2.2 Valle del Elqui y Huasco

Chile ha incrementado su producción en casi el doble desde 1992 en adelante, registrando un crecimiento positivo en todos los años desde el 2002, con la única excepción de una caída del 2,5% en 2013. CAP S.A., el principal grupo siderúrgico del país, concentra su producción en los Valles de Huasco, Copiapó, Elqui, en la tercera y cuarta región (Mercado internacional del hierro y el acero, 2017).

Los proyectos de desarrollo de ambos valles están actualmente en etapa de ingeniería conceptual, considerando alternativas de minería subterránea y de superficie usando con procesos innovadores que le permitirán optimizar la operación. Cada vez un número mayor de minas a cielo abierto transitan a métodos subterráneos debido a que los recursos minerales adicionales que existen aún debajo de la actual explotación a cielo abierto. En este contexto, las soluciones innovadoras también desempeñan un papel cada vez más importante en entornos operativos como los que se están evaluando implementar en estos proyectos. (Memoria integra grupo CAP, 2022).



Figura 4 Principales valles productores de hierro

2.3 Casos de Estudio

La Franja Ferrífera Chilena abarca unos 80 depósitos de óxidos de hierro y apatita, con más de 7.000 millones de toneladas de recursos y una ley de hierro superior al 30%. Se extiende a lo largo de 600 km de la Cordillera de la Costa entre las regiones de Atacama y Coquimbo, y se focaliza la explotación en minas como Cerro Negro Norte, Los Colorados, Cristales y El Romeral. Esta franja incluye yacimientos de magnetita-apatita, como Cerro Negro Norte, Los Colorados, El Algarrobo, El Tofo y El Romeral, mayormente en las regiones de Atacama y Coquimbo estos cuerpos mineralizados, principalmente de magnetita maciza, se encuentran en rocas volcánicas andesíticas cretácicas afectadas por alteración hidrotermal o metamorfismo de contacto.

2.3.1 Mina Tofo Sur

El Depósito Tofo Sur (Chupete) está ubicado en el norte de la Región de Coquimbo y sur de la Región de Atacama, a unos 79 km al norte de La Serena, a una altitud de 430 m.s.n.m. Se trata de un depósito magmático de alta ley con aureola de baja ley hidrotermal.



Figura 5 Mina El Tofo, CMP

La litología del área incluye andesitas, tobas e intrusivos menores. La estructura principal es una falla NS que controla la magnetita maciza en profundidad, con minerales de alteración distribuidos simétricamente desde la falla hacia zonas distales, presentando alteración potásica en zonas proximales y cataclasitas en las más distales.

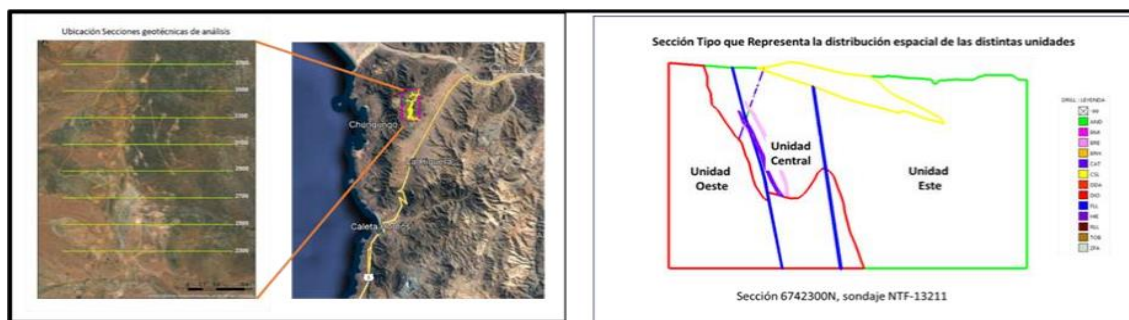


Figura 6 Distribución espacial de unidades litológicas de mina El Tofo

El sector contiene recursos por un total de 2.997,4 millones de toneladas, con una ley media de 27,3 % hierro. Está compuesto por los Yacimientos Tofo Norte con 1.591,1 millones de toneladas con 24,5 % Fe, Sierra Tofo con 432,8 millones de toneladas con 22,5 % Fe, Pleito Este con 350,3 millones de toneladas y 24,3 % Fe y finalmente Tofo Sur con 623,2 millones de toneladas con 39,4 % Fe. Las reservas para el Sector Tofo Norte alcanzan 925,2 millones de toneladas, con una ley media de 25,8 % Fe. (Memoria anual CAP, 2016).

En el año 2023, se llevó a cabo una inversión de 22.579 MUS\$ en el Proyecto FEL 2A Valle Elqui Norte, el cual busca desarrollar el futuro de Tofo Sur de manera subterránea por método denominado Block Caving.

2.3.2 Mina Algarrobo

El yacimiento de hierro El Algarrobo está ubicado en Chile, III Región, Provincia de Huasco, a 45 km al Sur Oeste de la ciudad de Vallenar, a una altura media de 1,200 m.s.n.m. Sus coordenadas geográficas son: 28°48' latitud Sur y 70°59' longitud Oeste.

Este depósito se emplaza en el cerro El Algarrobo, que forma parte de un cordón de dirección NNE, en la Sierra Las Perdices. Las Terrazas aluviales adyacentes a la quebrada Puquios, y las Terrazas de la Quebrada Ojos de Agua, constituyen los rasgos morfológicos más importantes de la zona.



Figura 7 Mina Algarrobo

A pesar de que históricamente el yacimiento Algarrobo fue considerada una de las minas más importantes de hierro del país (Blanco y Fuentes, 2017), en el año 2006 tras una disminución en la producción de mineral de baja calidad llevó al cese de actividades en la Mina El Algarrobo, esta retomó sus operaciones en 2007 con la instalación de una planta de pelletización en Huasco y la implementación de una red ferroviaria para el transporte de carga. Aunque la producción general aumentó ese año, principalmente aprovechando materiales de baja ley, indicando así el agotamiento gradual del yacimiento. A pesar de los esfuerzos de reestructuración, para el año 2016 la mina ya se encontraba en suspensión temporal de actividades, hasta el año 2020 (Memoria Anual de CAP, 2016). En el año 2023, se realizó una inversión de 31.600 MUS\$ en el proyecto FEL 2A de continuidad operacional de Huasco, con el objetivo de desarrollar un futuro para la Mina Algarrobo de forma subterránea mediante la técnica de SubLevel Caving o Block Caving (Memoria Integrada de CAP, 2023).

2.4 Métodos de Explotación subterránea

La minería subterránea se emplea para extraer depósitos de alta a mediana ley y es más selectiva que la minería a cielo abierto, aunque los métodos de hundimiento pueden ser menos selectivos. Se clasifican los métodos subterráneos en auto soportados, artificialmente soportados con pilares, temporalmente soportados y sin soporte o de hundimiento. El método de explotación es la estrategia global que permite la excavación y extracción de un cuerpo mineralizado del modo técnico y económico más eficiente.

2.4.1 Métodos auto soportados

Corresponden a aquellos que consideran la extracción del mineral y dejar la cavidad que éste ocupaba vacía. Para ello, el caserón debe mantenerse estable en forma natural (ser autosoportante) o requerir escasos elementos de refuerzo. Estos caserones se dejan vacíos una vez que concluye la explotación. Algunos ejemplos de estos métodos son:

Room and Pillar: Consiste en lo esencial en excavar lo más posible el cuerpo mineralizado dejando pilares de mineral que permiten sostener el techo de material estéril.

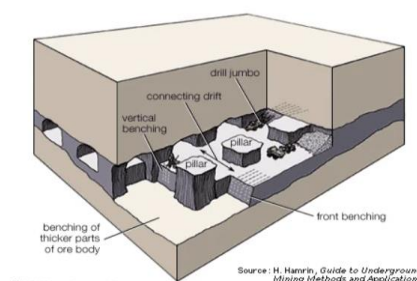


Figura 8 Método de explotación Room and Pillar

Sublevel Stoping: Se trata de un método en el que el mineral se excava mediante tajadas verticales, dejando un espacio vacío conocido como caserón, que suele ser de grandes dimensiones, especialmente en sentido vertical. Este método se utiliza principalmente en yacimientos con formas tabulares verticales o subverticales de espesor considerable, generalmente superior a 10 metros. Es preferible que los bordes o contactos del cuerpo mineralizado sean regulares.

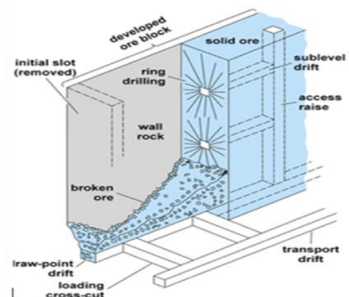


Figura 9 Método de explotación Sublevel Stoping

2.4.2 Métodos artificialmente soportado

Se trata de un método en el que se sustituye el mineral extraído por un material estéril, residuos de flotación, mezclas preparadas y cementadas para que sostenga el espacio generado. Un ejemplo de este ejemplo es:

Cut and Fill Stopping: Este método implica la excavación del mineral mediante tajadas horizontales en una secuencia ascendente, comenzando desde la base del caserón y extrayendo todo el mineral de este. Se utiliza principalmente en cuerpos de forma tabular verticales o subverticales, con un espesor variable que puede oscilar desde unos pocos metros hasta 15 o 20 metros en algunos casos.

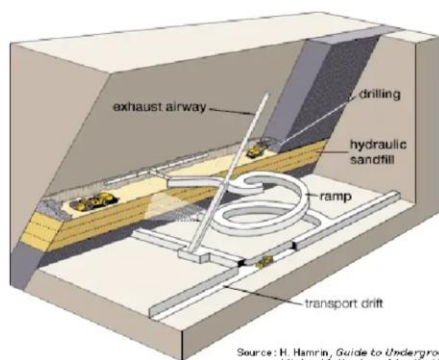


Figura 10 Método de explotación Cut and Fill Stopping

2.4.3 Métodos temporalmente soportado

Los métodos soportados artificialmente, son aquellos que, al explotar el caserón, la cavidad generada se rellena con algún material para mantener la estabilidad. Un ejemplo de este método es:

Shrinkage Stopping: Este método de explotación es adecuado para cuerpos tabulares verticales o subverticales estrechos o de poco espesor, que van desde 1 hasta 10 metros, y que poseen bordes o límites regulares.

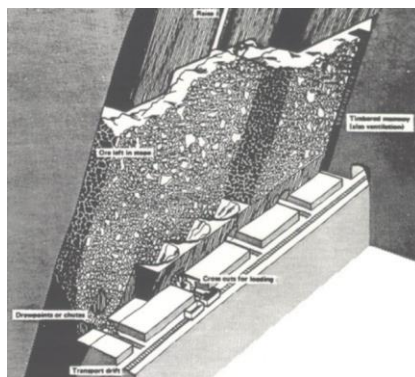


Figura 11 Método de explotación Shrinkage Stopping

2.4.4 Métodos sin soporte o de hundimiento

Se refiere a aquellos métodos en los que las cavidades resultantes de la extracción del mineral son llenadas con el material sobrepuesto, que puede ser mineral durante la explotación y estéril una vez finalizada. El hundimiento y el subsiguiente relleno de las cavidades ocurren de manera simultánea a la extracción del mineral.

Longwall Mining: Este método se emplea en yacimientos estratificados con poca potencia, uniformes y de poco buzamiento. Inicialmente se utilizó en minas de carbón y luego se ha extendido a otros tipos de yacimientos, como vetas auríferas, donde la extracción se lleva a cabo mediante perforación y voladura.

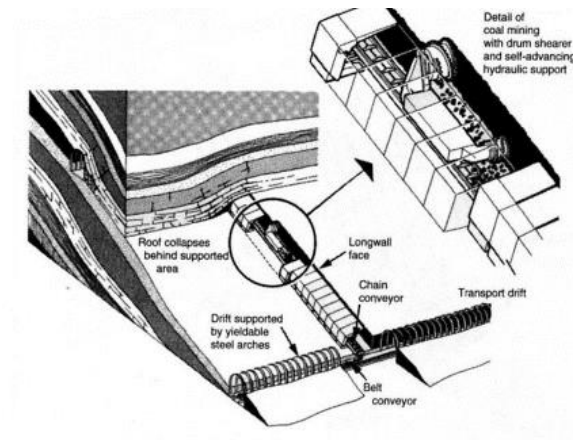


Figura 12 Método de explotación Longwall Mining

Sublevel Caving: Este método se prefiere para cuerpos tabulares, verticales o subverticales, de dimensiones considerables tanto en espesor como en extensión vertical, así como para yacimientos masivos. La roca mineralizada debe ser lo suficientemente competente para mantener estable las labores sin necesidad de un gran refuerzo

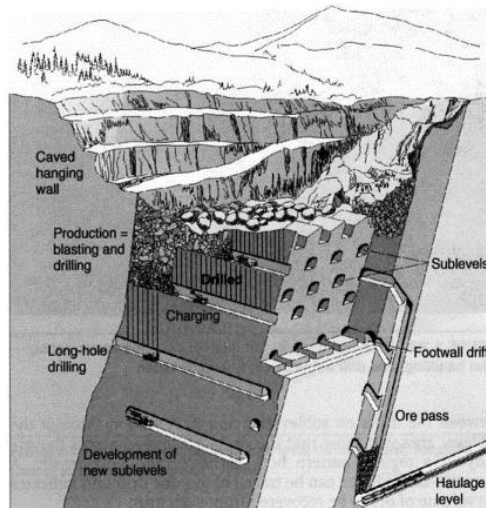


Figura 13 Método de explotación Sublevel Caving

Block / Panel Caving: Este método se emplea en yacimientos masivos de gran envergadura. También puede aplicarse en cuerpos tabulares de gran espesor. Las condiciones ideales para su aplicación son en rocas mineralizadas relativamente incompetentes, con un alto índice de fracturas, que se colapsan fácilmente y se rompen en fragmentos pequeños.

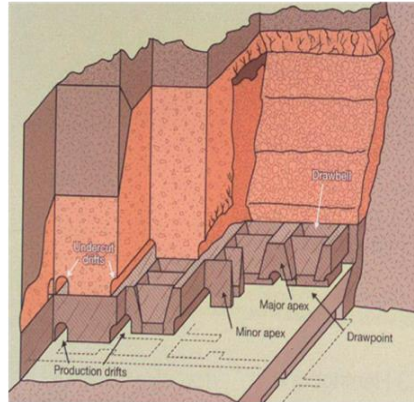


Figura 14 Método de explotación Block Caving

2.5 Sublevel Stopping

2.5.1 Generalidades

Este método de minería subterránea se utiliza para extraer cuerpos minerales regulares masivos o tabulares, generalmente con un ángulo de inclinación mayor al ángulo de reposo del material no cohesionado, que suele ser de más de 50°.

Implica cuerpos minerales competentes, junto con la roca circundante, con poca restricción en términos de forma, tamaño y continuidad de la mineralización. La dilución es mínima y se produce en los límites del área de explotación.

Entre sus ventajas se encuentran los bajos costos y altas tasas de producción gracias a la mecanización, lo que requiere menos personal. Sin embargo, la desventaja radica en la necesidad de una infraestructura inicial costosa antes de la producción, lo que implica una inversión inicial alta (Villaescusa, 2014).

La unidad básica de explotación es el caserón este implica la excavación mediante perforación y voladura secuencial para romper la roca, seguido por la extracción utilizando zanjas recolectoras en la base. Esto se ilustra esquemáticamente en la Figura 15.

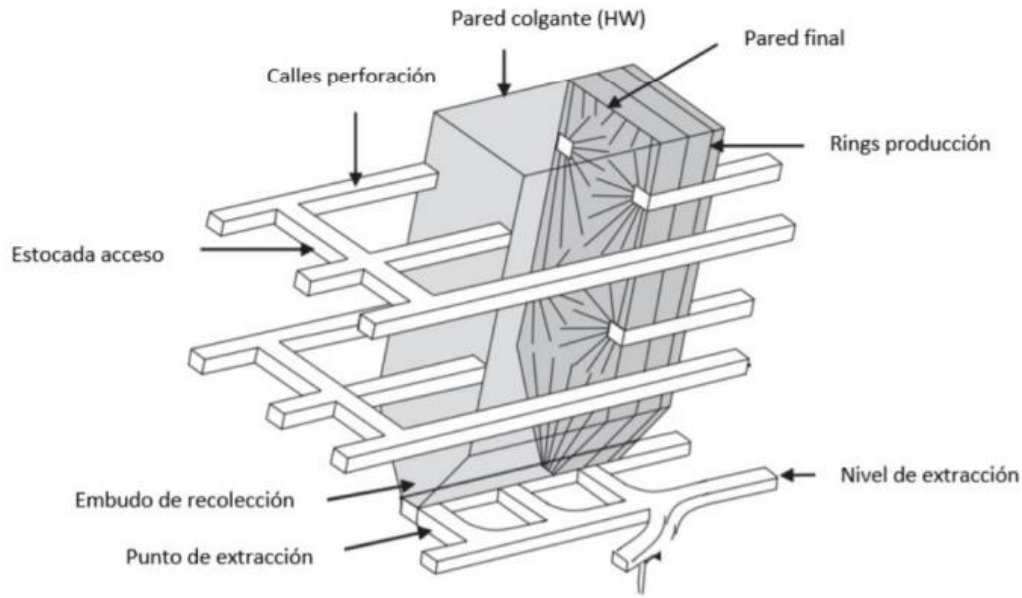


Figura 15 Unidad básica de explotación del método SLS

Los caserones se explotan de forma abierta sin que sus paredes colapsen, y pueden ser explotados en varios subniveles. Los caserones pueden ser optimizados en tres aspectos: la infraestructura, el sistema de manejo de materiales y ubicación y finalmente con los límites de estas unidades de explotación. (Sens, 2011).

Para garantizar la estabilidad del caserón, su diseño debe tener en cuenta parámetros geomecánicos que aseguren la viabilidad y la seguridad durante la explotación (Grigaliunas, 2016).

El método sublevel stoping cuenta con las siguientes características (Mathews et al. 1980):

- Las cavidades son abiertas y el mineral extraído sin mayores colapsos en las paredes.
- La roca tronada se extrae por los puntos de extracción.
- Se usa tronadura en perforaciones largas para asegurar una fragmentación a lo largo del mineral.
- El personal no tiene acceso al interior del caserón.

Como fue mencionado al extraer el mineral, las paredes del caserón quedan sin soporte y expuestas. Por lo tanto, el diseño de los caserones es crucial considerar las propiedades geomecánicas para garantizar su estabilidad y prevenir la dilución y el colapso de las paredes.

2.5.2 Método de evaluación de estabilidad Mathews

Este es un índice que permite clasificar a los caserones en estables e inestables según su radio hidráulico (RH) y su número de estabilidad (N) según la ecuación 1.

$$N = Q' * A * B * C$$

Ecuación 1

Donde:

Q': Se refiere al Q de Barton modificado con $SFR = 1$ Y $J_w = 1$.

A: Se refiere al factor de ajuste que relaciona el UCS con el esfuerzo principal

B: Se refiere al factor de ajuste de las discontinuidades con respecto a las paredes y techo.

C: Se refiere al factor de ajuste gravitacional respecto a la inclinación de las paredes.

Y la ecuación XX para el Q de Barton

$$Q' = \frac{RDQ}{J_n} * \frac{J_r}{J_a}$$

Ecuación 2 Q' de Barton modificado

Los factores A, B y C se obtienen de los gráficos de la Figura XX. Con el número de estabilidad y el radio hidráulico, se puede determinar la estabilidad de cada pared del caserón utilizando el gráfico de estabilidad modificado de Matthews mostrado en la Figura 16.

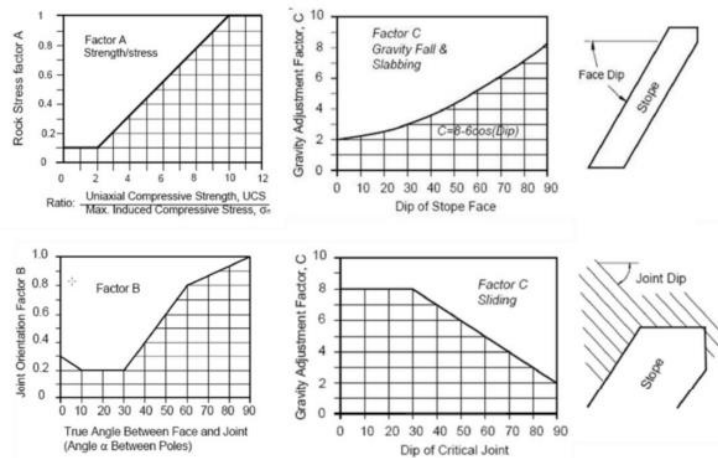


Figura 16 Factor A, B y C para número de estabilidad

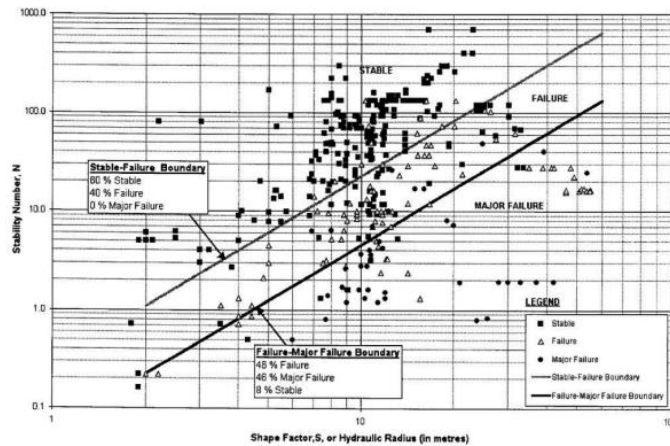


Figura 17 Gráfico de estabilidad de Matthews

2.6 Software relacionados con diseño subterráneo

2.6.1 Datamine Studio UG

Studio UG es una herramienta líder en diseño y planificación de minería subterránea que automatiza completamente la preparación de datos, generando actividades programadas en segundos. Incorpora estándares mineros en plantillas para ahorrar tiempo y evitar redundancias. Puede manejar grandes conjuntos de datos y ofrece visualización completa del modelo de bloques. Procesa todos los tipos de datos y ofrece reglas de dependencias y funciones de programación integradas para actualizar rápidamente el programa con cambios en el diseño.

Algoritmos de diseño para caserones

En los últimos años ha habido una tendencia creciente a desarrollar y mejorar herramientas de software para superar los problemas de diseño, planificación y operación de las minas subterráneas (Erdogan y Yamuz, 2017).

El algoritmo Floating Stope permite determinar los límites del mineral explotable (Alford, 1995). Se aplica en un modelo de bloque de cuerpo mineral fijo y clasifica los bloques como mineral o desperdicio. Posteriormente, busca maximizar las toneladas de mineral, el metal contaminado, la ley del mineral o el valor económico dentro de un modelo de yacimiento específico. Se describe como un algoritmo heurístico.

Proceso de parada flotante de pasos múltiples (MPFSP) es un método que puede ayudar en la selección y diseño de los límites de los tajeos. Definen conjuntos de múltiples parámetros de entrada, cada uno incluyendo el grado de cabeza, el grado de corte y la inclusión máxima de desechos. Luego, se crea una envolvente de rebaje para cada conjunto de parámetros. Estas envolventes proporcionan información adicional que puede utilizarse durante el proceso de diseño de la mina para mejorar la eficiencia y, por ende, la rentabilidad de los diseños de la mina (Cawse, 2000).

El algoritmo propuesto por Sandanayake propuso un algoritmo heurístico para la optimización del diseño encontrando una solución única que maximiza el valor económico del diseño del rebaje, considerando restricciones físicas y geotécnicas. Recomienda una solución única para el diseño de los rebajes y genera rebajes que no se superponen. Además, permite tamaños de rebajes variables con o sin pilares y cumple con las limitaciones mineras y geotécnicas. (Sandanayake, 2015). Sin embargo, para hallar la solución óptima, el algoritmo necesita evaluar todas las combinaciones posibles, lo que requiere una considerable potencia computacional en aplicaciones a gran escala. Esto limita la capacidad del algoritmo para encontrar soluciones óptimas en conjuntos de datos de gran tamaño.

Además de los algoritmos mencionados, en los últimos años se ha tenido un aumento en el desarrollo y mejora de herramientas de software para abordar los desafíos relacionados con el diseño, planificación y operación de minas subterráneas.

Mineable Shape Optimiser (MSO)

El Mineable Shape Optimizer fue desarrollado por Alford Mining Systems (AMS) en colaboración con AMC Consultants y fue lanzado al mercado en el año 2011. Se destaca como una herramienta estratégica esencial en la planificación minera, ya que automatiza el diseño de caserones para diversos métodos de explotación subterránea, tales como cut & fill, room & pillar, sublevel stoping, entre otros.

Una de las características principales es su capacidad para generar diseños de caserones óptimos, maximizando el valor económico del cuerpo mineral. Este proceso se logra mediante la aplicación de restricciones específicas del método de explotación y los parámetros de diseño definidos por el usuario. En la actualidad, diversos software mineros han integrado este optimizador en sus plataformas, entre los que se incluyen Vulcan de Maptek, 5D Planner de Datamine y Deswik. Esta integración ha permitido a los profesionales de la industria minera optimizar sus procesos de diseño y planificación, mejorando la eficiencia y la rentabilidad de las operaciones mineras.

Este optimizador requiere como entrada un modelo de bloques que proporcione información sobre las leyes, el valor y la densidad del recurso mineral, expresadas en coordenadas ortogonales. Posteriormente, suele utilizar una ley de corte para determinar la forma óptima de explotación. Además, recibe otros datos de entrada como los costos y la forma del caserón, entre otros.

Mediante la ley de corte definida la herramienta Shape Framework permite la configuración geométrica en 3D de caserones bases, esto establece un tamaño aproximado, ubicación y forma básica de caserón. Asimismo, respeta las restricciones de diseño establecidas por el usuario, como los anchos mínimo y máximo. Estos caserones preliminares se conocen como seed shape y se generan a partir de la combinación óptima las cuales están alineadas con el dip y el rumbo del cuerpo mineral según lo definido por el usuario.

Es importante destacar que los seed shape solo definen caserones o pilares potenciales, no los definitivos (Erdogan y Yavuz, 2017).

Una vez que se ha creado el seed shape llega el momento de transformarlo en la forma final del caserón, respetando las restricciones geométricas de los caserones y pilares definidos inicialmente. Esta etapa de optimización da como resultado una forma de caserón más práctica y que se ajusta de manera más precisa a la geología inicial (Erdogan y Yavuz, 2017). Los resultados obtenidos incluyen un wireframe de caserones, un plan de diseño y un informe de reservas (Datamine, 2024).

2.6.2 Deswik

Deswik es un software que se destaca por su capacidad para utilizar gráficos interactivos a través de diagramas de red, lo que facilita la resolución de problemas de planificación al incorporar la producción y una serie de actividades auxiliares. Aunque su configuración no proporciona detalles sobre la optimalidad de los resultados, presenta ventajas significativas, como la capacidad de trabajar con grandes bases de datos sin restricciones de temporalidad.

Entre las características y funcionalidades específicas se encuentra:

Modelado geológico y de recursos: Permite la creación y visualización de modelos geológicos y de recursos minerales utilizando datos de perforación, muestreo y otros datos geológicos disponibles.

Planificación de minas: Facilita la planificación de minas subterráneas. Esto incluye la generación de diseños de minas, la programación de actividades mineras, la optimización de rutas de transporte y la gestión de recursos.

Diseño de infraestructuras mineras: Permite el diseño de diversas infraestructuras mineras, como caminos, rampas, túneles, sistemas de ventilación y sistemas de manejo de agua, lo que contribuye a una planificación más integral y eficiente de la operación minera.

3 METODOLOGÍA

Este capítulo se divide en dos secciones, las cuales corresponden a: Estudio de las bases de planificación (Sección 1) y Estimación de Reservas (Sección 2).

Sección 1 Bases de Planificación

3.1 Bases Geológicas

3.1.1 Descripción General

El depósito remanente evaluado se proyecta aproximadamente hasta los 600 m en profundidad, justo debajo de las operaciones del rajo principal del depósito. Con una potencia de aproximadamente 400 m.

La mineralización se deriva de la conexión entre un complejo volcánico (Pórfido La Liga) y un complejo plutónico que instruyó rocas meta sedimentarias paleozoicas y andesitas volcanoclásticas jurásicas a cretácicas.

3.1.2 Recursos y Reservas

El modelo de recursos facilitado contiene las siguientes variables resumidas en la Tabla 1. Se debe destacar la consideración de recursos con categoría de inferido; al estar en PFS, los recursos a estimar sólo considerarán categorías de medido e indicado.

Tabla 1 Descripción de variables modelo de bloques UG

Variable	Descripción
RockType	Tipo de Roca
densidad	Densidad (t/m ³)
fe	Fe total (%)
fem	Fe Magnético (%)
cu	Cobre (%)
p	Fósforo (%)
s	Azufre (%)
Sio2	Sílice (%)
v	Vanadio (%)
categori	Recursos: 1 = Medido, 2 = Indicado, 3 = Inferido.
Tonelaje	Tonelaje por bloque
alteraci	Alteración roca (numérica)
litologi	Litología (numérica desde 0-8)
mine	Sectorización (numérica)
ocurrenc	Ocurrencia mineral (numérica)
ue fe	Presencia mineral (numérica)

Luego, a partir de este modelo se obtienen los tonelajes y leyes asociadas por categoría que se resumen en la Tabla 2, mientras que en el gráfico de la Figura 18 se muestra la distribución de estos recursos. Es posible notar una alta concentración de recursos indicados, siendo estos un 50% de los recursos totales, seguidos por un 26% de recursos medidos y finalmente un 24% de recursos inferidos.

Tabla 2: tonelaje y leyes de recursos remanentes de yacimiento.

	Tonelaje (Mt)	Fe (%)	FeMag (%)	Cu (%)	P (%)	S (%)	SiO2 (%)
Medido	240	30.9	27.8	0.07	0.41	0.64	29.2
Indicado	418	26.1	23.0	0.07	0.48	0.91	33.0
M+I	658	27.8	24.8	0.07	0.45	0.81	31.6
Inferido	188	18.4	18.4	0.06	0.54	0.89	36.8
M+I+I	846	26.5	23.3	0.07	0.47	0.83	32.8

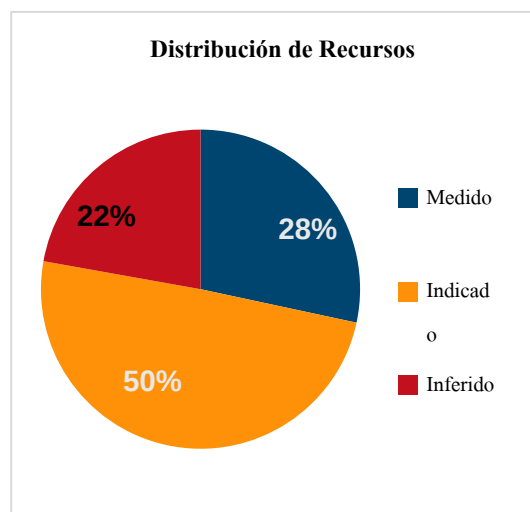


Figura 18 distribución de recursos según categoría.

Por otro lado, en la Figura 19 se presentan vistas del modelo de recursos. Cabe notar la existencia de zonas de alta ley de hierro magnético, en particular mayor al 30%, lo que se corrobora en la Curva Tonelaje/Ley, que se presenta en la Figura 20.

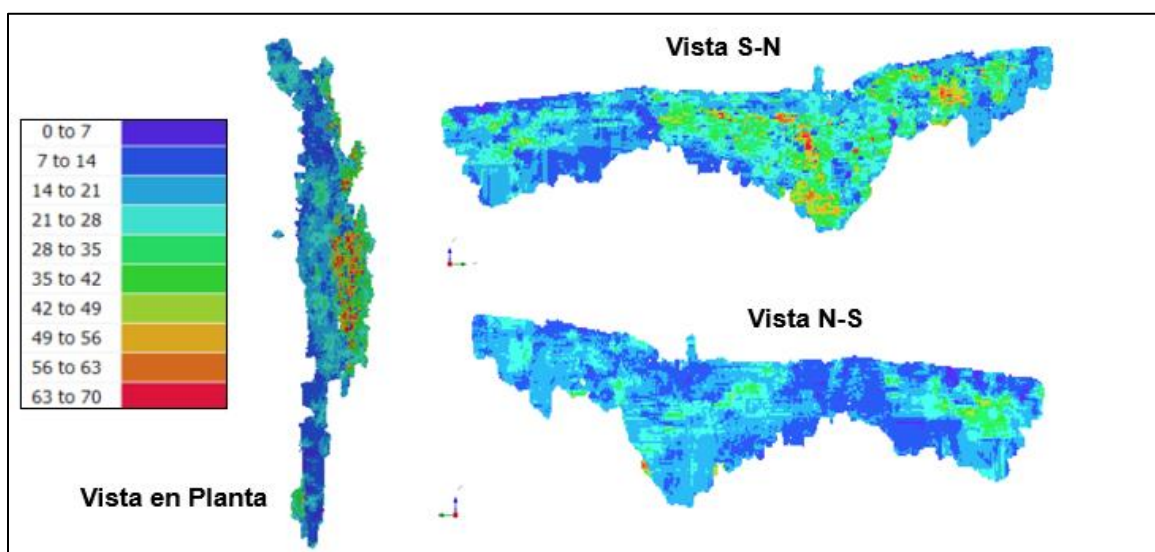


Figura 19 vistas en planta y cortes de modelo de bloques, respecto a FeM.

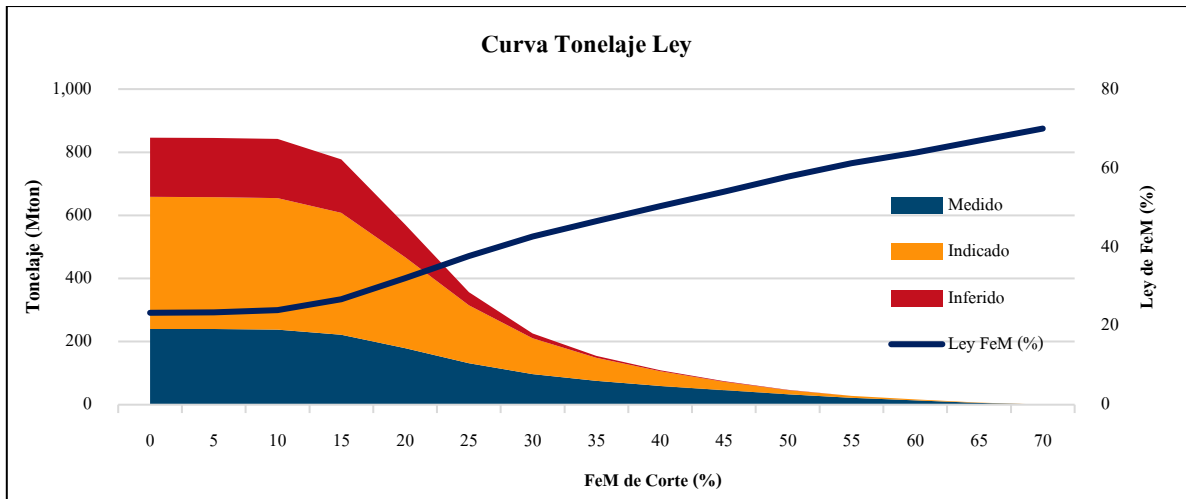


Figura 20 curva tonelaje ley, con categorías de recursos.

Respecto a las otras componentes que conforman las bases geológicas, no se cuenta con la definición de modelos de alteración, mineralización o estructurales. Por otro lado, tampoco se tiene información de los estándares y procedimientos empleados para la definición del modelo de bloques de recursos, por lo que no se cuenta con los enfoques de estimación, validación y reporte empleados.

3.1.3 Topografía

La topografía de este Yacimiento es un llano sub horizontal de pequeña pendiente, en la ladera cerros correspondientes a la cordillera de la costa, al este del yacimiento. En esta se puede observar tanto la superficie del yacimiento como los límites del depósito, ilustrado en la figura presentada a continuación.

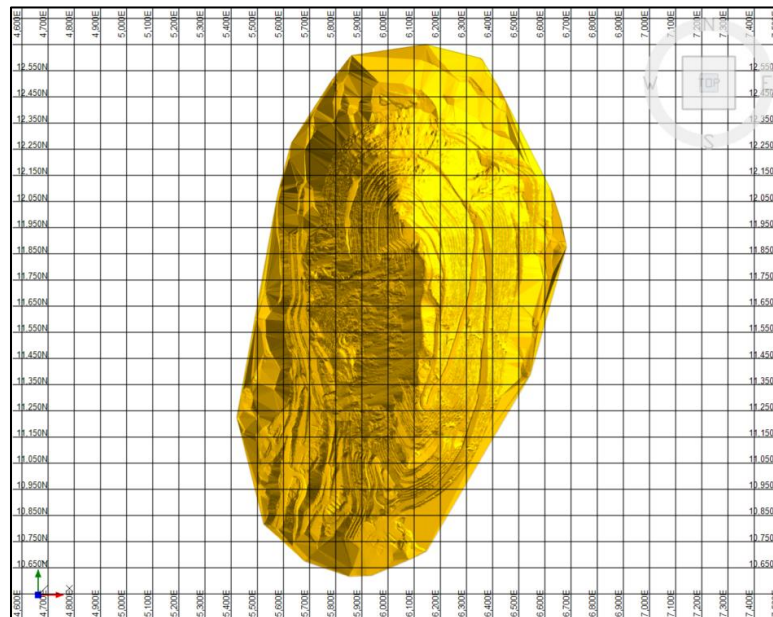


Figura 21 vistas en planta topografía.

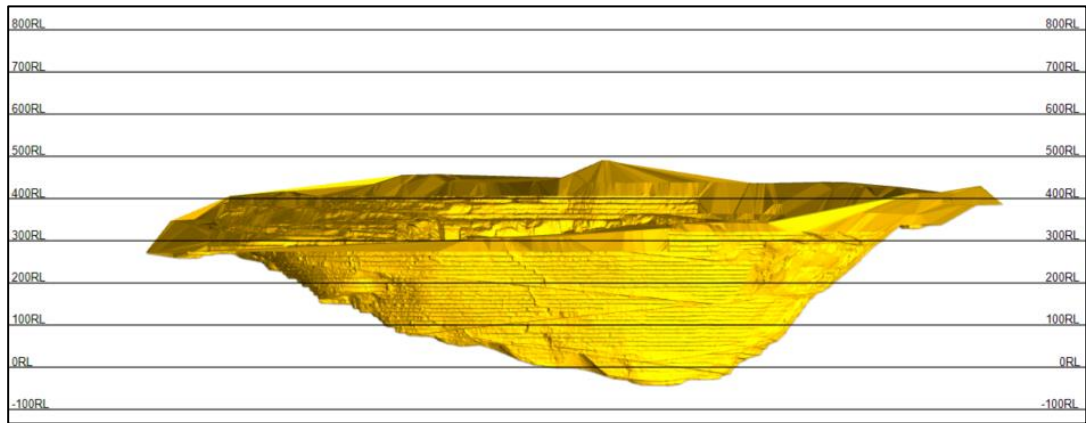


Figura 22 vistas en perfil de topografía.

3.2 Bases Geomecánicas

El entendimiento geomecánico juega un papel importante en la definición de la estrategia de explotación de un activo minero, influyendo tanto en el diseño de la mina como en la planificación misma.

3.2.1 Modelo Estructural

La data histórica de estudios realizados a lo largo de la vida del depósito mineral se resume de forma esquemática en la Figura 23.



Figura 23 Diagrama de evolución del modelo estructural del yacimiento

Como antecedente del yacimiento SRK realizó una revisión, validación y actualización de estructuras mayores, integrando los diversos estudios históricos para esta mina. El modelo se compone de 67 estructuras mayores, tal como se observa en la Figura 24. Además, incluye tres zonas de cizalle, las que se asocian directamente a las fallas.

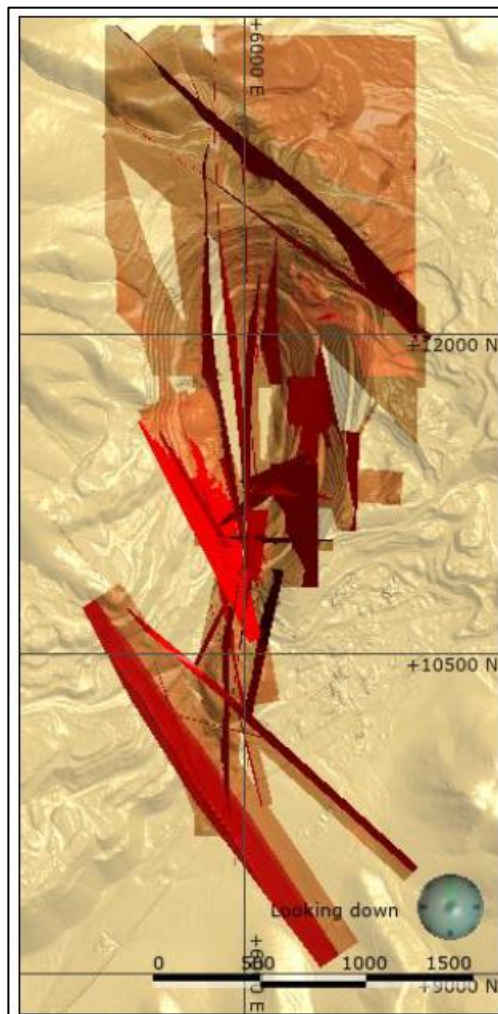


Figura 24 Modelo estructural de fallas mayores, estudio SRK.

El distrito de la mina se encuentra dentro del sistema de fallas de Atacama, dentro del cual se han reconocido seis sistemas estructurales mayores:

- 1) Sistema con actitud NS/vertical a subvertical
- 2) Sistema con actitud NS/30-70W
- 3) Sistema con actitud NNW/50-90SW
- 4) Sistema con actitud NNW/19-65E

- 5) Sistema con actitud EW/subvertical
- 6) Sistema con actitud NNE/subvertical

3.2.2 Dominios Estructurales

La revisión de dominios estructurales considera la información descrita en el estudio ya mencionado, el cual recopila información de la base de datos de la compañía que explota este yacimiento, información estructural del mapeo mina efectuado por SRK y EMT, discontinuidades registradas a través de televiewer en sondeos de campañas 2008, 2011 y del 2012 al 2015, y, finalmente, información estructural de terreno levantada en mapeo de superficie, en campañas desde 2013 a 2018.

A partir de esto, SRK generó una base de datos consolidada con 34,345 orientaciones planares, incluyendo 34,191 datos provenientes de ATV (televiewer) y 296 datos provenientes de mapeos de bancos. Se obtuvieron un total de 12 dominios estructurales.

3.2.3 Sustento Geomecánico

En base al análisis desarrollado en el estudio elaborado por la empresa JRI, sumado a la experiencia de los consultores sobre este tipo de yacimientos masivos de hierro, es que se sugiere que los métodos de minado más factibles para la explotación de las reservas subterráneas remanentes son Sublevel Caving (SLC) y Sublevel Stopping, dependiendo del sector. En particular, y enfocándonos en un proyecto de rápida preparación para el mediano plazo, es que el Sublevel Stopping se ve favorecido para este análisis.

Del reporte mencionado en conjunto con el estudio de JRI y el uso de ecuaciones de correlación experimentales, se obtienen índices para las tres principales unidades geotécnicas del depósito subterráneo, Andesita, Andesita – Actinolita y Brecha andesítica. En la Figura 25 se puede observar la distribución de estas unidades, mientras que en la Figura 26 se observan los principales parámetros y variables geotécnicas de las tres unidades. Cabe recalcar, que para el cálculo de Q de Barton se aplicó la fórmula de Bieniawski de 1976, la cual se puede observar en la Ecuación 2.

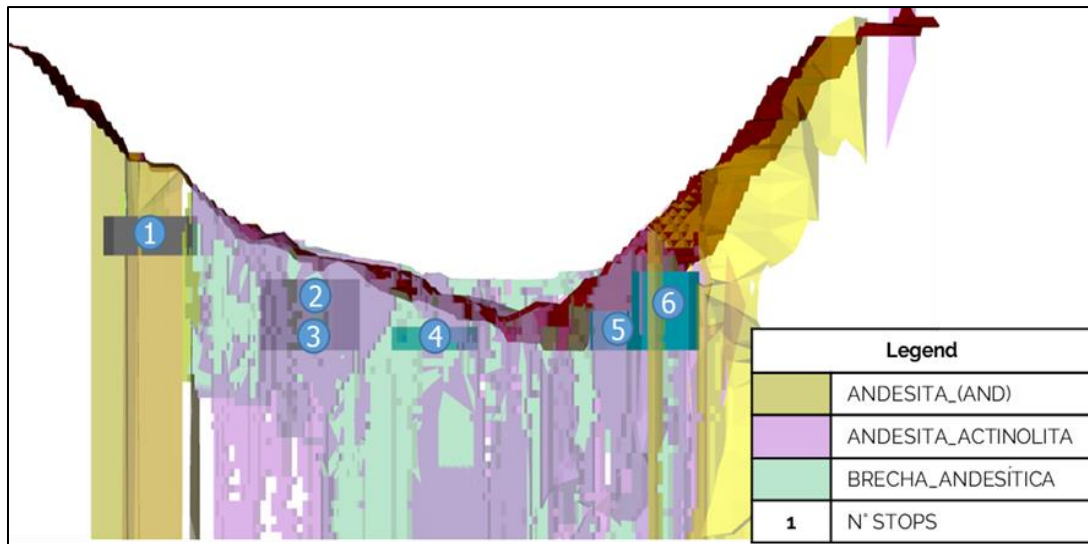


Figura 25 Vista sección de distribución espacial de dominios geotécnicos

Unidades Geotécnicas	UG	RMR	GSI	Q	UCS (Mpa)
Andesita - And	1	60	62	6	116
Andesita - Actinolita	2	74	74	28	335
Brecha Andesítica	5	63	66	8	170

Figura 26 índices de clasificación del macizo rocoso

$$RMR = 9 * \ln(Q) + 44$$

Ecuación 2: Fórmula Bieniawski 1976

Para completar los inputs geomecánicos necesarios para el estudio, se considera una diferencia de RMR o Delta RMR de 14 como un valor medio, según se muestra en la Tabla 3.

Tabla 3: Clasificación macizo rocoso

Clasificación de la roca					
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20
Clasificación N°	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala

Por otra parte, de estudios anteriores se caracterizó geomecánicamente las zonas profundas y relacionado las 6 zonas de interés mencionadas anteriormente con las características de las unidades geotécnicas presentadas en la tabla previa, se consideraron para el desarrollo de los diseños los valores presentes en la Tabla 4.

Zona	Profundidad (m)	UG	Q	UCS (MPa)	Φ 1 (MPa)	Dominio Estructural
1	93	1	6	116	2	Dom Sur
2	42	2	28	335	1	Dom Sur
3	67	2	28	335	2	Dom Sur
4	43	5	8	170	1	Dom Norte
5	72	2	28	335	2	Dom Norte
6	120	1	6	116	3	Dom Norte

Zona 1		Side - wall	Roof	Front Wall
	0'	5.9	5.9	5.9
	Factor A	1.0	1.0	1.0
	Factor B	0.2	0.2	0.4
	Factor C	2.7	2.0	2.7
	N'	3.6	3	6
Zona 2		Side - wall	Roof	Front - Wall
	0'	27.7	27.7	27.7
	Factor A	1.0	1.0	1.0
	Factor B	0.3	0.2	0.4
	Factor C	2.7	2.0	2.7
	N'	22.2	13.3	27
Zona 3		Side - wall	Roof	Front - Wall
	0'	27.7	27.7	27.7
	Factor A	1.0	1.0	1.0
	Factor B	0.2	0.2	0.4
	Factor C	2.7	2.0	2.7
	N'	17	13	27
Zona 4		Side - wall	Roof	Front - Wall
	0'	8.2	8.2	8.2
	Factor A	1.0	1.0	1.0
	Factor B	0.5	0.2	0.5
	Factor C	3.2	2.0	3.2
	N'	13	3	14
Zona 5		Side - wall	Roof	Front - Wall
	0'	27.7	27.7	27.7
	Factor A	1.0	1.0	1.0
	Factor B	0.2	0.3	0.6
	Factor C	2.4	2.0	2.4
	N'	13	16	38
Zona 6		Side - wall	Roof	Front - Wall
	0'	5.9	5.9	5.9
	Factor A	1.0	1.0	1.0
	Factor B	0.2	0.3	0.6
	Factor C	2.4	2.0	2.4
	N'	3	3	8

Los resultados de dicha tabla se pueden encontrar en la Figura 28, los cuales permitieron obtener las dimensiones de los caserones óptimos por zona en la Tabla 5.

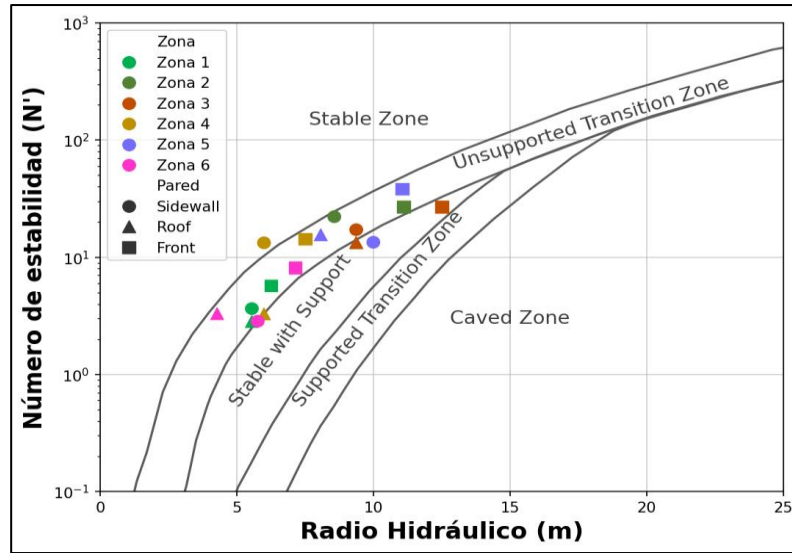


Figura 28 gráfico de estabilidad de Potvin. Ubicación de estabilidad de caserones por zona de evaluación.

Tabla 5: dimensiones óptimas de caserones por zona de análisis.

Zona	Ancho Op (m)	Largo OP (m)	Alto Op (m)
1	20	25	25
2	30	50	40
3	30	50	50
4	20	30	30
5	30	35	50
6	15	20	50

Para el caso de las dimensiones de pilares y lozas se utilizó la metodología de Lunder y Pakalnis (1994) y Trevor Carter (1989-1992) respectivamente. Los resultados del dimensionamiento de pilares, identificado por zona, se muestran en la Tabla 6, donde para cada dimensión obtenida se entrega el factor de seguridad resultante asociado, siendo todas estas dimensiones estables.

Tabla 6: dimensionamiento de pilares por zona de análisis.

Rock Setting			Pillar Setting Strength Setting (Empirical)				Strength Setting (Empirical)	
Zona	UCS	Depth	Width	Height	Length	Slenderness	Cpav	FoS
1	116	93	4	25	25	0.16	5.50E-11	3.7
2	335	42	6	40	50	0.2	4.10E-12	24.5
3	335	87	8	50	50	0.2	5.50E-11	14.1
4	170	43	7	30	30	0.2	8.43E-06	16.6
5	335	72	7	50	35	0.1	6.96E-14	13.5
6	116	120	10	50	20	0.2	2.55E-12	3.9

Para el caso de las losas y en base a las dimensiones de los caserones de las zonas analizadas se ubicaron los valores dentro del gráfico de Trevor Carter, tal cómo se presenta en la Tabla 7, siendo esto estables con las dimensiones utilizadas.

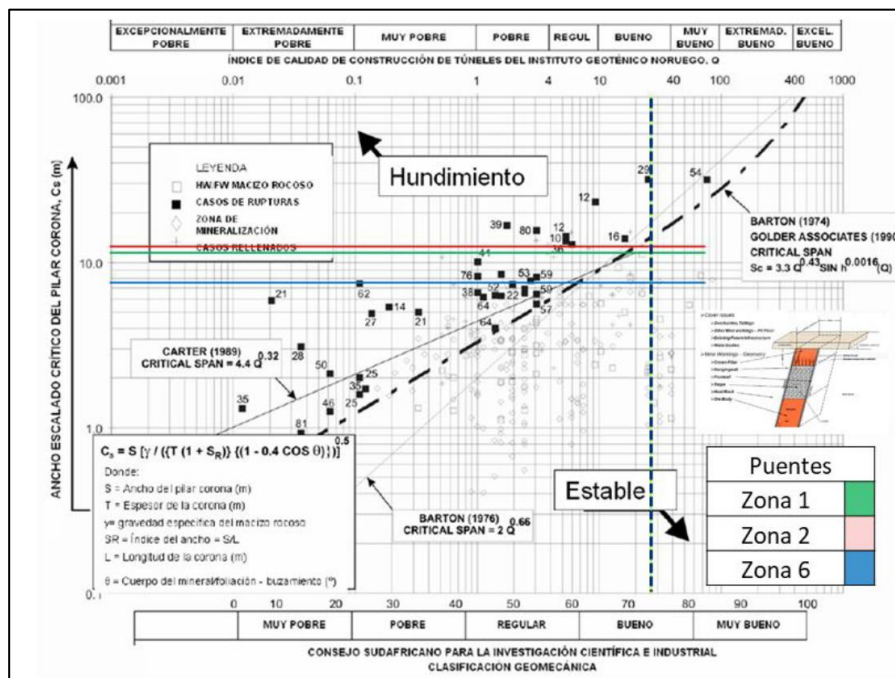


Tabla 7: gráfico de estabilidad de lozas según metodología de Trevor Carter.

Tales dimensiones y sus respectivos parámetros geomecánicos se presentan en la Tabla 8, donde se indica el factor de seguridad asociado, siendo estables para los casos presentados.

Tabla 8: resumen del análisis empírico del dimensionamiento de puentes.

Pillar	Width (m)	Length (m)	Height (m)	Cs	Sc	FoS
1	20	25	5	13.97	21.41	1.5
2	30	50	12	14.34	21.41	1.5
6	15	20	5	8.76	21.41	2.4

3.3 Bases Metalúrgicas

Para la etapa de optimización de envoltente se utilizan vectores metalúrgicos divididos en tres procesos: Chancado, Concentración, y Molienda. Estos vectores, junto a sus respectivos gráficos de recuperación se pueden observar en las Figura 29, Figura 30 y Figura 31. Cabe destacar, que además de los vectores metalúrgicos respectivos, se suma la condición de borde, asociada al FeMag (%) aceptado en la etapa de chancado y concentración. Este valor nos indica que, al tener una ley superior al 30%, la recuperación en concentración es 100%; y si además es mayor a 44%, se considera la recuperación en chancado del 100%.

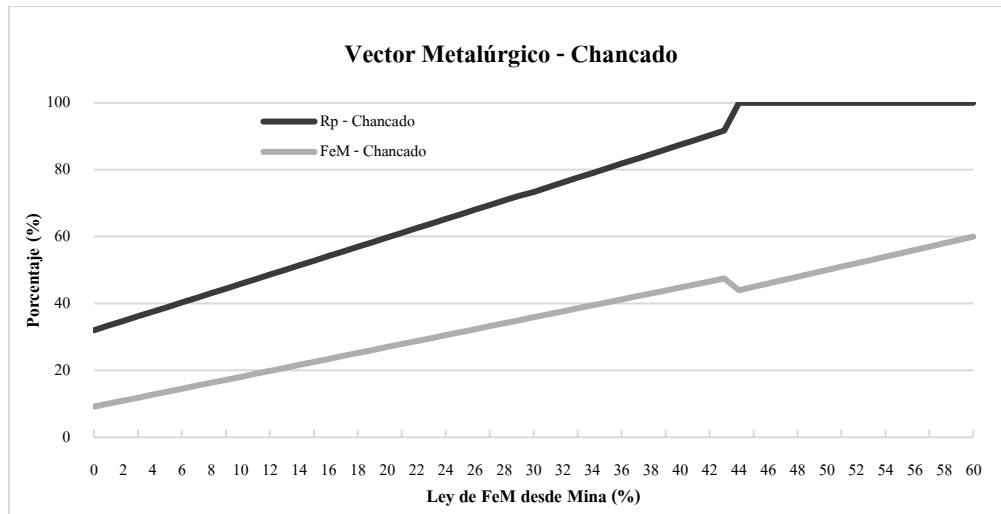


Figura 29 Vectores Metalúrgicos y Recuperación proceso de Chancado

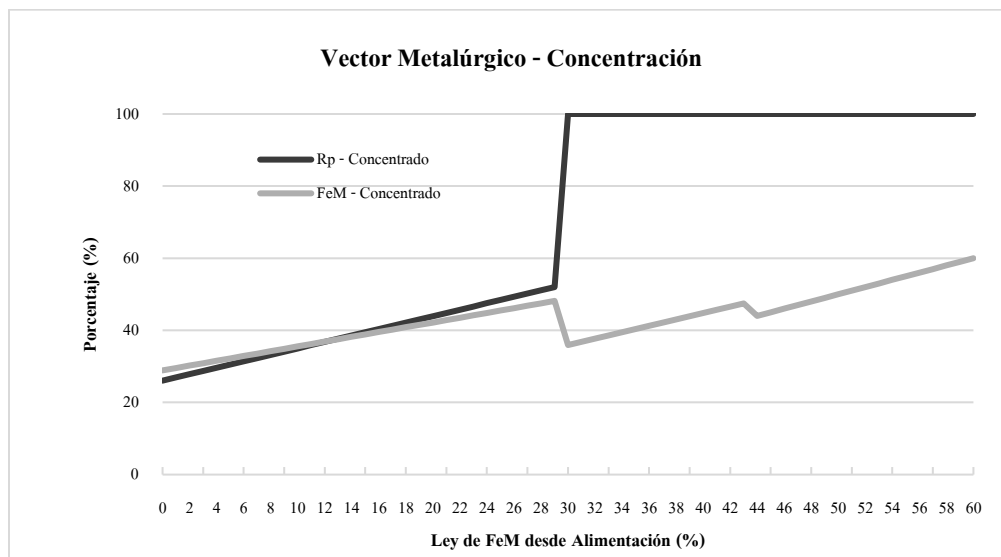


Figura 30 Vectores Metalúrgicos y Recuperación proceso de Concentración

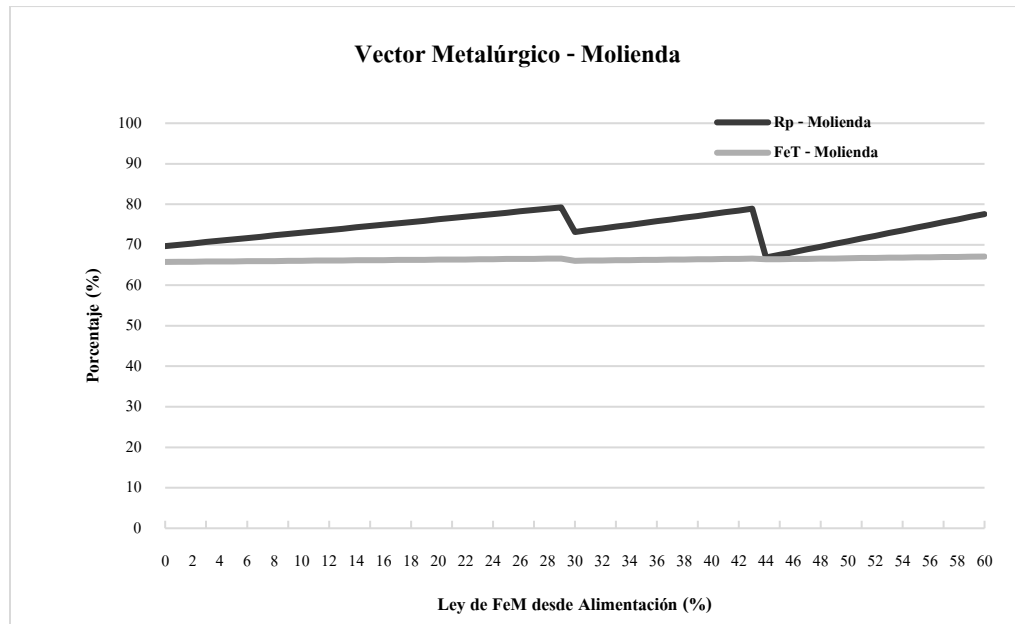


Figura 31 Vectores Metalúrgicos y Recuperación proceso de Molienda

A partir de los resultados de recuperación obtenidos en las tres plantas o procesos anteriormente mencionados, se procede a calcular la recuperación total de mineral para el tratamiento de material en el yacimiento. Para este cálculo se utilizan las tres recuperaciones en función de las leyes de Fe y FeMag, evidenciado en la Figura 32.

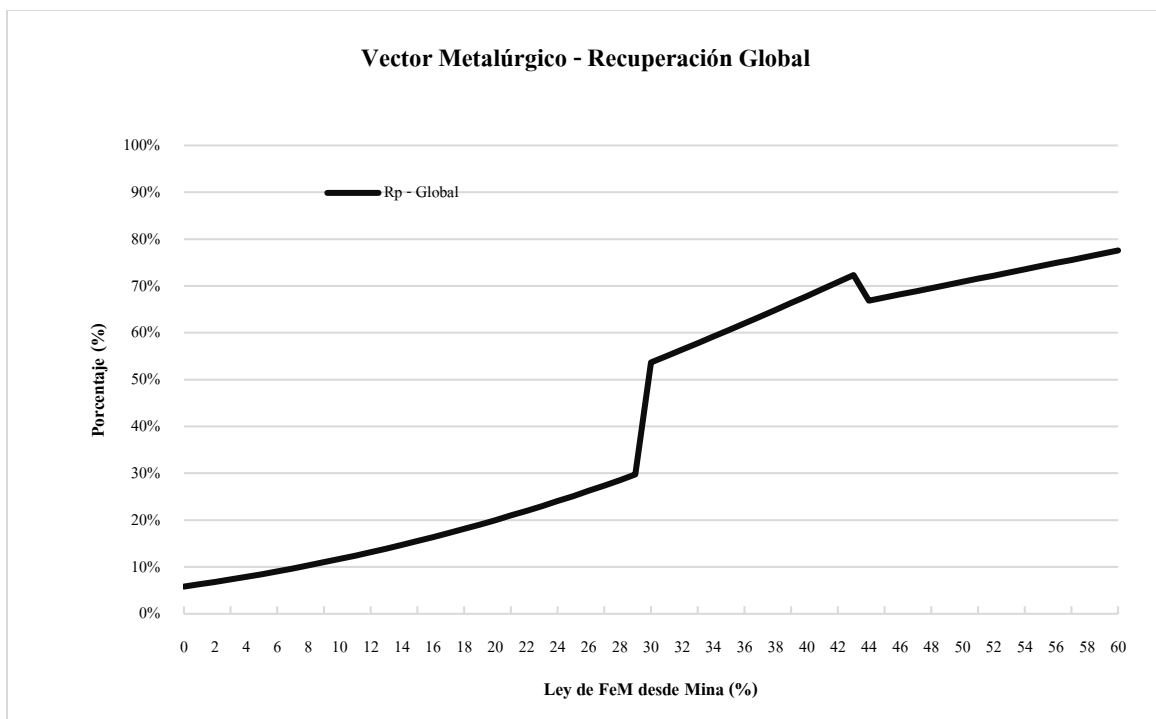


Figura 32 Recuperación Mineral UG

3.4 Bases Mineras

3.4.1 Descripción del método de explotación

La mina ha sido explotada históricamente mediante rajo abierto. No obstante, el fundamento del estudio se realiza en la posibilidad de explotar recursos subterráneos bajo el rajo, a fin de dar cuenta de la viabilidad de cada método y evidenciar la mejor forma extractiva. Para ello, se consideró una matriz de decisión denominada UBC, la cual permite dilucidar la mejor estrategia de explotación, en función de la geometría, condiciones geomecánicas y costos de operación, denotando una factibilidad técnica acorde al método de trabajo.

En particular, el cuerpo mineralizado se dividió en sectores, dada su variación de forma en el norte, centro y sur del mismo, tal como se muestra en la Figura 33. Las características generales del cuerpo fueron puntuadas de acuerdo con criterios que establece la metodología, como se muestra en la tabla 9. Los métodos estimados, así como la puntuación asociada a cada uno de ellos por zona se encuentra en Anexos, dado su longitud.

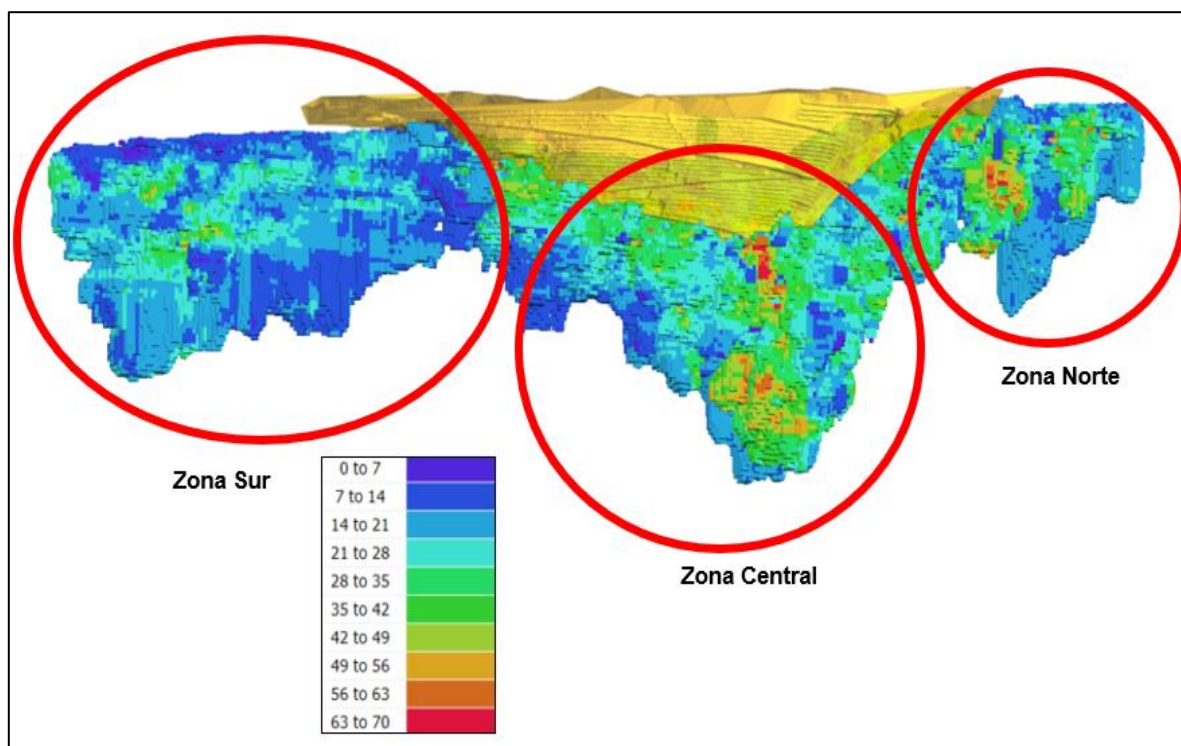


Figura 33 sectorización de yacimiento, según masividad.

Tabla 9: parámetros principales de metodología UBC.

	Zona Norte	Zona Central	Zona Sur
Forma General	Equi-dimensional	Equi-dimensional	Equi-dimensional
Espesor de Mineral (m)	> 100	> 100	> 100
Inclinación de mineral (°)	> 55°	> 55°	> 55°
Distribución de Leyes	Uniforme	Uniforme	Uniforme
Profundidad (m)	0-100	0-100	0-100
RMR	74	63	60
UCS (MPa)	335	170	116
Sig1 (MPa)	1.8	1.1	2.4

Los resultados, tal como se muestran en la Figura 34, indican que los métodos ganadores, por prioridad, son Open Pit, Sublevel Stopping y Sublevel Caving. Considerando el foco de este proyecto, así como la facilidad y selectividad de cada método, se decide continuar con el Sublevel Stopping.

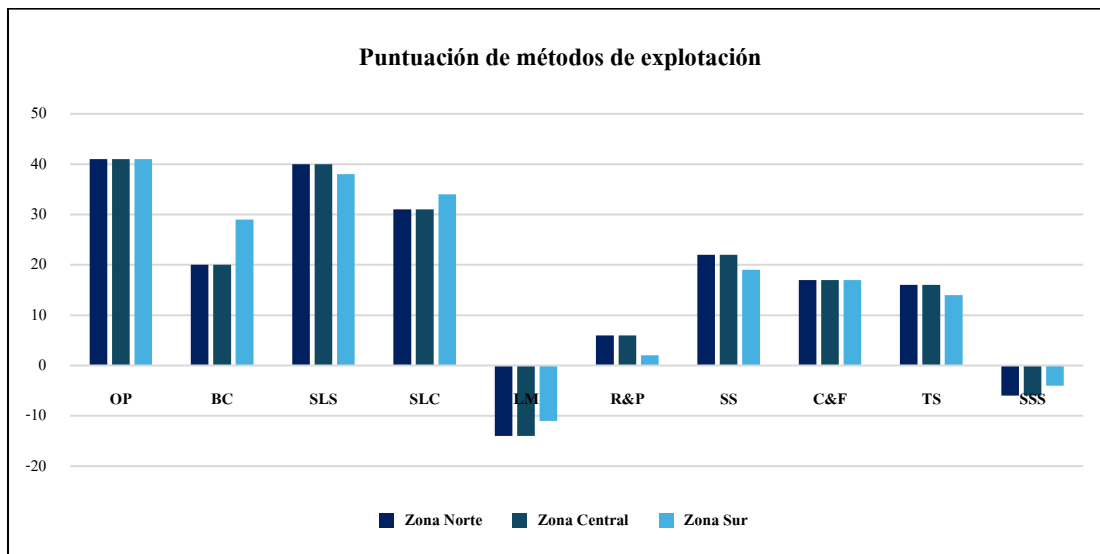


Figura 34 gráfico de puntuación de métodos de explotación.

Este método se aplica principalmente a cuerpos tabulares a masivos, verticales o subverticales, con grandes dimensiones en el espesor del recurso como en su extensión vertical.

La roca mineralizada debe presentar condiciones de competencia suficientes para que las labores emplazadas en ella permanezcan estables con mínimas cantidades de esfuerzo. De igual forma, la roca circundante debe ser competente para aguantar el vacío que se crea producto de la extracción de la roca mineralizada.

Las operaciones principales involucradas (producción, perforación y preparación) se realizan en sectores distintos, con un nivel bajo de interferencia considerando las labores dentro de un mismo nivel, facilitando una secuencia fluida e independiente para cada una de estas operaciones, tal como se muestra en la Figura 35.

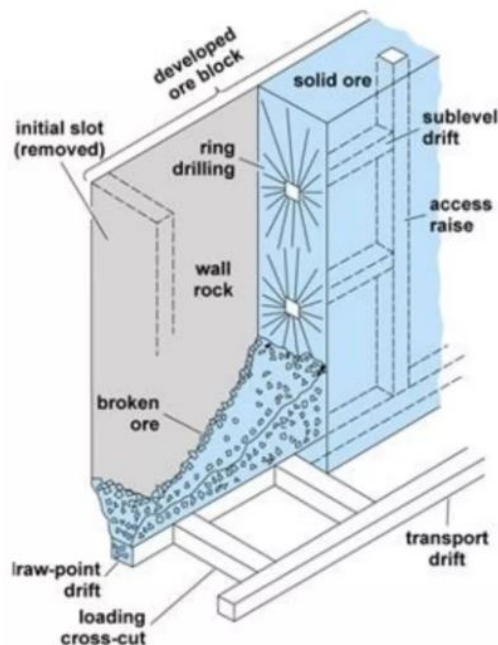


Figura 35 Vista isométrica del método de explotación Sublevel Stopping

Tales condiciones permiten una intensiva utilización de equipos mecanizados de alta productividad, otorgándole al proceso un gran nivel de eficiencia y altos estándares técnicos. La principal debilidad de este método es la gran cantidad de labores de preparación y desarrollos que se deben realizar para acceder a la unidad de explotación. Esto se compensa realizando labores en el mismo mineral.

3.4.2 Principios del método

Una de las principales características de este método auto soportado, es que el material se derrumba y genera vacío que va dejando la extracción del cuerpo mineralizado. Dicho espacio debe contener el techo y evitar que ceda a fin de no dañar las labores aledañas de la mina.

La metodología del método consiste en dividir el cuerpo mineralizado en subniveles espaciados de acuerdo con la recomendación geomecánica. Posterior a eso, en cada subnivel se desarrolla una red de galerías paralelas que cruzan longitudinalmente el cuerpo, a una distancia que está entre los 30 m a 50 m. Las galerías de un determinado subnivel se deben ubicar entremedio y equidistantes de las galerías de los subniveles vecinos.

De esta forma toda la sección del cuerpo mineralizada queda cubierta por una distribución de caserones o “stopes”, separados por pilares de dimensiones a considerar según la recomendación geomecánica.

Desde la rampa principal se accede a todos los niveles mediante subniveles principales, los que conectan todos los subniveles de acceso de un mismo nivel. En el extremo posterior del cuerpo se encuentran las galerías de perforación. En las galerías slot se construyen chimeneas para generar la cara libre necesaria para comenzar la explotación del bloque.

Desde las galerías de perforación se realiza la perforación (con tiros ascendentes en abanico) y voladura de producción, la cual se realiza, en general, contra material quebrado (a excepción de la apertura de corte en primer nivel de producción). Posteriormente, el mineral tronado es cargado y transportado mediante equipos LHD hacia los piques de traspaso.

La extracción del mineral tronado se realiza por el punto de extracción determinado por la galería de perforación. Esto se realiza hasta vaciar completamente el caserón, o dejar hasta cierto punto según la estabilidad de este. La entrada de dilución se da principalmente por la sobre excavación generada en los techos y pilares, producto de excesiva perforación o explosivo.

Es crucial el control y revisión de la forma de los caserones, a fin de evitar aumentos mayores al 15% de dilución.

Las operaciones de arranque, carguío y transporte del mineral se realizan a partir de estos subniveles en una secuencia descendente.

3.4.3 Desarrollo del método

- Túnel de acceso principal que conecta la superficie con la rampa principal.
- Rampa principal, la cual debe conceder el acceso a todos los subniveles que se creen.
- Subnivel principal en cada uno de los niveles, conectando la rampa con los subniveles de acceso de cada caserón.
- Subnivel de acceso, que conectan los subniveles principales con los niveles de perforación.
- Nivel de perforación, en todos los caserones, según la disposición indicada previamente. Conectan las estocadas de cara libre y atraviesan cada caserón longitudinalmente, permitiendo la perforación radial debajo de ellos.
- Nivel de transporte, que se conectan a la mayoría de los subniveles principales con los niveles de perforación inferiores y que permiten la evacuación del mineral arrancado hacia la rampa de acceso.
- Galerías slot, las cuales conectan a las galerías de producción en la parte posterior del cuerpo, y sirven para comenzar con la extracción de mineral luego de generar la cara libre.

- Chimeneas slot, perforación principal generada para iniciar la cara libre.

Algunas labores mencionadas previamente, así como la identificación de equipos necesarios se muestra en la Figura 36. Se debe considerar que la perforación se realiza anticipadamente como una operación continua e independiente de la voladura (cada voladura implica entre dos a cinco abanicos por galería).

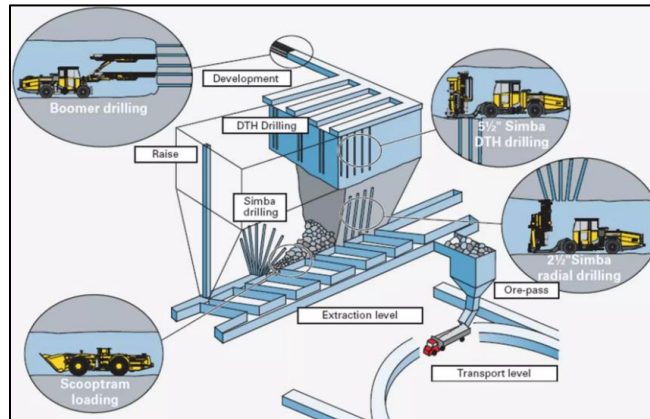


Figura 36 Vista isométrica de método de explotación Sublevel Stopping, operaciones mineras.

3.5 Bases Financieras

Para llevar a cabo una evaluación financiera representativa del complejo minero estudiado, se requiere de información actualizada de la base de datos de costos, precios de venta del producto, consideraciones financieras, alcance de la evaluación, entre otros factores. En esta sección se describen las distintas consideraciones adoptadas, además de sustentar los parámetros utilizados en la evaluación.

Las bases de datos requieren de estimaciones y escalamientos previos a su uso en el estudio.

3.5.1 Tasa de cambio y descuento

En cuanto a la tasa de cambio utilizada, el cliente indica que se utilizará una tasa fija de 920 USD/CLP, establecida para todo el periodo que operará la mina. Por su parte, la tasa de descuento señalada se establece en 9.3%, considerando que el año de inicio será en 2025.

3.5.2 Precio de venta de concentrado

En el estudio se considera que el producto final es pellet feed, con una ley de hierro de 68%. De acuerdo con información proporcionada, este valor es ligeramente variable en el mediano plazo, por lo que para la determinación de la envolvente económica se utiliza el valor promedio entre los años 2026 y 2031, el cual corresponde a 73.04 USD/t conc. En la Figura 37 se muestra la evolución del precio del concentrado en función del tiempo.

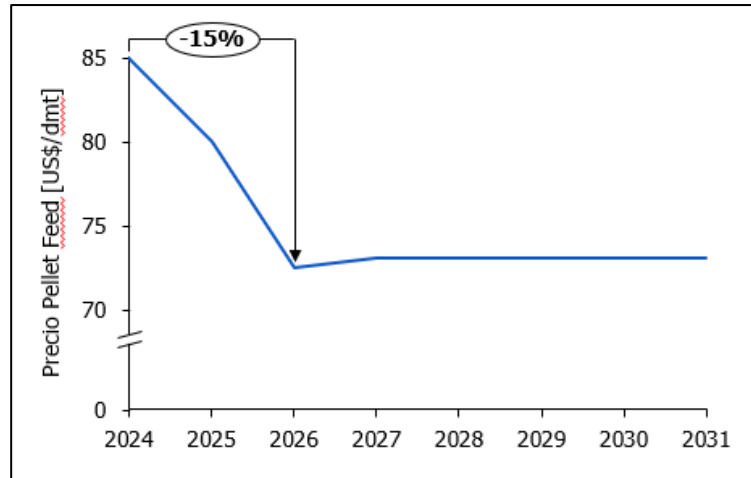


Figura 37 Precio de Pellet Feed en el Mediano Plazo.

3.5.3 Insumos y criterios

Dentro de los principales insumos considerados en la evaluación económica del proyecto se mencionan el agua, energía, combustible y mano de obra. En la Tabla 10 se indican los costos de energía y combustible en el largo plazo, los cuales se obtienen desde la planilla de costos compartida por el cliente.

Tabla 10: Costo de insumos principales.

INPUT	UNIDAD	2023
Costo Energía	USD/MWh	0.19
Costo Combustible	USD/lit	0.83
Costo de agua	USD/m³	0.77
Precio de explosivo base	USD/kg	0.65

3.6 Bases RRHH

De acuerdo con la información de los estudios anteriores se ha definido que la operación de la mina se lleva a cabo mediante un sistema de 2 turnos al día, en donde cada turno tiene una duración de 12 horas. En función de esto se consideran 4 grupos rotativos, lo cual refleja que un grupo se encuentra en descanso mientras los otros se encuentran en turno.

Sección 2 Estimación de Reservas

3.7 Valorización de Modelo de Bloques

La primera etapa para la obtención de la envolvente económica es la valorización del modelo de bloques. La metodología planteada considera los ingresos por la venta del producto, en este caso Pellet Feed, y los costos asociados al tratamiento del mineral y la misma venta del producto. Cabe notar que el costo mina no se considera en la valorización del modelo,

esto con la finalidad de generar un NSR (net smelter return) de corte con el mismo valor del método de minado establecido.

En la Ecuación 3, Ecuación 4 y Ecuación 5 se muestran las expresiones utilizadas para la estimación del NSR, en donde:

- Pconc: Precio de concentrado (USD/t conc)
- Rch: Recuperación de Chancado (%)
- Rconc: Recuperación de Concentración (%)
- Rmol: Recuperación de Molienda (%)
- Rp: Recuperación Mineral (%)
- Cchanc: Costo de Planta de Chancado (USD/t)
- Cconc: Costo de Planta Concentradora (USD/t prec)
- Cmol: Costo de Planta de Molienda (USD/t conc)
- Crel: Costo de espesamiento del relave (USD/t rel)
- CFconc: Costo de filtrado del concentrado (USD/t conc)
- CTconc: Costo de transporte del concentrado (USD/t conc)
- Cemb: Costo de embarque (USD/t conc)

$$I = P_{conc} \times \frac{R_p}{100}$$

Ecuación 3: Ingresos por venta de concentrado.

$$CT = (CT_{conc} + CF_{conc} + C_{emb}) * (R_p/100) + (C_{rel} + C_{mol}) * (R_{ch}/100) * (R_{conc}/100) + (C_{conc}) * R_{ch}/100 + C_{chanc}$$

Ecuación 4: Costos totales para procesamiento de mineral.

$$NSR = I - CT$$

Ecuación 5: Estimación de NSR.

En base a estudios anteriores del mismo yacimiento, se obtienen los valores mostrados en la Tabla 11. Se decide emplear un criterio conservador y se ocupa el valor máximo para las etapas posteriores de este estudio.

Tabla 11: Parámetros económicos para valorización de modelo de bloques.

Modelo de Costos –UG	Unidad	Valor Final
Precio Pellet Feed 68%	USD/ton conc	73.04
Costo Chancado	USD/ton	2.81
Costo Concentración	USD/ton precon	3.6
Costo Molienda	USD/ton conc	7.85
Manejo Relave	USD/ton relave	0.26
Costo Filtrado de concentrado	USD/ton conc	1.31
Costo Transporte de concentrado	USD/ton conc	2.9
Costo Embarque	USD/ton conc	1.74

En la Tabla 12 se muestra que el costo mina para Sublevel Stopping se encuentra entre los 18 USD/t y 25 USD/t, el cual se considera un rango conservador. Con el fin de evaluar un yacimiento con distintas configuraciones de caserones, y mediante la comparación de variabilidad entre la cantidad de tonelaje y las leyes resultantes, se considera estudiar una envolvente con NSR de corte mayor o igual a 20 USD/t.

Tabla 12: Comparación de índices por método de explotación

Ítem	Método	Recuperación (%)	Dilución (%)	Ritmo (tpd)	Índice Preparación	Costos (USD/t)	Mecanización	Selectividad	Comentarios
1	Open Pit	90-100	3-8	5,000>150,000	REM 1-4	1.2 – 2.5	Alta	Alta	Costo expresado en US\$/t movida
2	Block Caving	90	20-35	1,200>150,000	>2000	5 – 10	Alta	Baja	Altura columna sobre 100 metros
3	Sublevel Caving	90	20-30	4,000-70,000	>200	14 – 15	Alta	Media	
4	Longwall Mining	75	5-10	1,000-15,000	>50	15 – 30	Alta	Media	Utilizado principalmente en minería de carbón
5	Sub level Stopping	75-90	5-10	5,000-15,000	100-500	18 – 25	Alta	Alta	90% con recuperación de pilares
6	Room and Pillar	75	5-8	1,000-15,000	50	15 – 30	Alta	Alta	
7	Shrinkage Stopping	75-85	20-30	2,000-4,500	50-250	25 – 45	Media	Alta	
8	Cut and Fill	90	2-8	40-4,500	20-200	40 – 150	Media	Alta	Alternativas de relleno

Ítem	Método	Recuperación (%)	Dilución (%)	Ritmo (tpd)	Índice Preparación	Costos (USD/t)	Mecanización	Selectividad	Comentarios
									detrítico e hidráulico
9	Top Slicing	75	5-10	1,000-8,000	20-100	35 – 100	Media	Alta	
10	Square Set Stoping	76	5-11	500-5,000	20-80	35 – 100	Media	Alta	Requiere mucha enmaderación

Finalmente, en la Figura 38 se muestran unas vistas isométricas del modelo de bloques valorizado. De igual forma, en la Figura 39 se muestra la curva de tonelaje ajustada al NSR calculado anteriormente.

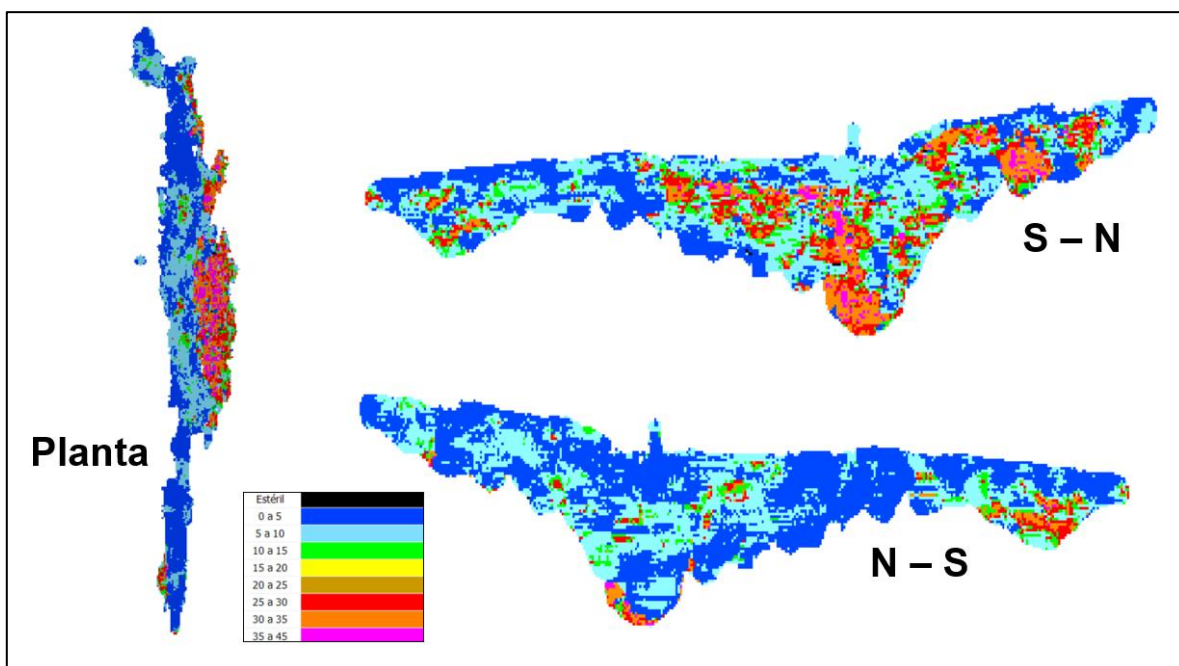


Figura 38 Vistas isométricas del modelo de bloques valorizado

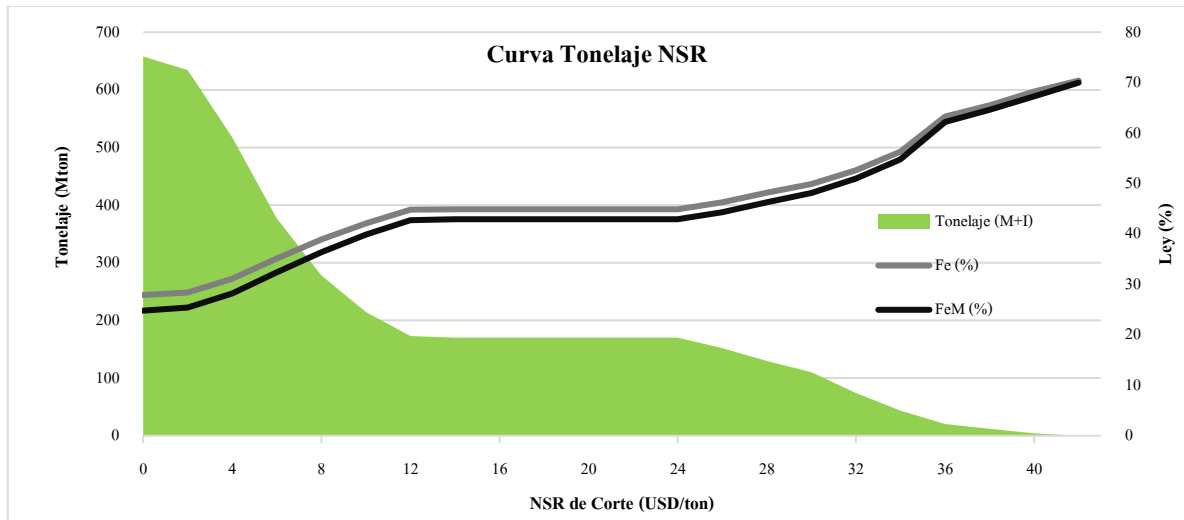


Figura 39 Curva Tonelaje - NSR.

3.8 Criterios para el diseño geométrico de caserones

La geometría básica de un caserón por Sublevel Stopping está dada por:

- Las limitaciones de longitud están dadas por condiciones geomecánicas de estabilidad de la roca, ayudando al auto soporte de la unidad de explotación.
- Las limitaciones operacionales para el ancho están dadas por condiciones geomecánicas de estabilidad del cuerpo mineralizado.
- Para este método de explotación se considera dejar pilares de 10 metros, y losas de 15 metros, sin considerar recuperación de ellos. Esto de acuerdo con los máximos establecidos en las bases geomecánicas, asegurando con ello la estabilidad para todas las zonas.
- En consideración de las zonas definidas para la optimización, y comparando la forma que toma el yacimiento, las zonas 1 y 6 quedan alejadas de la optimización, siendo descartadas previas a realizar la envolvente económica.
- La forma de los caserones debe corresponder a una geometría regular, de manera operativa. Para este caso, se conservará el sólido de envolvente mineral que arroja MSO de Datamine de acuerdo con los parámetros económicos y geométricos dados con el análisis geomecánico nuestro y la información entregada por el cliente.

Las dimensiones de los caserones se podrán encontrar en la Tabla 13:

Tabla 13: dimensiones de caserones según zonas geotécnicas.

Zona	Ancho (m)	Rango de longitud (m)	Alto (m)
Zona 2 (doble)	30	30 a 50	40
Zona 3	20	20 a 30	30
Zona 4	20	20 a 30	30
Zona 5 (doble)	30	30 a 35	50
Zona 5 (simple)	20	20 a 35	50

Es importante notar que se proponen dos tipos de caserones para la zona 5, dobles y simples. Esto se debe principalmente a una elección que se realiza, dado que las condiciones geomecánicas lo permiten, bajo la cual podemos verificar si se puede extraer tonelaje con menor cantidad de caserones y menor cantidad de metros desarrollados. La principal consideración al hacer dicha elección radica en ver el tonelaje y NSR en zonas donde surgen caserones posteriores a la optimización, tal como se puede apreciar en la Figura 40:

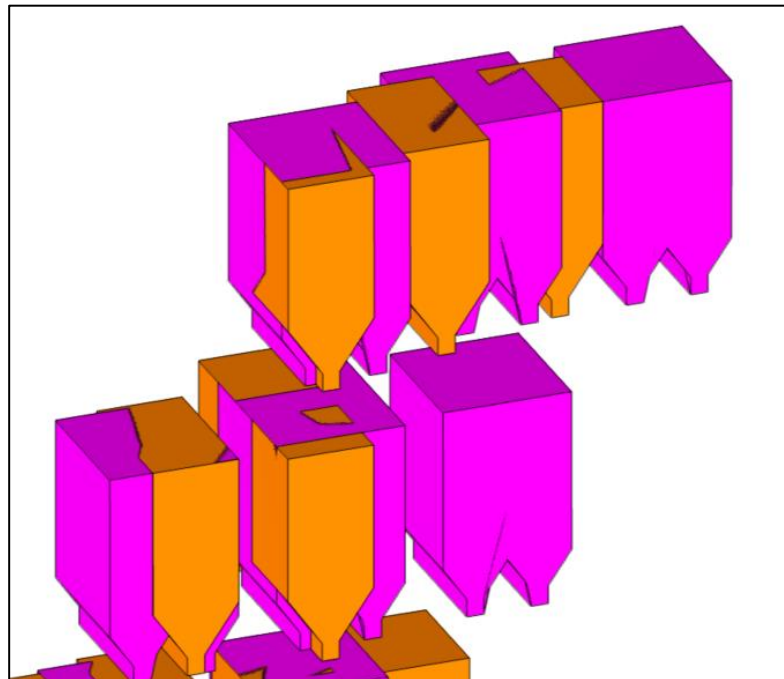


Figura 40 disposición de caserones a optimizar en zona 5.

Como adicional, cada caserón tendrá incorporado un ítem de dilución, de acuerdo con el índice ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough), el cual indica los metros de sobreexcavación en las paredes debido a la extracción de material desde

los caserones. La aplicación de este índice se puede ver en la Figura 41, detallando en particular los resultados para cada zona según la Tabla 14:

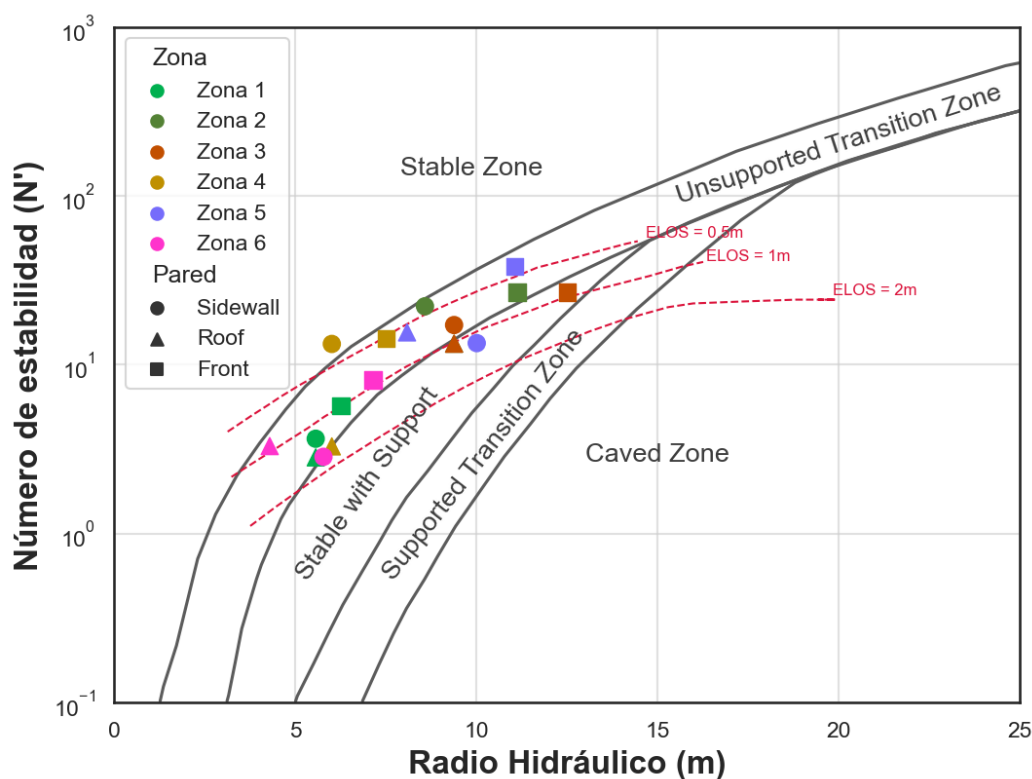


Figura 41 gráfico de Potvin, añadiendo intervalos de ELOS para cada zona.

Tabla 14: ELOS para cada zona a evaluar.

Zona	ELOS (m)
Zona 2	1
Zona 3	0.8
Zona 4	0.4
Zona 5 (doble)	1.6
Zona 5 (simple)	1.1

3.9 Envoltente Económica

Para la generación de la envoltente económica se consideran diferentes herramientas dependiendo del yacimiento, su geometría, y el método de minado verificado con consideraciones geomecánicas. Esto, sumado con la ley de corte variable, permite obtener el tonelaje, leyes económicas, dilución y recuperación, así como las geometrías en 3D

desplegadas a lo largo del yacimiento. En esta etapa se realiza una envolvente, valorizando el modelo de bloques y ejecutando filtros de selección de recursos minables utilizando un optimizador de caserones. A partir de estas simulaciones se define la envolvente económica subterránea.

Dentro de los criterios asumidos para la optimización de la envolvente se mencionan los siguientes:

- Separación entre caserones (pilares) de 10 m.
- Separación entre niveles (losas) de 15m.
- CutOff NSR = 20 USD/t
- Incorporación de parámetros de dilución (ELOS) a cada caserón, permitiendo un filtro por margen positivo.
- Máxima distancia entre niveles de caserones desde techo a piso de 250 metros.
- Distancia al rajo de 15m respecto a la cota.

La estimación del NSR de corte de 20 USD/t considera el diseño variable de caserones, según lo indicado por Geomecánica. Los pasos considerados previamente se muestran en la Figura 4242, evidenciando finalmente 139 caserones repartidos en dos zonas geotécnicas, teniendo diseño de caserones dobles y simples.

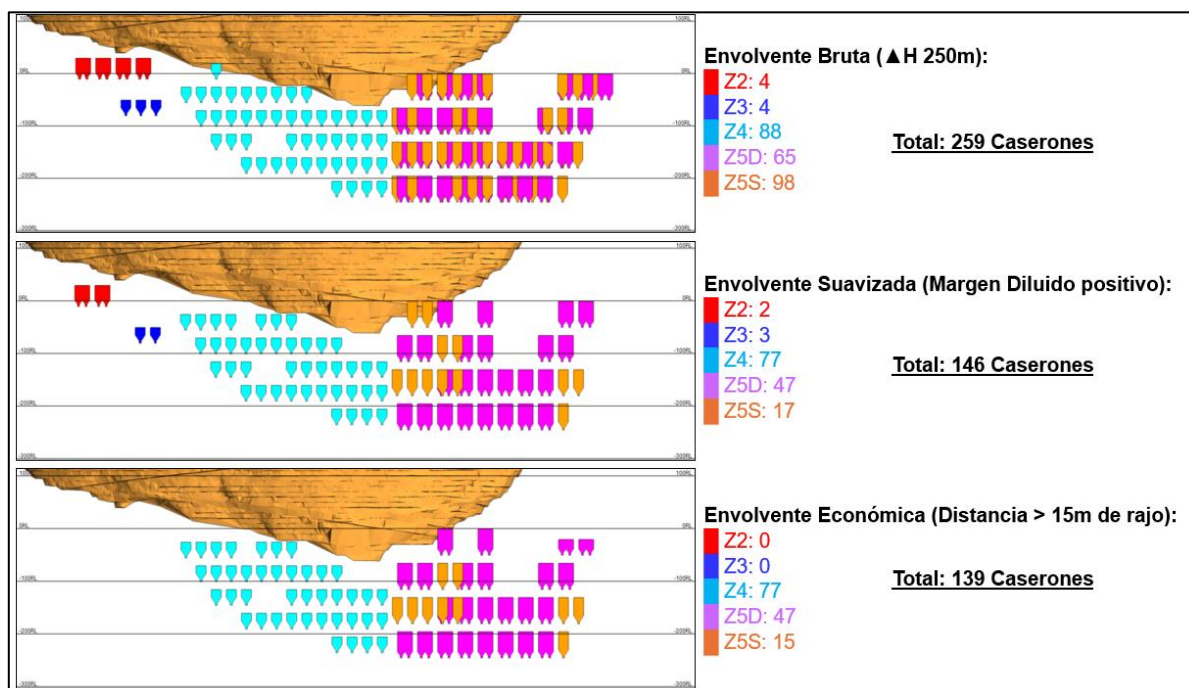


Figura 42 suavizamiento de envolvente económica.

Finalmente, la cubicación de los 139 caserones remanentes se muestra en la tabla XX. Para ello, se cubicaron respecto al modelo de bloques en su totalidad, incluyendo la dilución indicada según el ELOS. La distribución de los recursos por categoría y diseño de caserón se muestra en la Tabla 15, notando que los caserones dobles en la zona 5 representan el 63% de las reservas a extraer. De igualmente, se evidencia la importancia de la zona 5, contemplando casi el 75% de todos los recursos presentes en la mina subterránea.

Tabla 15 reservas en caserones UG.

Categoría	Zona 4				Zona 5 (dobles)				Zona 5 (simples)				Total			
	Tonelaje (ton)	Fe (%)	FeM (%)	NSR (USD/ton)	Tonelaje (ton)	Fe (%)	FeM (%)	NSR (USD/ton)	Tonelaje (ton)	Fe (%)	FeM (%)	NSR (USD/ton)	Tonelaje (ton)	Fe (%)	FeM (%)	NSR (USD/ton)
Medido	2,410,706	43.4	41.4	28.6	4,814,777	48.2	46.6	31.1	652,097	46.3	44.5	31.0	7,877,580	46.6	44.8	30.3
Indicado	932,890	39.3	37.2	27.3	3,008,504	44.0	42.1	29.8	660,610	38.0	35.8	26.5	4,602,003	42.2	40.2	28.8
Total	3,343,596	42.3	40.2	28.3	7,823,280	46.6	44.9	30.6	1,312,707	42.2	40.1	28.7	12,479,584	45.0	43.1	29.8

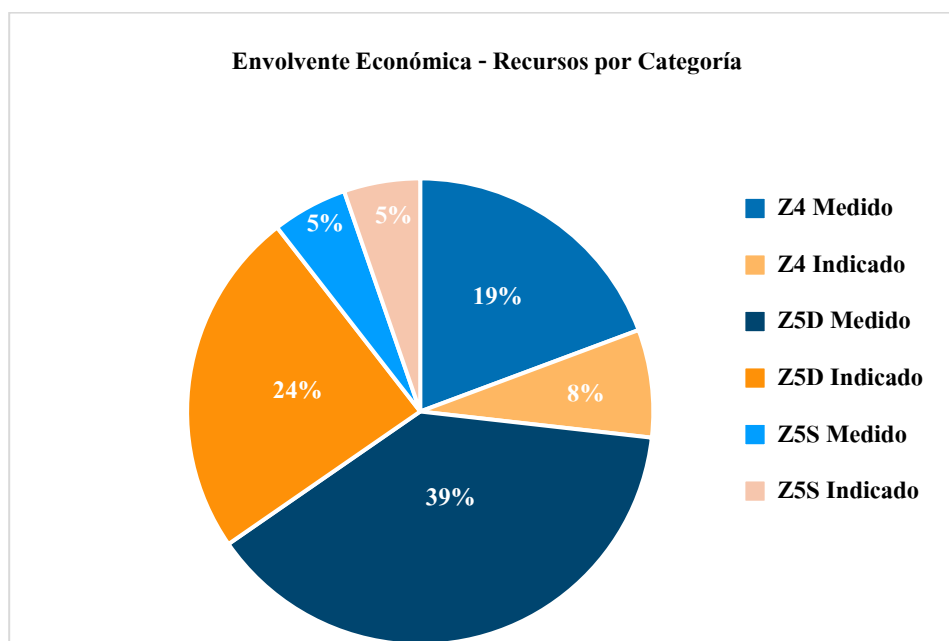


Figura 43 distribución de recursos en envolvente económica

4 RESULTADOS

4.1 Secciones de las labores

Para el diseño de la mina subterránea, se consideran secciones horizontales y verticales, las cuales tienen nombre y función para el desarrollo del proyecto.

Para las labores horizontales se seleccionan dos secciones distintas, variando ambas en el sentido de uso y movimiento de equipos. En la infraestructura, las secciones de 5.5 m x 5.5 m son consideradas para el movimiento de camiones, los cuales trasladarán el material desde interior mina hacia planta o botadero.

Las demás labores horizontales se consideran de 4.5 m x 4.5 m, en función de optimizar el costo de preparación asociado al método de explotación seleccionado. Por otro lado, las secciones verticales poseen una sección de 4 m de diámetros para el sistema de chimeneas de ventilación, mientras que para cara libre serán considerados de 3m.

Todas las labores mencionadas anteriormente se encuentran de las Figura 44 a la Figura 47.

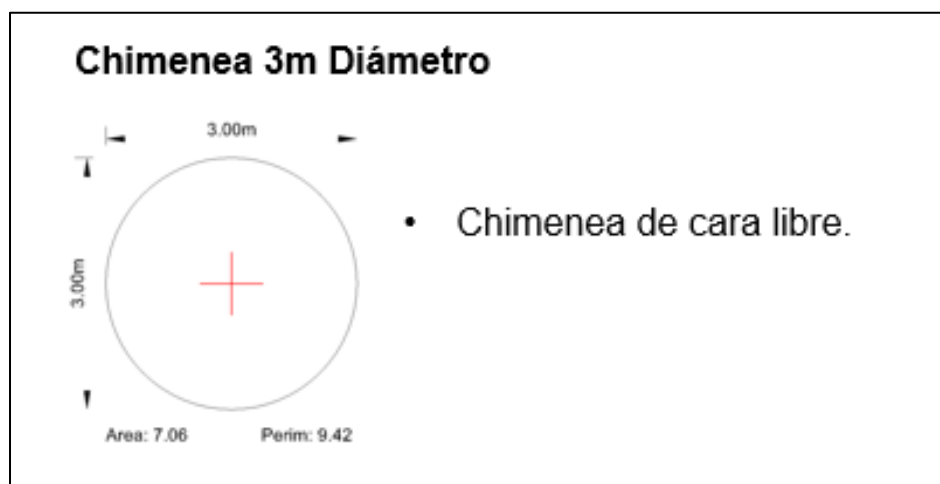
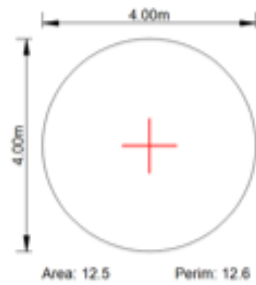


Figura 44 sección de 3m de diámetro (circular).

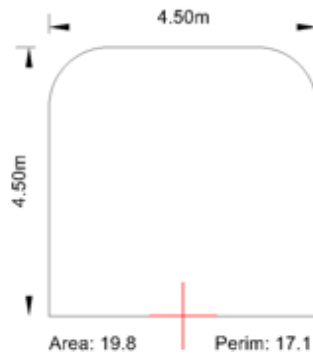
Chimenea 4m Diámetro



- Chimenea de ventilación.

Figura 45 sección de 4m de diámetro (circular).

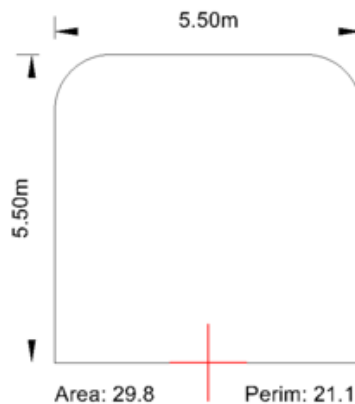
Galería Sección 4.5 x 4.5



- Cruzados de producción
- Estocada Cara Libre
- Nivel de Perforación
- Nivel de Transporte
- Subnivel de Acceso

Figura 46 sección de 4.5 x 4.5m.

Galería Sección 5.5 x 5.5



- Estocada de Drenaje
- Acceso a Carguío
- Acceso a Ventilación
- Estocada de Carguío
- Frontón de Servicio
- Portal de Entrada
- Rampa de Acceso
- Rampa Principal
- Subnivel Principal
- Refugio Móvil

Figura 47 sección de 5.5 x 5.5m

4.2 Diseño UG: Sublevel Stopping

Las consideraciones tomadas para la realización del diseño y la infraestructura son las siguientes:

- Se debe respetar la zona de envolvente, en la cual es necesario plantear una recomendación de diseño con rampas a lo menos a 50m de distancia de los caserones. Esto, con el fin de no afectar su estabilidad y fortificación.
- La distribución de estaciones de marina es definida a través de los distintos niveles, estableciendo una única estocada por nivel (y por sector), que permita al equipo LHD recorrer una distancia máxima de 250m desde cualquier punto.
- Se consideran 2 chimeneas de ventilación de extracción, realizadas con metodología Raise Borer desde las rampas del rajo. A su vez, el diseño contempla la profundización de dichas chimeneas a través de un sistema escalonado, con chimeneas realizadas con metodología VCR, a una distancia en altura no mayor a 35m.
- Se considera que el sistema de transporte de mineral sea a través de camiones, los cuales serán cargados con material en las estocadas de marina.
- La rampa principal está conceptualizada como galería de exploración: su función será capturar información geológica y de recursos mineros presentes bajo el rajo en la zona sur, partiendo desde la cota 75 a la -55. Su construcción se realiza primero y el diseño permite acceder tempranamente a caserones. No obstante, el inicio de la explotación estará dado según la habilitación de esta. Se estima su construcción en 18 meses.
- Se deben maximizar las distancias con la misma orientación y pendiente. Esto con la finalidad de que equipos de transporte puedan alcanzar máximas velocidades y por ende máximas productividades. Los tramos deben tener un mínimo de 15 m de longitud sin cambiar su orientación y pendiente.

También se consideran las siguientes labores para el desarrollo del diseño:

- *Acceso/Estocada de Carguío:* labor que permite acceder a los equipos que depositarán el material en planta o en botaderos. Tiene una sección semicircular de 4.5 m x 4.5 m.
- *Acceso a ventilación:* labor que conecta la chimenea de ventilación con los distintos niveles y/o rampa principal de manera de aumentar el caudal de aire ingresado a la mina. Tiene una sección semicircular de 5.5 m x 5.5 m.
- *Chimenea de cara libre:* labor vertical que permite generar una cara libre para la tronadura. Tiene una sección circular de 3m.

- *Chimenea de ventilación:* Labor vertical que será utilizada para ingresar caudal de aire fresco al interior de la mina UG. La sección considerada es una chimenea circular de 4 m de diámetro realizada con RB y VCR.
- *Cruzados de producción:* labor horizontal que será utilizada en caserones dobles, con el fin de facilitar la movilidad del equipo LHD, permitiendo su desplazamiento entre los niveles de perforación (junto al nivel de transporte) de cada caserón doble. La sección considerada es de 4.5 x 4.5.
- *Estocada cara libre:* labor horizontal utilizada para generar la cara libre posterior a la voladura, permitiendo la explotación por tajadas del caserón. Dependiendo de la altura del caserón, se realizan en uno o dos pisos. En dicha estocada también se dispone la chimenea de cara libre. La sección considerada es de 4.5 x 4.5.
- *Estocada de drenaje:* labor horizontal utilizada para disponer de las bombas de drenaje de la mina, permitiendo la extracción de agua subterránea que infiltra durante los trabajos. La sección considerada es de 5.5 x 5.5 m.
- *Frontón de servicio:* labor horizontal utilizada para disponer de generador y/o subestación eléctrica al inicio de cada nivel, desde la rampa de acceso. Considera una sección de 5.5 x 5.5 m.
- *Nivel de perforación:* labor realizada a través del cuerpo mineral, en donde se realiza la batea en que se recolecta el material tronado. En esta labor se desarrolla la perforación radial, para lo que se considera una sección semicircular de 4.5 m x 4.5 m. Dependiendo de la altura del caserón, se realizan en uno o dos pisos.
- *Nivel de transporte:* labor realizada entre caserones dobles de zona 5, que permite la conexión entre los niveles de perforación a través de los cruzados de producción. Considera una sección de 4.5 x 4.5 m.
- *Portal:* labor horizontal realizada a la entrada de la mina, permitiendo el acceso y posterior trabajo de toda la faena. De 15 m de largo, en la horizontal, se dispone uno en zona 4 y otro en zona 5. Considera una sección de 5.5 x 5.5 m.
- *Rampa de Acceso:* labor con las mismas consideraciones que la rampa principal, con la principal diferencia que no está conceptualizada como Galería de Exploración. Permite conectar los niveles entre ellos, habilitando el traspaso de equipos entre estos.
- *Rampa principal:* labor horizontal que conecta desde los accesos al cuerpo mineral con la superficie. Tiene una sección semicircular de 5.5 m x 4.5 m con una pendiente máxima de 15%. Además, se considera un radio de giro de 20 m, de manera que todos los equipos seleccionados sean capaces de

maniobrar sin problemas durante el transcurso de la construcción de las labores de preparación y desarrollo. Está conceptualizada como Galería de Exploración.

- *Refugio Móvil*: labor horizontal que permite la disposición de refugios mineros móviles, infraestructura minera esencial para la seguridad de la dotación al interior de la mina. Considera una labor de 5.5 x 5.5 m.
- *Subnivel de acceso*: labor que conecta el subnivel principal y el nivel de perforación de forma perpendicular. Como criterio de diseño se considera esta labor con un largo mínimo de 10 m, de manera de proteger el equipo cuando comiencen las labores de extracción del material hundido. La sección semicircular correspondiente es de 4.5 m x 4.5 m.
- *Subnivel principal*: Labor que conecta las labores de subnivel de acceso con la rampa de acceso, conectando en cada uno de los niveles. Esta sección está considerada de 5.5 m x 5.5 m.

El total de metros de la mina se encuentra en la Tabla 16. En particular, se obtienen 34,786 metros, considerando casi 4000 metros de rampa entre acceso y principal, así como 650m aproximadamente de chimeneas de ventilación. La labor que más metros engloba es el subnivel principal, debido a la conexión que realiza dentro del nivel, entre los caserones y las rampas.

Tabla 16 desglose de metros totales por zona.

Total (m)			
Labor	Zona 4	Zona 5	Total (m)
Acceso a Carguío	102	184	287
Acceso a Ventilación	105	243	348
Chimenea de Cara Libre	2,032	2,517	4,548
Chimenea de Ventilación RB	173	191	365
Chimenea de Ventilación VCR	114	179	293
Cruzados de Producción	0	687	687
Estocada Cara Libre Inferior	1,191	1,231	2,422
Estocada Cara Libre Superior	0	1,383	1,383
Estocada de Carguío	151	182	333
Estocada de Drenaje Principal	60	99	159
Frontón de Servicio	107	78	185
Nivel de Perforación Inferior	1,744	3,304	5,048
Nivel de Perforación Superior	0	1,793	1,793

Total (m)			
Labor	Zona 4	Zona 5	Total (m)
Nivel de Transporte	0	1,444	1,444
Portal	15	15	30
Rampa de Acceso	919	2,004	2,923
Rampa Principal	1,075	0	1,075
Refugio Móvil	74	112	185
Subnivel de Acceso	730	1,646	2,376
Subnivel Principal	2,864	6,035	8,899
Total	11,456	23,330	34,786

Los mismos metros detallados en la tabla anterior se agrupan según tipo de labor en las Tabla 17 y Tabla 18, ya sea su orientación (horizontal o vertical) o su fundamento. De igual forma, se muestran los índices asociados a dichos metros en la Tabla 19.

Tabla 17: desglose de metros según orientación de labor.

Labor	Zona 4	Zona 5	Total (m)
Horizontal	9,137	20,442	29,579
Vertical	2,319	2,888	5,206
Total	11,456	23,330	34,786

Tabla 18: desglose de metros según tipo de labor.

Labor	Zona 4	Zona 5	Total (m)
Preparación	4,966	10,228	15,194
Desarrollo	6,489	13,102	19,592
Total	11,456	23,330	34,786

Tabla 19: índices para metros de preparación y desarrollo.

Índice (ton/m)	Zona 4	Zona 5	Total
Preparación	657	917	894
Desarrollo	503	716	694
Total	285	402	391

Un layout de las principales labores de cada nivel se encuentra en la Figura 48. En ella, se detalla desde la llegada de la rampa al nivel, hasta la presencia de los caserones según corresponda, considerando cada una de las labores detalladas previamente.

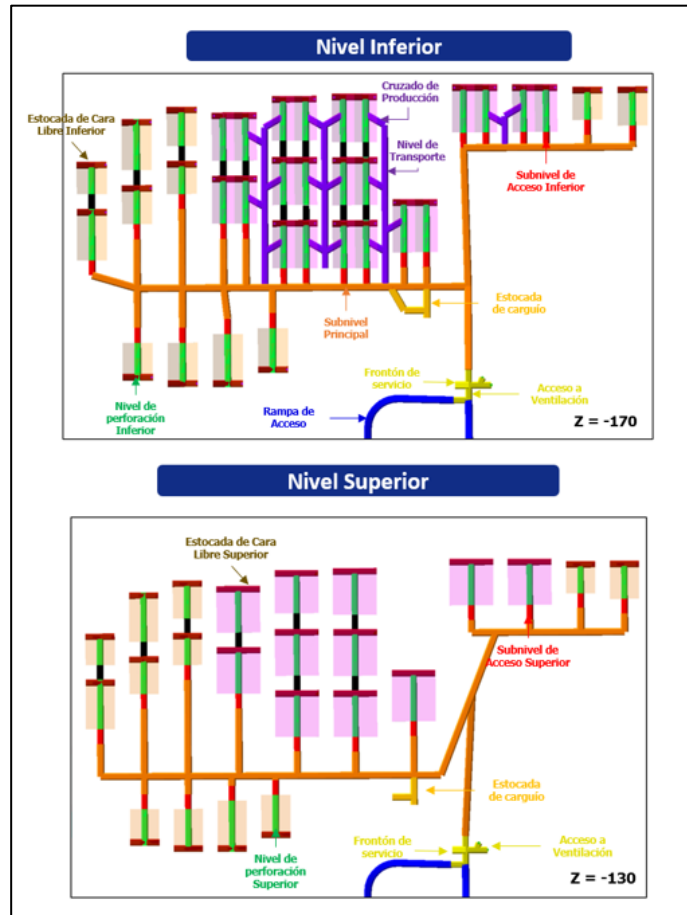


Figura 48 layout de labores principales.

Finalmente, vistas en distinta ubicación se muestran en la Figura 49, evidenciando la disposición final de todos los caserones, coloreados por configuración y zona, así como las rampas y chimeneas diseñadas para la mina. En particular, se aprecia la rampa principal que inicia sus labores mucho más hacia el sur que el cuerpo principal, donde se encuentran ubicados los caserones. Lo anterior, en relación con la galería de exploración a realizar prontamente.

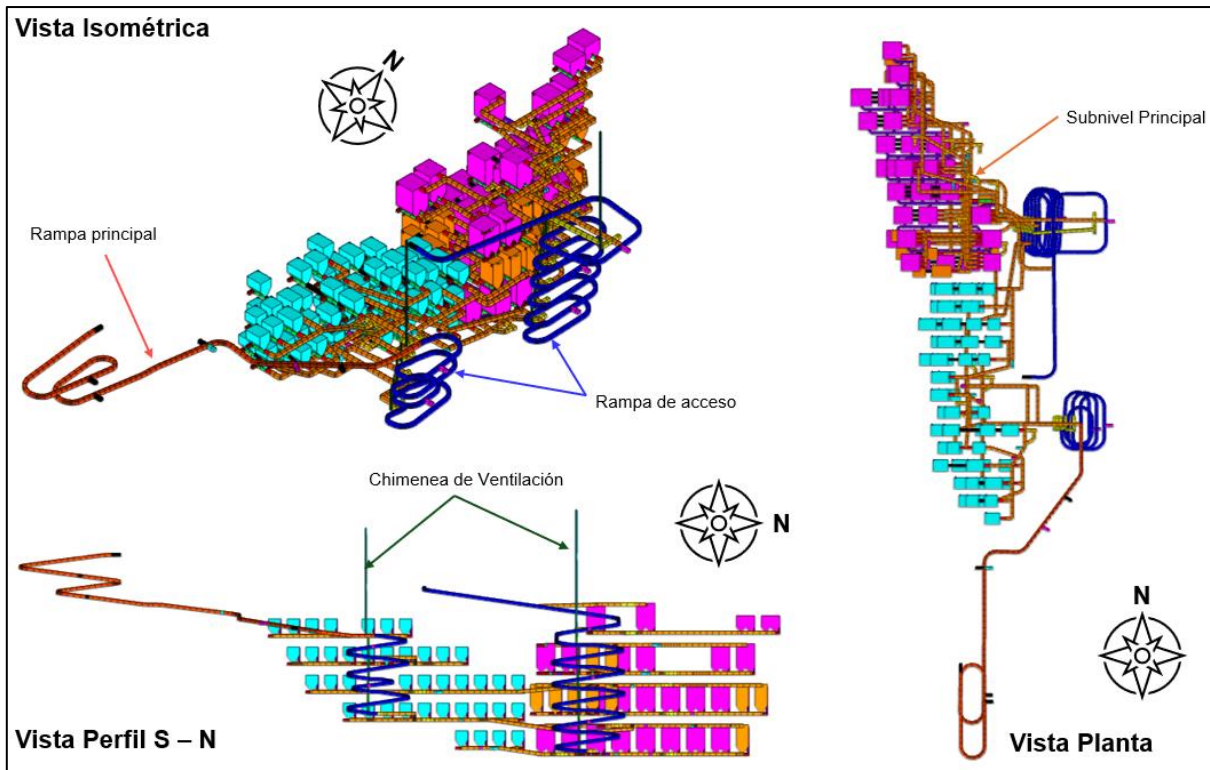


Figura 49 vistas isométricas, perfil y planta de diseño final minero.

4.3 Validación Geomecánica de Diseño

Una de las herramientas más usadas para la evaluación en el entorno de excavaciones son los modelos numéricos. El principal objetivo de la modelación numérica en el diseño minero es calcular los esfuerzos inducidos alrededor de las excavaciones (P. Cepuritis, 2010), y con ello, en la medida que esté disponible un modelo constitutivo de los materiales, es posible deducir las deformaciones asociadas. El enfoque de la presente evaluación consiste en visualizar el impacto inherente a realizar excavaciones relativamente cercanas al rajo. Teniendo esto en consideración, se optó por realizar un modelo numérico 2D en el software RS2 de Rocscience, basado en el método de elementos finitos. El primer paso para la realización de un modelo numérico es la recopilación de información necesaria (ambientes de esfuerzos pre-minería, propiedades geotécnicas de los materiales, geometrías de excavaciones).

4.3.1 Compilación de información

La información empleada para la presente evaluación proviene del “Estudio de Estabilidad”, realizado en noviembre del 2020 por parte de SRK Consulting. En el informe, se presentan un total de 15 unidades geotécnicas, caracterizadas principalmente por la litología y con sus respectivas propiedades geotécnicas. Las unidades empleadas para este estudio se muestran en la Tabla 20. El módulo de Young y el coeficiente de Poisson para cada material fueron determinados en función al GSI, según Hoek & Diederichs (2005) y Karzulovic (2006):

Tabla 20: Propiedades geomecánicas de unidades geotécnicas, según estudio de Estabilidad

Unidad	γ (gr/cm ³)	σ_{ci} (MPa)	m_i	GSI	E_i (GPa)	ν
UG01	2.94	116.1	22.5	52	47.4	0.24
UG02	2.97	334.9	10	54	101	0.24
UG03	2.61	41.1	7.7	35	12.2	0.28
UG04	2.61	41.1	7.7	40	12.5	0.27
UG05	3.33	170.2	7.7	66	72.1	0.21
UG06	2.50	15	22	13	1	0.34
UG07	2.92	225.5	10	68	72.1	0.21
UG08	2.80	210.5	7	51	55.8	0.24
UG10	4.68	127.1	9	45	62.9	0.26
UG11	2.96	136.2	18.6	61	55.8	0.24
UG12	2.60	51.5	12	51	31.8	0.21
UG13	2.60	51.5	12	55	31.8	0.24

γ : Peso Unitario

σ_{ci} ; Resistencia a compresión no confinada

m_i : Parámetro de roca intacta

GSI : Índice de resistencia Geológica para macizos rocosos

E_i : Módulo de Young de roca intacta

ν : Coeficiente de Poisson

Las geometrías que representan cada unidad geotécnica se muestran en la Figura 50 y Figura 51. Adicionalmente, se realizó una representación tridimensional de la superficie piezométrica actual, de acuerdo con el plano presentado en el Estudio de Estabilidad, presentado en la Figura 52.

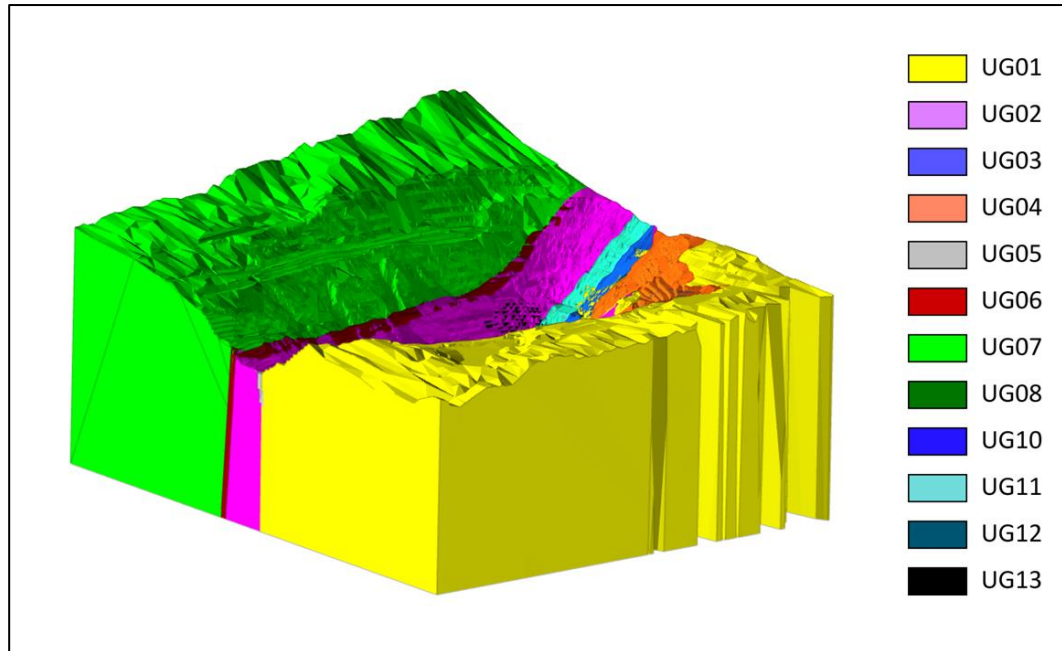


Figura 50 Unidades geotécnicas de Centro (Vista isométrica).

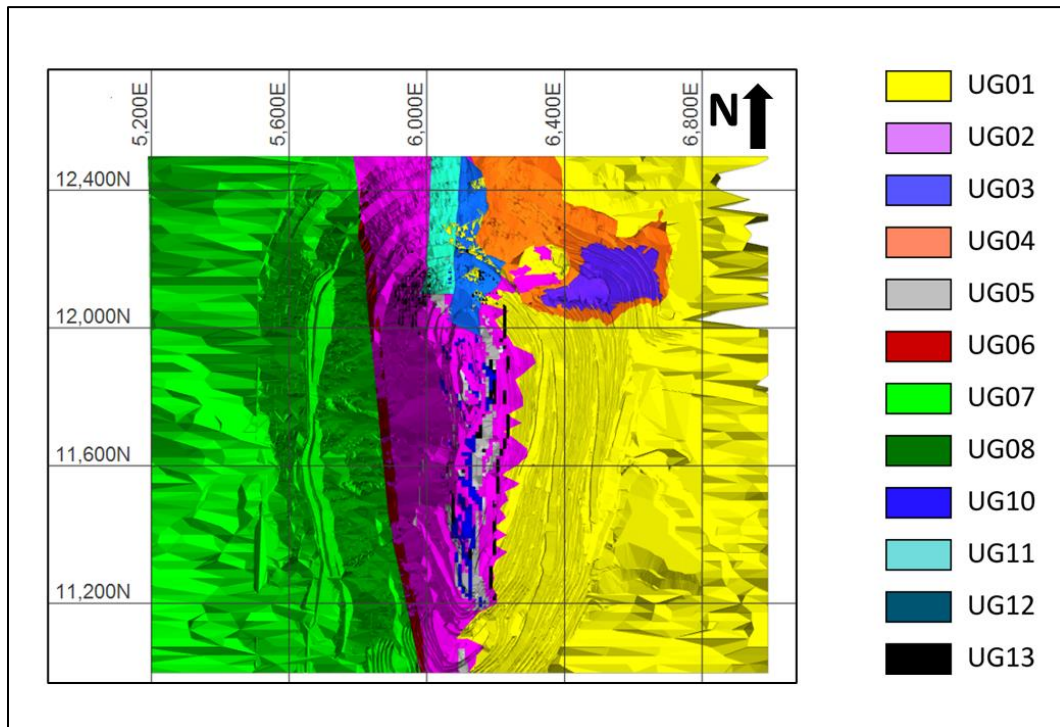


Figura 51 Unidades geotécnicas de Centro (Vista Planta).

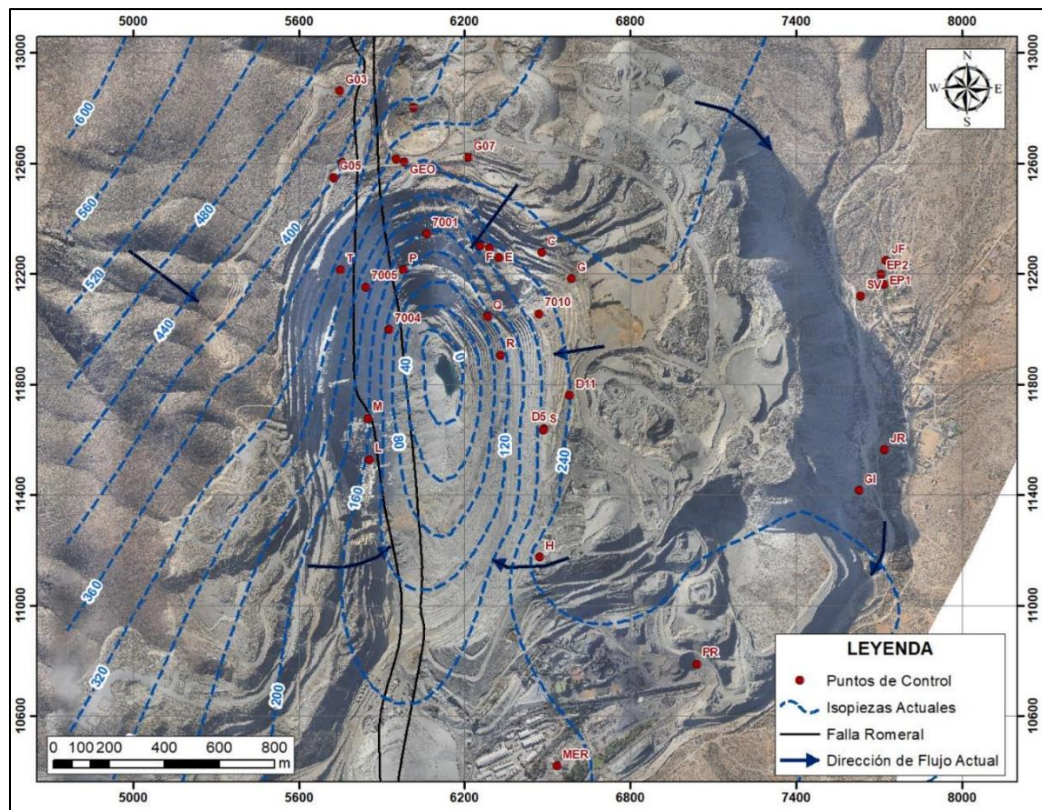


Figura 52 Superficie piezométrica actual (Según Estudio de Estabilidad).

La topografía más actualizada recibida corresponde a la topografía de mediados de 2024, presentada en la Figura 53.

Además, se recibieron sólidos de fallas, de las cuales las más representativas son presentadas en la Figura 54.

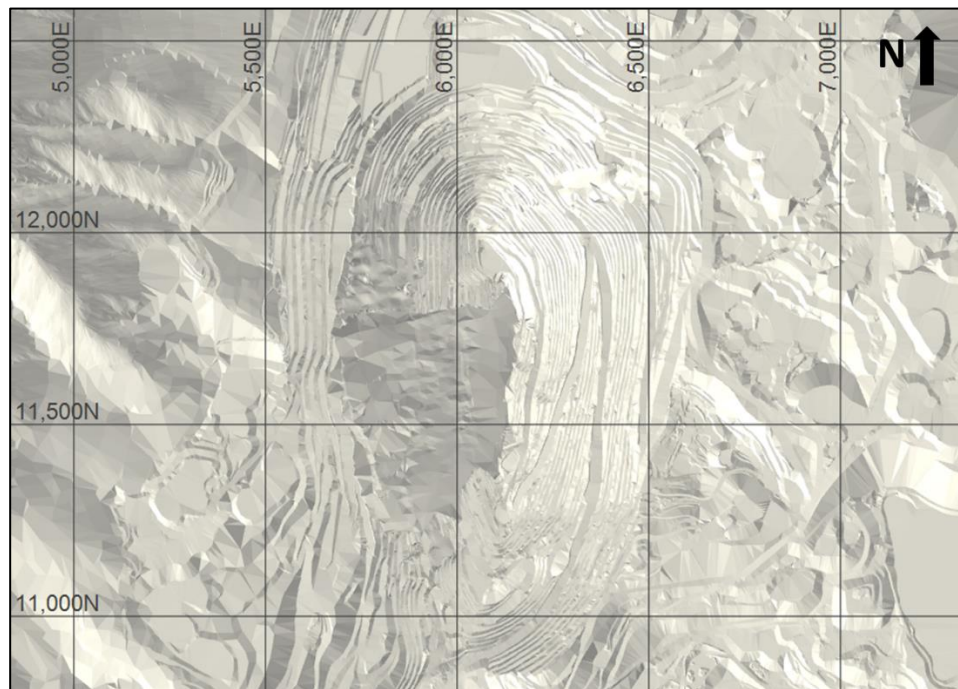


Figura 53 Topografía de mediados del 2024.

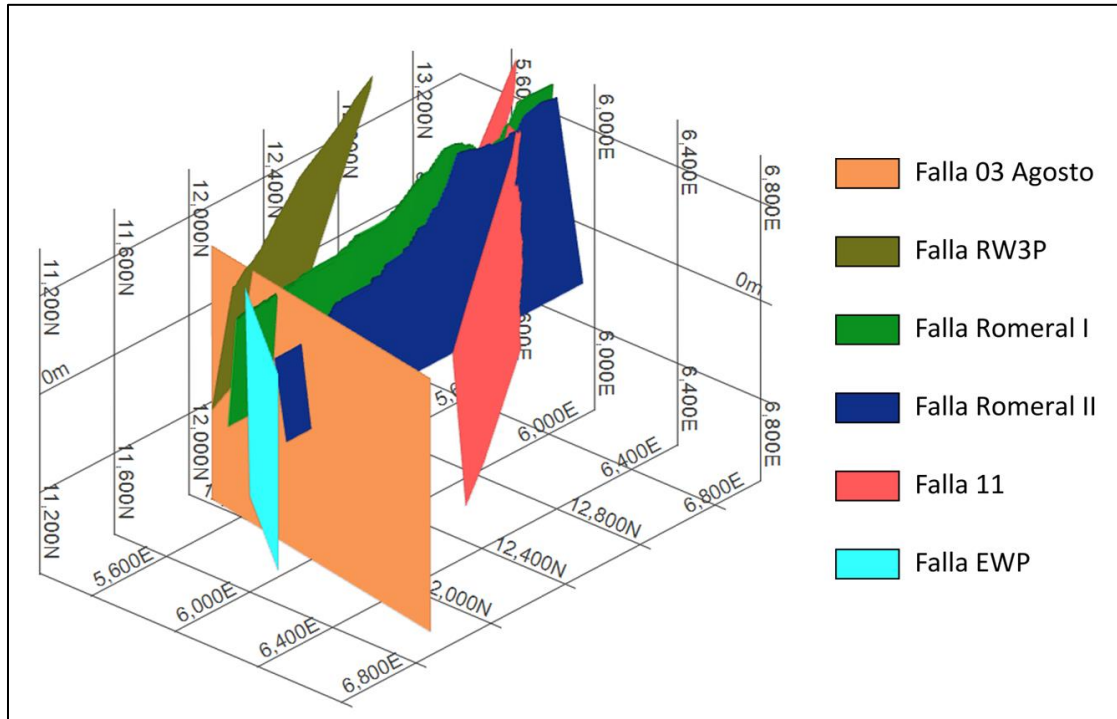


Figura 54 Fallas mayores identificadas.

4.3.2 Modelo numérico de esfuerzos

Los modelos numéricos construidos son de carácter elástico. Los parámetros de Hoek-Brown se calculan a partir del GSI y un factor de disturbancia a criterio. Los valores de m_b , s y a se basan en las ecuaciones presentadas a continuación. El parámetro a no depende del factor de disturbancia.

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

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

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

Se tiene en consideración una profundidad de entre 15 a 25 metros con un factor de disturbancia D 0.8 (según Estudio de Estabilidad Fase V), por efecto de la tronadura en el rajo. Los modelos numéricos trabajan con materiales caracterizados acorde a las propiedades mostradas en la tabla del subcapítulo anterior (ver Tabla 20).

Para la asignación del ambiente de esfuerzos de cada uno de los modelos numéricos, se emplearon los k de esfuerzos presentados en el Estudio de Estabilidad, mostrados en la Figura 55.

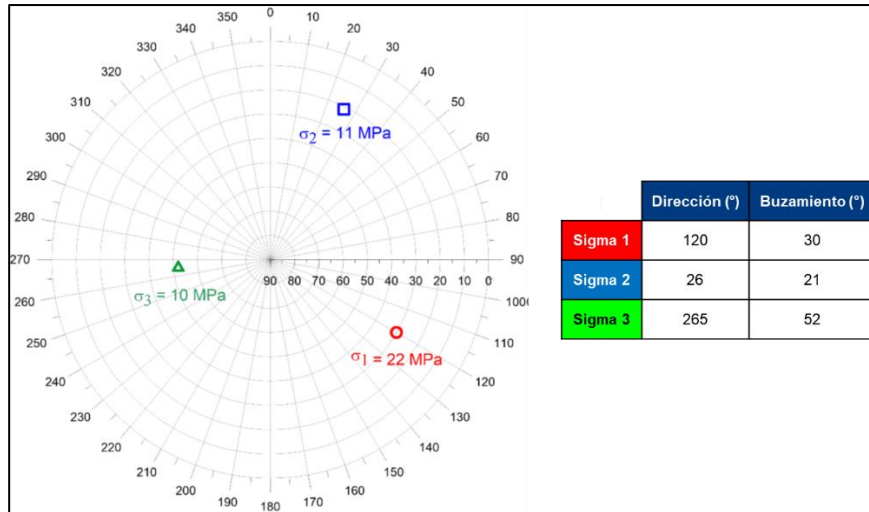


Figura 55 Esfuerzos principales y sus orientaciones (Según Estudio de Estabilidad).

Para el análisis, se seleccionaron cinco secciones verticales representativas, de acuerdo con la cercanía que poseían los caserones al rajo, o a la presencia de infraestructura importante en las secciones presentadas. Los caserones evaluados se muestran en la Figura 56. Las secciones generadas a partir del criterio mencionado se muestran en la Figura 57.

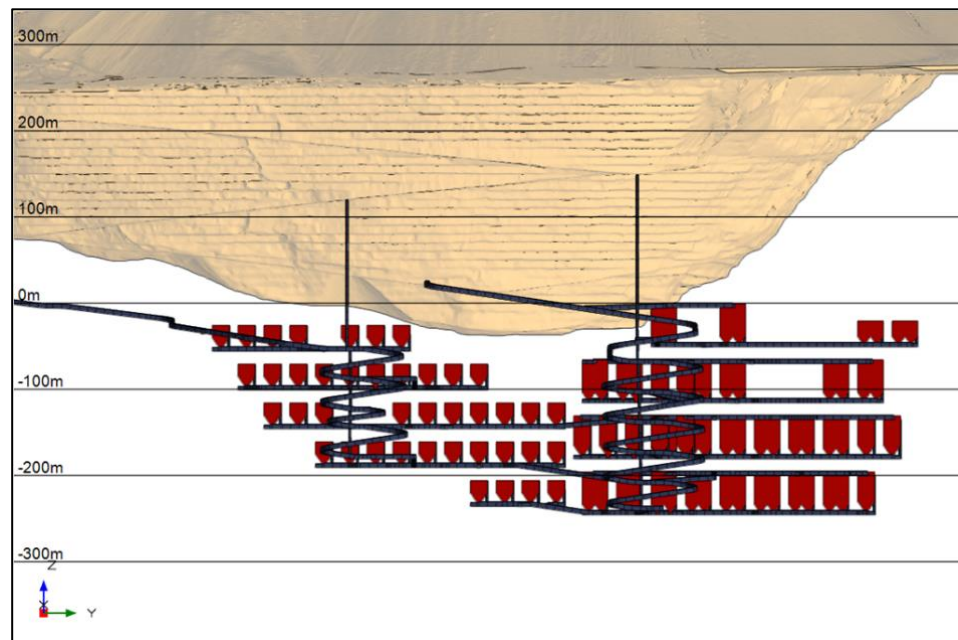


Figura 56 Vista perfil de caserones e infraestructura evaluados en modelos numéricos.

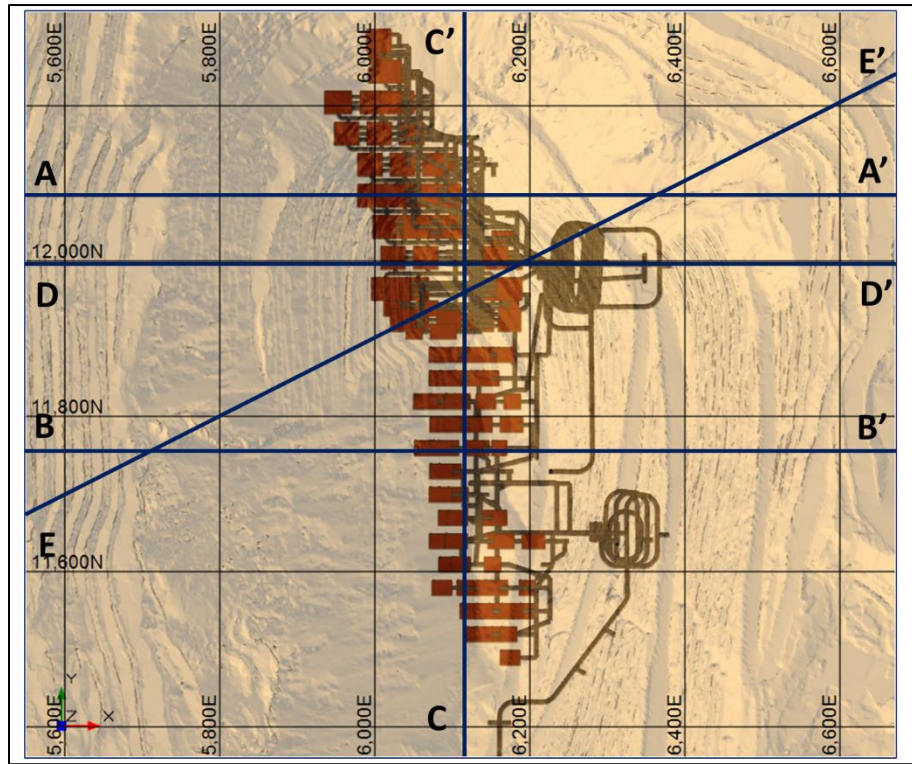


Figura 57 Vista planta de cortes seleccionados para evaluación numérica 2D.

4.3.3 Evaluación geomecánica de resultados

La evaluación de resultados, para cada una de las secciones definidas, se realizará a partir de isocontornos. Los isocontornos por presentar serán de esfuerzos principal mayor (σ_1) y de factor de resistencia o “Strength Factor”. Los resultados para la sección A – A’ se presentan en las Figura 58 y Figura 58. No se presentan condiciones desfavorables en los resultados de Strength Factor asociados al rajo.

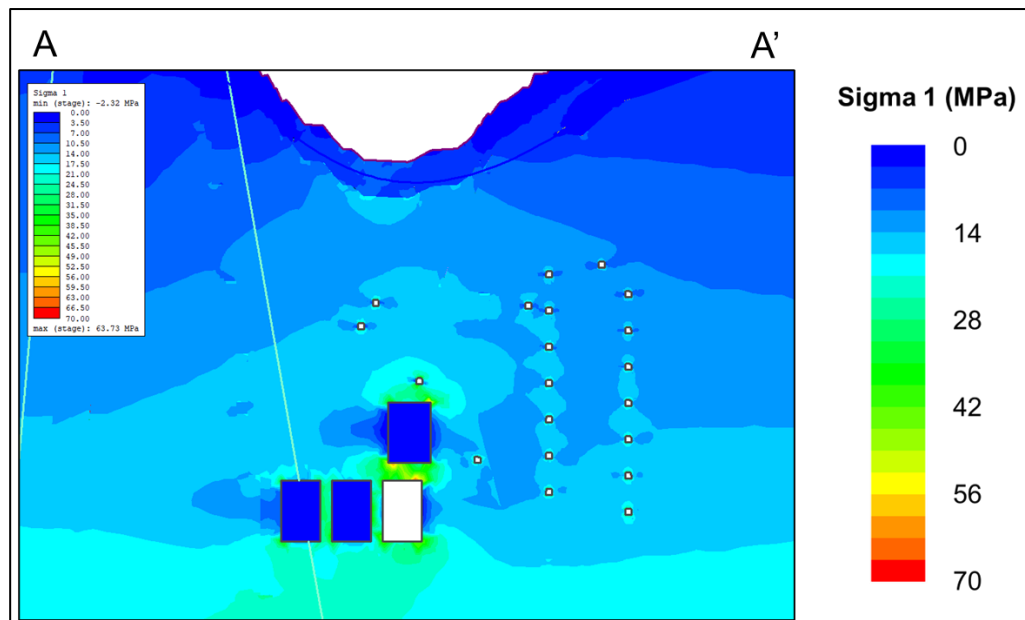


Figura 58 Esfuerzo principal mayor para sección A – A'

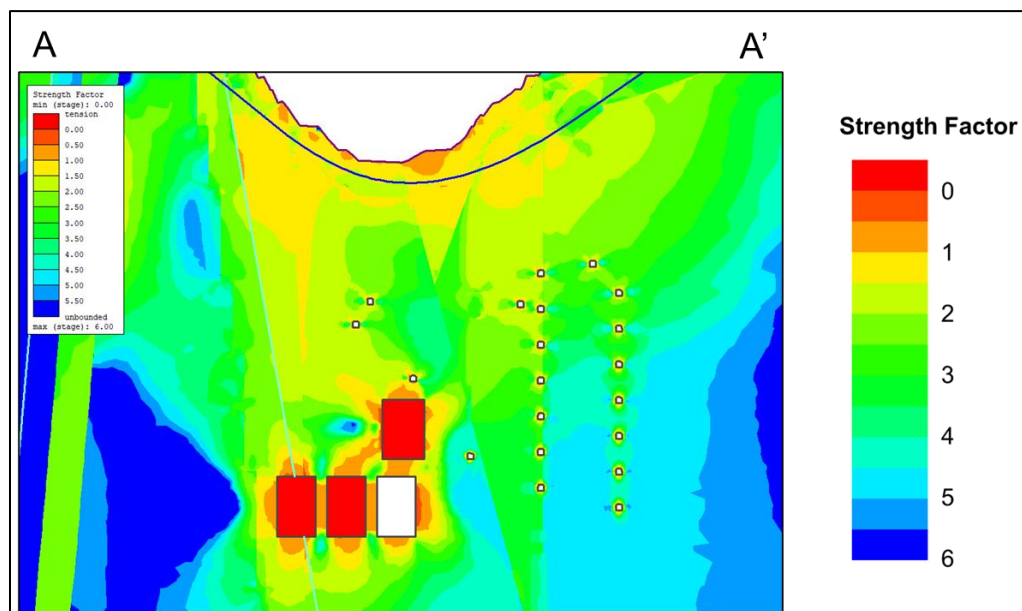


Figura 59 Strength Factor para sección A – A'.

Los resultados obtenidos para la sección B – B' se presentan en las Figura 58 y Figura 59. El resultado no presenta continuidad en los valores de Strength Factor obtenidos por lo que no se puede considerar el pilar como inestable. Tomar en cuenta, como ya se mencionó, que los modelos numéricos 2D representan al caserón como una excavación infinita por lo que los resultados obtenidos son de carácter pesimista.

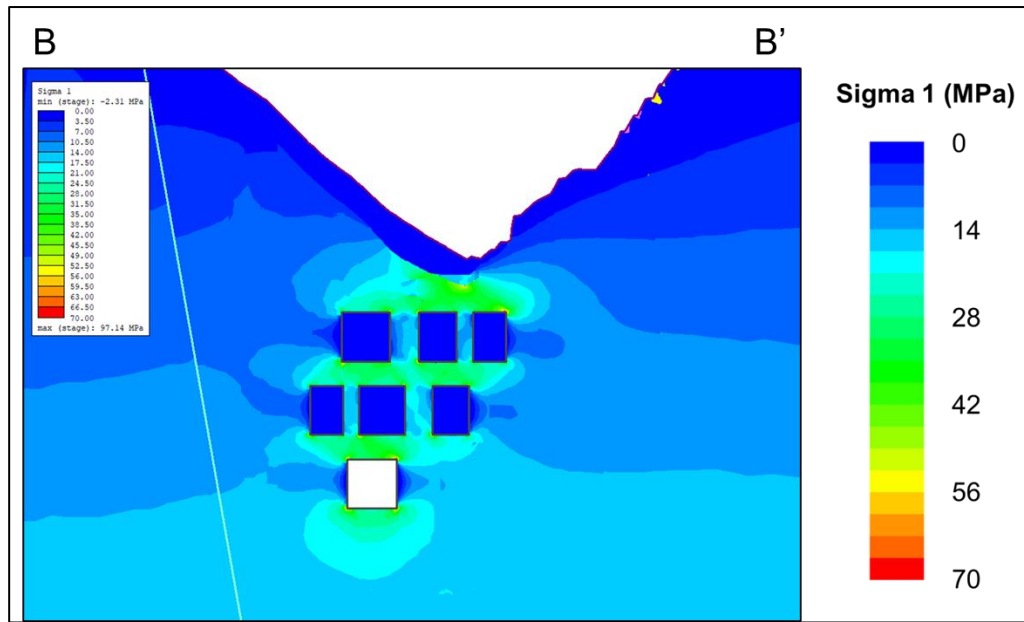


Figura 60 Esfuerzo principal mayor para sección B – B'

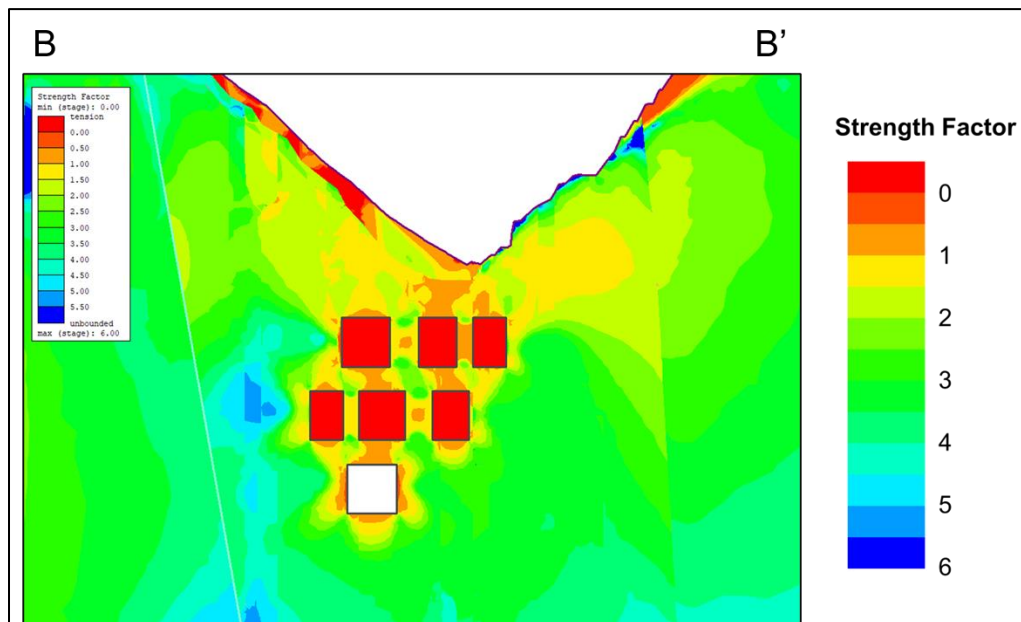


Figura 61 Strength Factor para sección B – B'

Los resultados obtenidos para la sección C – C' se presentan en las Figura 58 y Figura 58. El resultado obtenido no presenta un impacto al rajo producto de la explotación subterránea. Se presentan valores más altos de esfuerzo principal mayor en la esquina superior derecha del caserón más cercano a superficie, producto de la geometría angular.

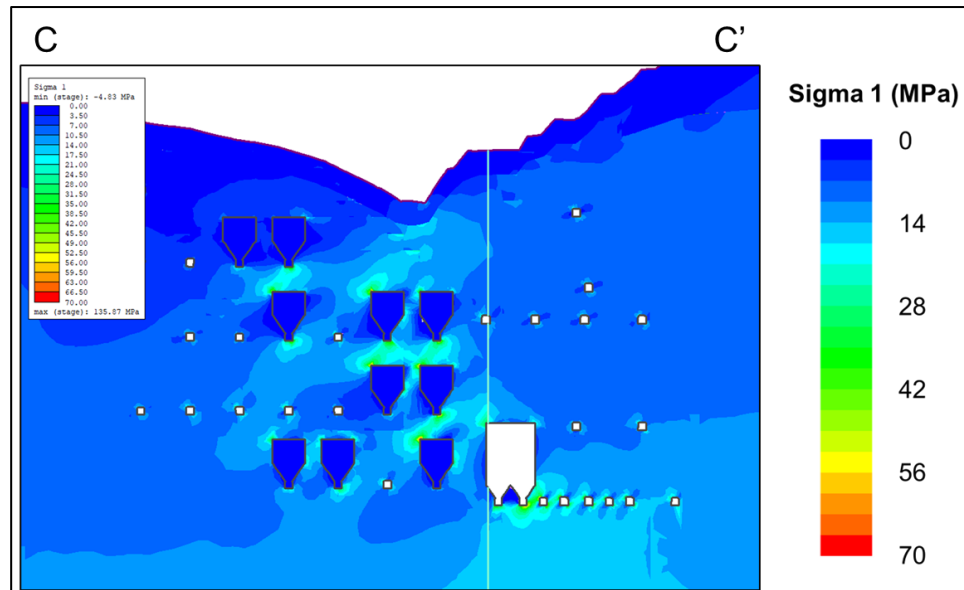


Figura 62 Esfuerzo principal mayor para sección C – C'

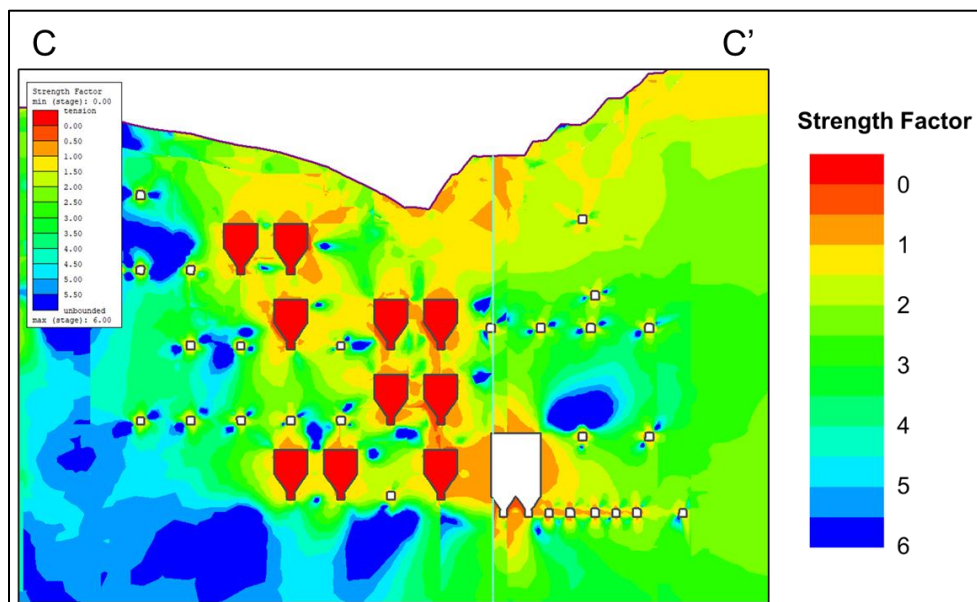


Figura 63 Strength Factor para sección C – C'

Los resultados obtenidos para la sección D – D' se presentan en las Figura 58 y Figura 58. El resultado obtenido presenta valores de Strength Factor en la esquina superior izquierda del caserón más cercano al rajo, producto de la geometría angulosa, además del cambio brusco entre 4 litologías en esa zona (UG02, UG05, UG10 y UG12). Adicionalmente, este resultado se extiende solo alrededor de la esquina superior del caserón, y no abarca el volumen sobre el caserón, lo cual contrasta la conclusión de que es producto de las geometrías ingresadas al modelo numérico.

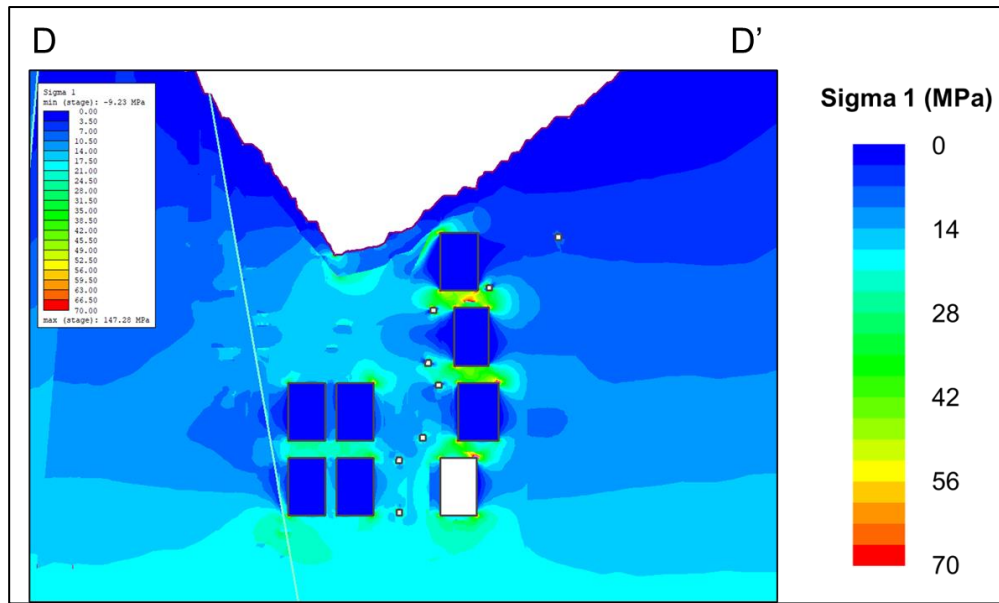


Figura 64 Esfuerzo principal mayor para sección D – D'

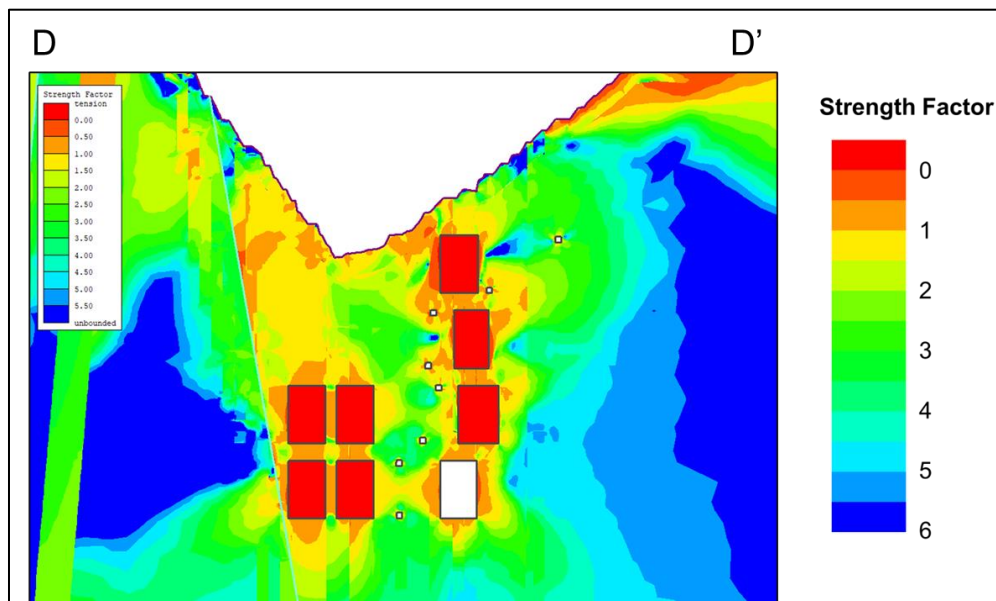


Figura 65 Strength Factor para sección D – D'

Los resultados obtenidos para la sección E – E' se presentan en las Figura 58 y Figura 58. El resultado obtenido presenta valores de Strength Factor en la esquina superior izquierda del caserón más cercano al rajo, producto de la geometría angulosa, además del cambio brusco entre litologías (al tratarse del caserón de la sección anterior, en otra perspectiva). Los valores de Strength Factor menores a uno no presentan buena continuidad, observable en base a los valores entre 1 y 2 que se encuentran sobre la esquina superior izquierda, entre los valores menores a 1.

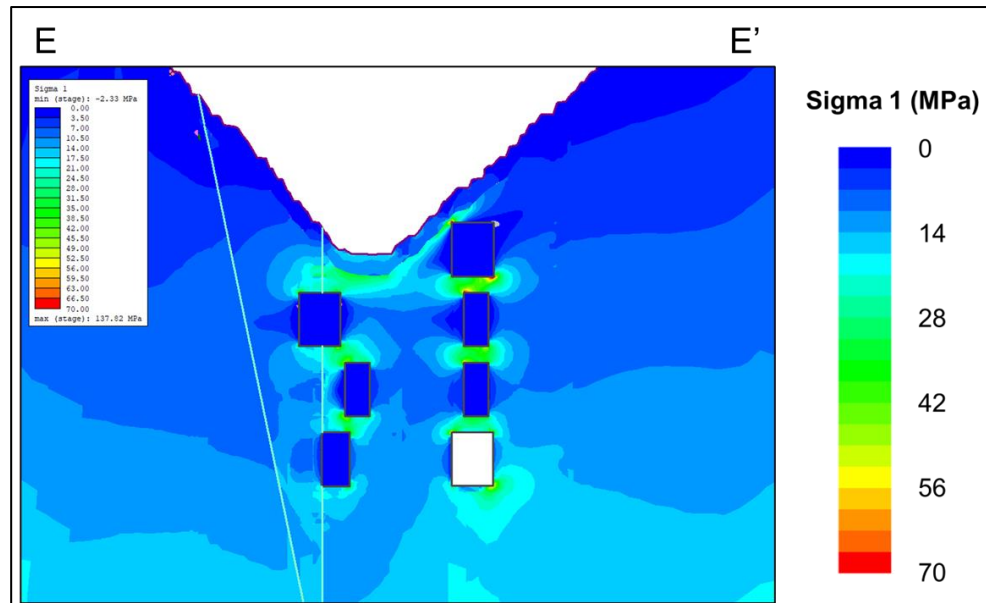


Figura 66 Esfuerzo principal mayor para sección E – E'.

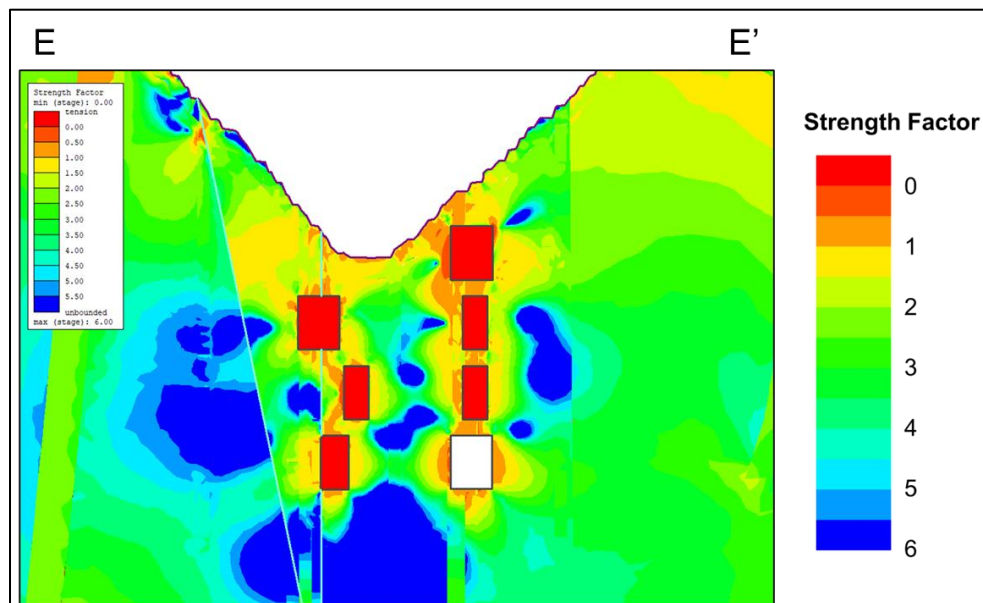


Figura 67 Strength Factor para sección E – E'

Los resultados de los modelos numéricos proveen un vistazo global del comportamiento geomecánico frente a la explotación subterránea. De todos los isocontornos observados, se concluye que la explotación no causaría un impacto en el rajo, y que aquellos resultados negativos son producto de la interpretación de los modelos numéricos bidimensionales. Ninguno de los resultados presentados indicaría una subsidencia.

4.4 Estrategia para el Plan de Producción

La estrategia del plan de producción consiste en acceder al cuerpo a través del subnivel superior, continuando con el minado de forma descendente. La operación de arranque se inicia en el subnivel superior, en retroceso desde el límite más alejado o pendiente (hanging Wall), hacia el límite yacente (foot Wall).

Dada la geometría del cuerpo mineral, así como la necesidad de búsqueda de más información, se opta por iniciar el acceso al cuerpo mineral por el sur. Esto permite igualmente acceder anticipadamente a las reservas dispuestas en la zona 4, considerando que labores de la galería serán en un futuro labores de preparación de caserones. Al terminar su construcción, se da inicio al segundo portal en la zona 5, directamente de una rampa del rajo, accediendo en descenso hacia la zona 5. Así, la estrategia del plan de producción se enfoca en privilegiar la construcción de los niveles de manera descendente.

4.5 Criterios de Secuenciamiento

Para la construcción y desarrollo de las labores, se establecen criterios para la lógica de construcción de acuerdo con los siguientes parámetros:

- La construcción secuenciada considera avanzar, teniendo el portal ya construido, con prioridad de avance en la rampa principal y de acceso, seguido por la construcción de los accesos a ventilación, luego por la construcción de las chimeneas de ventilación, subnivel principal, subnivel de acceso y frontones de servicios/carguío, nivel de perforación y transporte, estocada cara libre y cruzados de producción, para realizar la chimenea cara libre, última labor previa a la explotación. Dicha secuencia se encuentra esquemáticamente en la Figura 58.

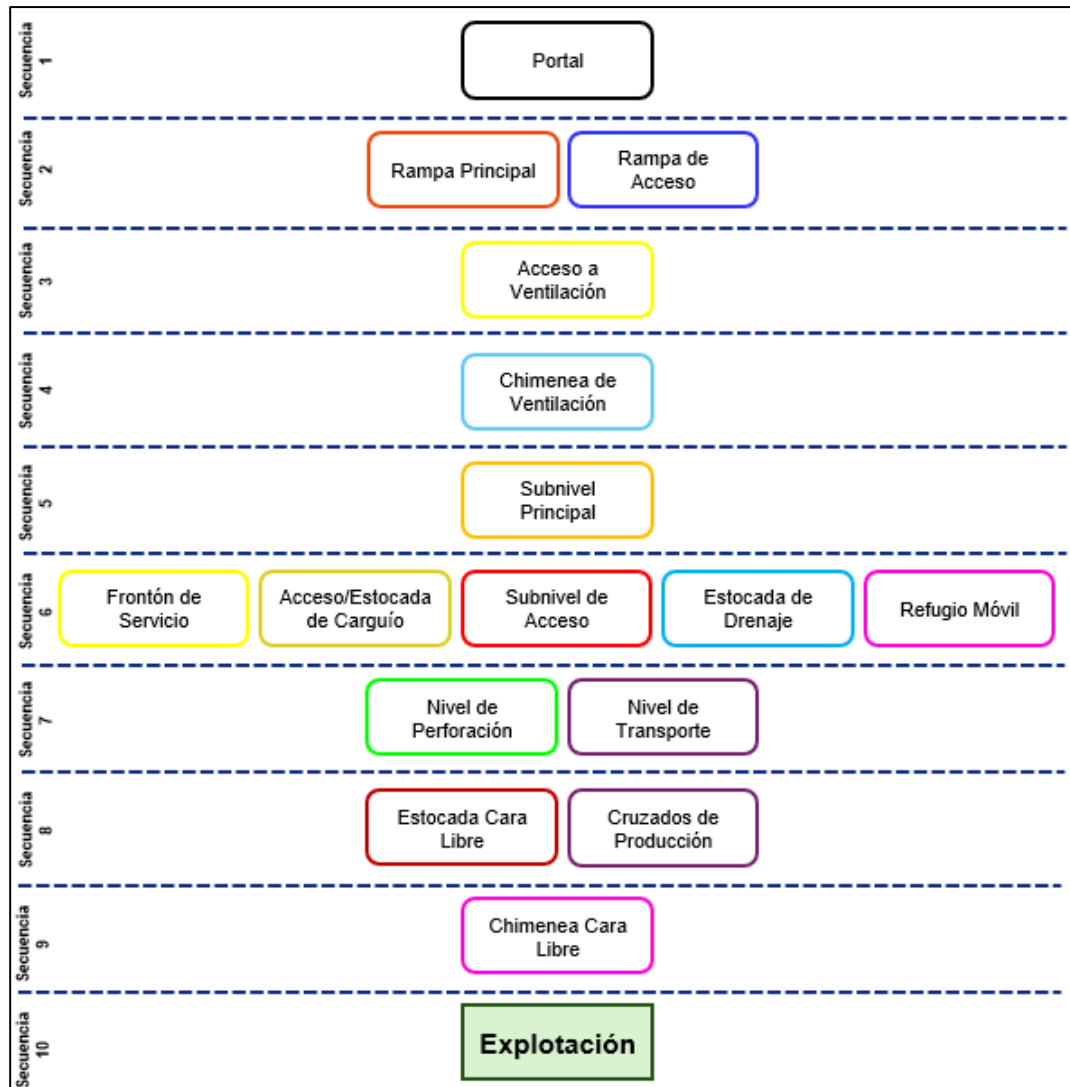


Figura 68 Prioridad de construcción.

- El avance de la rampa principal y el ingreso a los niveles dependerá también de la finalización en la construcción de la chimenea correspondiente a cada nivel del yacimiento, de forma de asegurar las condiciones mínimas de ventilación para las labores. Esta secuencia se presenta de forma referencial en la Figura 58.

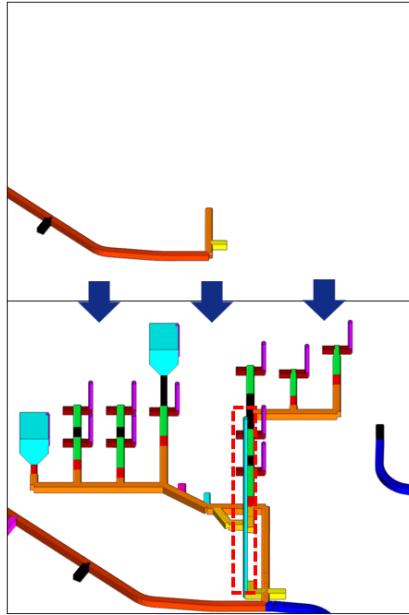


Figura 69 Secuencia de ventilación.

- El subnivel principal constituye una labor clave para el desarrollo de la mina; permite y habilita la construcción de diversos frontones de servicios, que apoyarán futuramente la explotación del caserón. Igualmente, permite el acceso a los distintos niveles de perforación.
- El inicio de la explotación de cada nivel está sujeto a la finalización de la construcción de las labores de preparación minera; la última en realizarse es la chimenea de cara libre. Con ella, y entendiendo que toda la infraestructura está realizada, se inicia la explotación en retroceso, explotando los caserones ubicados más hacia el oeste, a fin de no bloquear la salida y el acceso de los subniveles.
- Ya iniciada la explotación de un nivel, deberá de avanzar la preparación y desarrollo del nivel siguiente, con el fin de no quedar sin frentes ni caserones disponibles al terminar la explotación de un nivel.

4.6 Plan de Desarrollo y Preparaciones

El inicio de los desarrollos parte con la construcción del primer tramo de la rampa principal hacia el cuerpo mineralizado, siendo este recorrido parte de la galería de exploración. Esto, ya que la función de esta galería es validar información del yacimiento recorriendo alrededor de 2000m metros en su totalidad.

Una vez desarrolladas las labores que involucran a la galería, se inicia con el resto de los desarrollos, iniciando el segundo portal en la zona 5, pero ahora con el objetivo de comenzar el desarrollo de las rampas correspondientes al cuerpo de dicha zona. En paralelo, la rampa que quedó construida de la galería de exploración continúa su profundización hasta llegar a los niveles inferiores de la zona 4.

5 CONCLUSIONES

Finalmente, se logró realizar un análisis del diseño de minas subterráneas, abarcando tanto los aspectos geomecánicos como los operativos. Se identificaron los principales desafíos relacionados con la estabilidad de las estructuras subterráneas, como los posibles deslizamientos o deformaciones de las paredes de las galerías.

A lo largo del análisis, se constató que las bases de planificación geológica, geotécnica, metalúrgica, minera y financiera son fundamentales para diseñar de manera óptima una mina subterránea. Este enfoque integral permitió identificar el método de explotación más adecuado y elaborar un diseño que maximiza la extracción de recursos, al tiempo que se minimizan los riesgos operacionales y ambientales.

Se logró establecer un diseño optimizado para una mina subterránea de hierro, el cual se ajusta a los parámetros de costo y tiempo, contribuyendo a cerrar la brecha de producción de 12 millones de toneladas que enfrenta la operación a cielo abierto actual. Este diseño es clave no solo para mejorar la productividad y rentabilidad de la operación, sino también para asegurar la sostenibilidad a largo plazo.

El diseño optimizado propuesto en este estudio ha permitido establecer una estrategia de acceso eficiente y rápida al mineral de hierro, lo que resulta fundamental para minimizar el tiempo de desarrollo inicial y comenzar la explotación lo antes posible. Al reducir los tiempos de preparación y maximizar la eficiencia. Este enfoque no solo optimiza el uso de los recursos disponibles, sino que también garantiza que la operación subterránea sea viable tanto a corto como a largo plazo.

Finalmente, se concluyó que la transición hacia una operación subterránea, fundamentada en un diseño sólido y optimizado, es esencial para garantizar la competitividad y el crecimiento del sector minero en Chile, al tiempo que se responde a las exigencias del mercado actual y se promueve una explotación sostenible y respetuosa con el medio ambiente.

6 RECOMENDACIONES

En base a los resultados obtenidos, se recomienda continuar desarrollando estudios más detallados en las fases posteriores del proyecto, incluyendo una secuencia de explotación y el dimensionamiento de las operaciones unitarias. Esto permitirá optimizar aún más el proceso de extracción y mejorar tanto la eficiencia como la rentabilidad del proyecto a largo plazo.

Se recomienda implementar una secuencia de desarrollo minero que priorice el acceso rápido a las zonas más ricas en mineral para alcanzar el ramp-up de producción lo antes posible. Este enfoque permitirá optimizar los tiempos de

extracción y generar ingresos en las primeras etapas del proyecto, lo que contribuirá a la viabilidad económica de la mina. Además, la secuencia debe considerar un equilibrio entre la seguridad y la eficiencia operativa.

Por último, se recomienda continuar con un estudio de factibilidad detallado una vez completada la fase de ingeniería de prefactibilidad permitiendo validar las suposiciones iniciales, refinar los diseños propuestos y ajustar las estimaciones de costos y tiempos. Además de evaluar en mayor profundidad los riesgos técnicos y económicos permitiendo optimizar aún más el diseño para maximizar su viabilidad y seguridad.

7 BIBLIOGRAFÍA

Erdogan, G., & Yavuz, M. (2017). Application of Three Existing Stope Boundary Optimisation Methods in an Operating Underground Mine. IOP Conference Series. Earth And Environmental Science, 95, 042077. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/95/4/042077>

Mineral de hierro en Chile (s. f.). (2024). Observatorio de Complejidad Económica. <https://oec.world/es/profile/bilateral-product/iron-ore/reporter/ch>

Weber, E. (2018). Presentación Erick Weber APRIMIN. https://www.cap.cl/cap/site/artic/20180910/asocfile/20180910181440/presentacio__n_erick_weber_aprimin_5_septiembre_2018_web.pdf

Grupo CAP. (2022). Memoria Integrada Grupo CAP 2022. [PDF]. https://www.cap.cl/cap/site/artic/20230329/asocfile/20230329182323/memoria_integrada_grupo_cap_2022.pdf

Cochilco. (s.f.). (2023). Mercado internacional del hierro y el acero. https://www.cochilco.cl/Mercado%20de%20Metales/Mercado%20internacional%20del%20hierro%20y%20el%20acero_VF.pdf

SERNAGEOMIN. (s.f.). (2023). Estadísticas y Estudios. [PDF]. https://catalogobiblioteca.sernageomin.cl/Archivos/12993_v4_S11_060.pdf

Universidad de Chile. (s.f.). (2019). Evaluación del límite óptimo entre minería cielo abierto y subnivel. <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/170206/Evaluacion-del-limite-optimo-entre-mineria-cielo-abierto-y-subnivel.pdf?sequence=1>

Universidad de Chile. (s.f.).(2019). Impacto en el diseño empírico de caserones abiertos considerando modelos de esfuerzos. <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/170920/Impacto-en-el-dise%C3%B1o-emp%C3%A9rico-de-caserones-abiertos-considerando-modelos-de-esfuerzos.pdf?sequence=1>

Universidad de Chile. (s.f.).(2016) Diseño óptimo de minería subterránea auto-soportada. <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/143656/Dise%C3%B1o-%C3%B3ptimo-de-miner%C3%a1a-subterr%C3%a1nea-auto-soportada.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Universidad de Chile. (s.f.). (2020) Análisis de desempeño de optimizador para el diseño de caserones.

[https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/178882/Analisis-de-desempe%C3%B1o-de-optimizador-para-el-](https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/178882/Analisis-de-desempe%C3%B1o-de-optimizador-para-el-dise%C3%B1o-de-caserones.pdf?sequence=1&isAllowed=y#page=12&zoom=100,109,117)

[dise%C3%B1o-de-caserones.pdf?sequence=1&isAllowed=y#page=12&zoom=100,109,117](https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/178882/Analisis-de-desempe%C3%B1o-de-caserones.pdf?sequence=1&isAllowed=y#page=12&zoom=100,109,117)

8 ANEXOS

8.1 Anexo A:

ID	Parámetro	Criterio	OP	BC	SLS	SLC	LM	R&P	SS	C&F	TS	SSS
1	Forma General	Equi-dimensional	4	4	3	3	-10	0	0	1	1	0
		Platy-tabular	2	2	4	4	4	4	4	4	2	1
		Irregular	3	0	1	1	-10	2	2	4	0	4
2	Espesor del Manto Mineral	Muy estrecho	1	-10	-10	-10	4	4	4	3	1	4
		Estrecho	2	-10	1	-10	3	3	4	4	1	3
		Intermedio	3	0	3	0	0	1	0	4	0	2
		Grueso	4	3	4	4	-10	-10	-10	1	2	0
		Muy Grueso	4	4	3	4	-10	-10	-10	0	1	0
		Plano	3	3	2	1	4	4	-10	1	4	2
3	Inclinación	Intermedio	3	2	1	1	0	0	0	3	2	3
		Empinado	1	2	4	4	-10	-10	4	4	0	2
		Uniforme	3	3	4	3	4	4	3	2	2	0
4	Distribución de leyes	Gradacional	3	2	4	2	1	2	2	3	1	1
		Errático	2	2	3	2	0	0	2	4	1	3
		Superficial	4	2	3	3	2	3	3	2	2	1
5	Profundidad en relación a la superficies	Intermedio	0	3	4	2	2	3	3	3	1	1
		Profundo	-10	3	2	2	3	2	2	4	1	2
		Muy débil	3	4	1	3	6	-10	0	0	3	4
6a	Rock mass ratings (Zona mineralizada)	Débil	3	3	3	4	6	0	1	1	2	4
		Moderada	3	2	4	3	4	3	3	2	1	1
		Fuerte	3	-5	4	1	2	5	3	3	1	0
		Muy Fuerte	3	-10	4	0	2	6	3	3	0	0
		Muy débil	2	3	-10	4	6	-10	0	3	0	4
6b	Rock mass ratings (Roca Techo)	Débil	3	3	0	4	5	0	0	5	0	4
		Moderada	4	3	3	3	4	3	2	4	2	1
		Fuerte	4	2	4	2	3	5	4	3	3	0
		Muy Fuerte	4	2	4	2	3	6	4	3	3	0
		Muy débil	2	3	0	1	0	0	0	3	0	3
6c	Rock mass ratings (Roca Piso)	Débil	3	3	0	2	0	0	0	3	0	1
		Moderada	4	3	2	3	0	0	2	2	1	0
		Fuerte	4	2	3	3	0	0	3	2	2	0
		Muy Fuerte	4	2	3	3	0	0	3	2	2	0
		Muy débil	4	4	0	2	6	0	0	0	3	4
7a	Rock substance strength (uniaxial strength/principal stress) (Ore zone)	Débil	3	2	2	3	5	0	1	1	2	3
		Moderada	3	1	4	3	2	3	3	3	1	1
		Fuerte	3	0	4	2	1	6	4	3	0	0
7b	Rock substance strength (uniaxial strength/principal stress) (hanging wall)	Muy débil	3	4	0	4	6	0	0	3	3	4
		Débil	3	3	1	3	5	0	1	5	2	2
		Moderada	4	3	1	3	5	0	1	5	2	2
7c	Rock substance strength (uniaxial strength/principal stress) (footwall)	Fuerte	4	2	4	2	2	2	3	4	2	1
		Muy débil	3	0	5	1	2	6	4	2	2	0
		Débil	3	4	0	1	0	0	0	1	2	3
8	Critical Mining Cost (REDCO) US\$	Moderada	4	3	1	2	0	0	2	3	1	0
		Fuerte	4	1	3	2	0	0	2	3	1	0
		Alto	2	2	2	5	2	1	3	-10	1	-10
		Medio	3	3	1	2	2	1	2	-10	0	-10
		Bajo	3	3	2	3	1	1	1	-10	0	-10