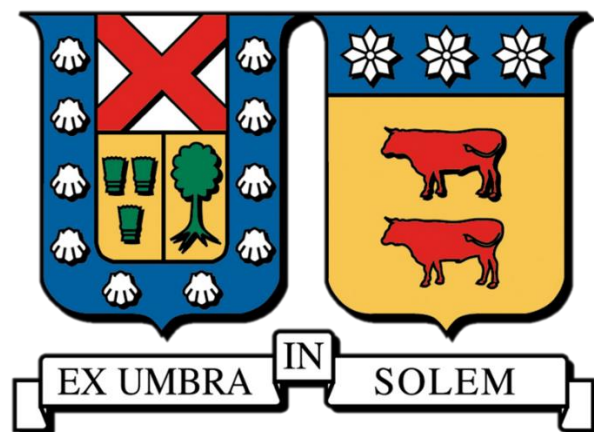


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA EN METALURGIA Y DE MATERIALES
SANTIAGO - CHILE



DISEÑO MSGE SIN GALERÍA DE SERVICIOS

Autor

Diego Ignacio Arias Zuñiga

Memoria de Título para optar al título profesional de:

Ingeniero Civil de Minas

Profesor guía

Víctor Encina Montenegro

2024

Santiago, Chile



CONSTANCIA DE VALIDACIÓN Y CONFIDENCIALIDAD DE MONOGRAFÍA A REPOSITORIO ACADÉMICO

1.- IDENTIFICACIÓN DEL TRABAJO ACADÉMICO

Tipo de monografía (marcar una opción): ☒ Memoria o trabajo de título ☐ Tesis de Postgrado

Título del trabajo: DISEÑO MSGE SIN GALERÍA DE SERVICIOS

Nombre del candidato(a): Diego Arias Zúñiga

Carrera / Grado: ingeniería Civil de Minas

Campus: San Joaquín **Departamento:** Departamento De Ingeniería En Metalurgia Y De Materiales

2.- VALIDACIÓN DEL PROFESOR GUÍA/DIRECTOR DE TESIS

Yo, Víctor Encina Montenegro, en mi calidad de profesor(a) guía/director(a) del trabajo académico mencionado anteriormente **DEJO CONSTANCIA** que:

- He revisado esta versión del documento y corresponde a la versión final aprobada del trabajo.
- El trabajo cumple con los requisitos académicos y de formato establecidos por la institución.

3.- EVALUACIÓN DE CONFIDENCIALIDAD POR PROPIEDAD INDUSTRIAL (marcar una opción)

☒ El trabajo **NO contiene** información que amerite confidencialidad y puede ser publicado de inmediato en repositorio con acceso abierto.

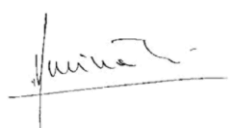
☐ El trabajo **CONTIENE** información con potenciales implicancias de propiedad industrial o intelectual y requiere un periodo de confidencialidad (**embargo**) por (**marcar una opción**):

☐ 6 meses ☐ 12 meses ☐ 2 años ☐ 3 años ☐ 5 años ☐ 10 años

Fundamentación de la necesidad de confidencialidad (obligatorio si se solicita embargo):

4.- FIRMAS

Profesor(a) guía o director(a) de memoria o tesis:

Fecha: 28-10-2025 **Firma:** 

Estudiante o Candidato(a):

Fecha: 28-10-2025 **Firma:** 

Este formulario debe ser insertado como página 2 de la memoria o tesis, completado y firmado por estudiante y profesor(a) antes de la entrega en portal PRISMA de Biblioteca USM.

Resumen

El presente trabajo tiene como objetivo desarrollar una propuesta de diseño para la minería subterránea de gran escala (MSGÉ) que elimine las galerías de servicios tradicionalmente utilizadas en los niveles de producción, evaluando su impacto sobre la estabilidad de los pilares y la integridad estructural del macizo rocoso. Este enfoque surge a partir de la necesidad de optimizar los diseños mineros y mejorar la seguridad en operaciones de minería continua.

Para alcanzar este propósito, se aplicó una metodología empírica sustentada en la caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante los índices IRMR, RMS y DRMS, los cuales permiten cuantificar la competencia del terreno y estimar la resistencia del macizo. A partir de estos parámetros, se determinó la resistencia de los pilares (P_s) de acuerdo con los criterios propuestos por Stacey y Page y se calculó el factor de seguridad (F_s). La metodología se aplicó a distintos dominios geotécnicos del yacimiento Chuquicamata subterránea, utilizando información de laboratorio y datos derivados de registros de campo.

Se desarrollaron cuatro configuraciones de malla: A1 y A2 (diseños convencionales con galería de servicios), y B1 y B2 (diseños modificados sin galería de servicios). Las diferencias entre los modelos consideraron principalmente la altura del pilar, la longitud del pilar y la eliminación de las galerías de servicio. Los resultados demuestran que la supresión de la galería de servicios, junto con el aumento en la relación ancho/alto (W/H), genera una redistribución más favorable de los esfuerzos, incrementando tanto la resistencia estructural de los pilares como el factor de seguridad.

En conclusión, el diseño sin galería de servicios se presenta como una alternativa técnica y operacionalmente viable para proyectos de minería continua. Su implementación permitiría reducir el desarrollo de excavaciones secundarias y mejorar la estabilidad global del macizo rocoso, contribuyendo a un modelo de explotación más seguro, eficiente y sostenible para futuras operaciones de minería subterránea de gran escala.

Abstract

The present work aims to develop a design proposal for large-scale underground mining (LSUM) that eliminates the service drifts traditionally used in production levels, evaluating their impact on pillar stability and the structural integrity of the rock mass. This approach arises from the need to optimize mining designs and improve safety in continuous mining operations.

To achieve this objective, an empirical methodology was applied, based on the geomechanical characterization of the rock mass through the IRMR, RMS, and DRMS indices, which allow quantifying ground competence and estimating rock mass strength. From these parameters, the pillar strength (Ps) was determined according to the criteria proposed by Stacey and Page, and the safety factor (Fs) was calculated. The methodology was applied to different geotechnical domains of the Chuquicamata Underground Mine, using laboratory information and data derived from field records.

Four layout configurations were developed: A1 and A2 (conventional designs with service drifts), and B1 and B2 (modified designs without service drifts). The differences between the models mainly considered the pillar height, pillar length, and the elimination of the service drifts. The results show that removing the service drift, together with an increase in the width-to-height ratio (W/H), generates more favorable stress redistribution, increasing both the structural strength of the pillars and the safety factor.

In conclusion, the design without service drifts is presented as a technically and operationally feasible alternative for continuous mining projects. Its implementation would reduce the development of secondary excavations and improve the overall stability of the rock mass, contributing to a safer, more efficient, and sustainable mining model for future large-scale underground operations.

Agradecimientos

Primero que todo, quiero expresar mi más sincero agradecimiento a todas las personas que me acompañaron, ayudaron y aportaron en esta etapa importante de mi vida. Cada uno de ustedes, de una u otra forma, dejó una huella en este camino y fue parte esencial de que hoy pueda culminar esta meta.

A mis padres, gracias por su esfuerzo y amor incondicional. Todo lo que he logrado se los debo a ustedes. Gracias por darme las herramientas, la confianza y la fortaleza para llegar hasta aquí. Este título de Ingeniero Civil en Minas no solo es mío, también es suyo.

A mis hermanos Juan y Rodrigo, gracias por estar siempre, incluso en los momentos en que no coincidimos del todo. Sé que siempre puedo contar con ustedes, y eso significa más de lo que puedo expresar con palabras.

A mis amigos más cercanos André, Carlos, Emilio, Jodsuan, Matías, Mauricio y Sebastián, gracias por cada momento compartido, por las risas, los consejos y las experiencias que marcaron esta etapa universitaria. Haberlos conocido fue uno de los mayores regalos de este proceso, y cada recuerdo con ustedes tiene un valor enorme. También agradezco a todos los demás amigos y compañeros con los que compartí buenos momentos; cada uno aportó alegría y compañía en los días más intensos.

A mi polola, Daniela, gracias por tu apoyo constante, por tu paciencia, por tu compañía en los momentos difíciles y por todas las sorpresas y gestos que hicieron este camino más llevadero. Fuiste un pilar fundamental durante todo este proceso, y sin tu cariño, todo habría sido mucho más difícil.

Quiero agradecer al profesor Víctor Encina por su constante apoyo, orientación y disposición durante el desarrollo de esta memoria. Su guía fue fundamental para comprender los temas abordados y para mantener la motivación en cada etapa del trabajo. Agradezco su tiempo y la confianza depositada.

Finalmente, a todas las personas que de una u otra forma estuvieron presentes en mi vida durante esta etapa, gracias por su apoyo, sus palabras, su tiempo y su energía. Cada uno fue parte de este logro, y los llevo conmigo en este cierre de una etapa que recordaré con orgullo y gratitud.

Índice de contenido

1	Introducción.....	1
2	Objetivos y alcance.....	2
2.1	Objetivo general	2
2.2	Objetivos específicos.....	2
2.3	Alcance	2
3	Estado del arte	3
3.1	Hundimientos	3
3.1.1	Hundimiento convencional.....	3
3.1.2	Hundimiento mejorado	4
3.1.3	Hundimiento innovado	5
3.2	Minería continua.....	7
3.3	Caracterización del macizo rocoso	8
3.4	Distribución de carga en pilares	9
3.5	Estimación de la resistencia de pilares en minería	10
4	Antecedentes.....	12
4.1	Antecedente proyecto mina Chuquicamata subterránea.....	12
4.2	Condición geológica.....	12
4.2.1	Unidad geotécnica básicas.....	14
4.2.2	Dominio geotécnico.....	19
4.2.3	Dominio Americana Norte.....	21
4.2.4	Dominio Americana Central	22
4.2.5	Dominio Americana Sur	22
4.3	Descripción modelo convencional de malla de extracción	23
5	Metodología.....	24
6	Resultados.....	25
6.1	Diseños de malla.....	25
6.1.1	Caso A1	25
6.1.2	Caso A2	27
6.1.3	Caso B1	28
6.1.4	Caso B2	31
6.2	Diseño de pilares	32

6.2.1	Parámetro de los pilares.....	32
6.2.2	Estimación de cargas	32
6.3	Estimación de resistencia pilares.....	34
6.3.1	Resistencia pilar dominio Americana Norte.....	36
6.3.2	Resistencia pilar dominio Americana Central	39
6.3.3	Resistencia pilar dominio Americana Sur	43
6.4	Factor de seguridad de pilares	47
6.4.1	Factor de seguridad dominio Americana Norte.....	48
6.4.2	Factor de seguridad dominio Americana Central	49
6.4.3	Factor de seguridad dominio Americana Sur	51
7	Análisis de resultados	62
7.1	Influencia de la geometría en la estabilidad de los pilares	62
7.2	Análisis comparativo por dominio geotécnico	63
7.2.1	Dominio Americana Norte.....	63
7.2.2	Dominio Americana Central.....	63
7.2.3	Dominio Americana Sur	64
7.3	Análisis espacial de estabilidad.....	65
7.4	Implicancias operacionales y geotécnicas	65
8	Conclusiones.....	66
9	Recomendaciones	67
10	Referencias	68

Índice de figuras

Figura 1: Dozer feeder (BCTEC, 2017).	6
Figura 2: Transportador blindado, panzer (BCTEC, 2017).	6
Figura 3: Chancador de bajo perfil, sizer (MMD, 2016).	7
Figura 4: Vista tridimensional sistema de minería continua (Encina et al, 2008).	8
Figura 5: Geometría del área tributaria de pilares (Brady y Brown, 2006).	10
Figura 6: Limites dominios estructurales nivel 1841 (CODELCO, 2009).	14
Figura 7: Modelo UGTB 2009 (CODELCO, 2009).	15
Figura 8: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica pórfido este sericitico, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).	16
Figura 9: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica pórfido este potásico, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).	17
Figura 10: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica cuarzo mayor sericita, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).	17
Figura 11: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica cuarzo igual sericita, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).	18
Figura 12: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica cuarzo menor sericita, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).	19
Figura 13: Dominios geotécnicos del nivel 1841 (Yávar, 2014).	21
Figura 14: Malla convencional del nivel producción (CODELCO, 2014).	23
Figura 15: Corte galería, equipo dozer feeder con panzer (CODELCO, 2014).	25
Figura 16: Corte galería, equipo dozer feeder con galería de servicio (CODELCO, 2014).	26
Figura 17: Malla convencional del nivel producción, caso A1 y A2 (CODELCO, 2014). ..	26
Figura 18: Dimensiones de galerías, malla caso A1 (CODELCO, 2014).	27
Figura 19: Corte galería panzer, malla caso A1 (CODELCO, 2014).	27
Figura 20: Dimensiones de galerías, malla caso A2 (CODELCO, 2014).	28
Figura 21: Corte galería panzer, malla caso A2 (CODELCO, 2014).	28
Figura 22: Corte de galería, equipo Alimentador Basculante. (CODELCO, 2014)	29
Figura 23: Diseño de alimentador basculante, caso B1 y B2.	29
Figura 24: Diseño malla nivel producción sin galerías servicio, caso B1 y B2.	30
Figura 25: Diseño malla nivel transporte y chancado, sin galerías servicio, caso B1 y B2.	30
Figura 26: Dimensiones de galerías, malla caso B1.	31
Figura 27: Corte galería Pp y panzer, malla caso B1.	31
Figura 28: Dimensiones de galerías, malla caso B2.	32
Figura 29: Corte galería Pp y panzer, malla caso B2.	32
Figura 30: DRMS promedio min A1 vs B1.	54
Figura 31: DRMS promedio max A1 vs B1.	55
Figura 32: DRMS promedio min A2 vs B2.	56
Figura 33: DRMS promedio max A2 vs B2.	57
Figura 34: Diseño malla hundimiento gravitacional total.	58
Figura 35: Dimensiones de galerías de la malla hundimiento gravitacional total.	58
Figura 36: DRMS promedio min A2 vs B2 vs nuevos diseños de pilar.	60
Figura 37: DRMS promedio max A2 vs B2 vs nuevos diseños de pilar.	61

Índice de tablas

Tabla 1: Criterio de aceptabilidad para pilares en minería.	11
Tabla 2: Dominios geotécnicos en bloques del plan minero.	20
Tabla 3: Parámetros mínimo, promedio y máximo de dominios geotécnicos ANPEK, ANPES, ANQIS y ANQMES.	22
Tabla 4: Parámetros mínimo, promedio y máximo de dominios geotécnicos ACPEK, ACPES, ACQIS, ACQMS y ACQMES.	22
Tabla 5: Parámetros mínimo, promedio y máximo de dominios geotécnicos ASPEK, ASPES, ASQIS, ASQMS y ASQMES.	23
Tabla 6: Parámetro pilares.	32
Tabla 7: Parámetros geométricos y valores de σ_p	33
Tabla 8: Valor de puntajes del IRS	34
Tabla 9: Resultados de parámetros, pilar malla A1, dominio Americana Norte.	36
Tabla 10: Resultados de parámetros, pilar malla B1, dominio Americana Norte.	37
Tabla 11: Resultados de parámetros, pilar malla A2, dominio Americana Norte.	38
Tabla 12: Resultados de parámetros, pilar malla B2, dominio Americana Norte.	39
Tabla 13: Resultados de parámetros, pilar malla A1, dominio Americana Central.	40
Tabla 14: Resultados de parámetros, pilar malla B1, dominio Americana Central.	41
Tabla 15: Resultados de parámetros, pilar malla A2, dominio Americana Central.	42
Tabla 16: Resultados de parámetros, pilar malla B2, dominio Americana Central.	43
Tabla 17: Resultados de parámetros, pilar malla A1, dominio Americana Sur.	44
Tabla 18: Resultados de parámetros, pilar malla B1, dominio Americana Sur.	45
Tabla 19: Resultados de parámetros, pilar malla A2, dominio Americana Sur.	46
Tabla 20: Resultados de parámetros, pilar malla B2, dominio Americana Sur.	47
Tabla 21: Factor de seguridad, malla A1, dominio Americana Norte.	48
Tabla 22: Factor de seguridad, malla B1, dominio Americana Norte.	48
Tabla 23: Factor de seguridad, malla A2, dominio Americana Norte.	49
Tabla 24: Factor de seguridad, malla B2, dominio Americana Norte.	49
Tabla 25: Factor de seguridad, malla A1, dominio Americana Central.	50
Tabla 26: Factor de seguridad, malla B1, dominio Americana Central.	50
Tabla 27: Factor de seguridad, malla A2, dominio Americana Central.	50
Tabla 28: Factor de seguridad, malla B2, dominio Americana Central.	50
Tabla 29: Factor de seguridad, malla A1, dominio Americana Sur.	51
Tabla 30: Factor de seguridad, malla B1, dominio Americana Sur.	52
Tabla 31: Factor de seguridad, malla A2, dominio Americana Sur.	52
Tabla 32: Factor de seguridad, malla B2, dominio Americana Sur.	52
Tabla 33: Valores mínimo de DRMS y Ps.	53
Tabla 34: Nuevos parámetros de pilares malla hundimiento gravitacional.	59

Índice de ecuaciones

Ecuación 1: Área tributaria, estimación de carga.	33
Ecuación 2: Rock mass strength.	34
Ecuación 3: Design rock mass strength.	35
Ecuación 4: Resistencia para pilares W:H menores 4,5.	35
Ecuación 5: Resistencia para pilares W:H mayores 4,5.	35
Ecuación 6: Factor de seguridad.	48

1 Introducción

En la minería subterránea de gran escala (MSGE), el diseño del nivel de producción constituye uno de los elementos más relevantes para asegurar la continuidad operacional, la seguridad del personal y la eficiencia productiva del yacimiento. La configuración de galerías y pilares influye directamente en la estabilidad del macizo rocoso, sostenimiento y mantenimiento de las labores mineras. En los diseños convencionales, las galerías de servicios desempeñan un papel fundamental, ya que permiten realizar la mantención de equipos como el *dozer feeder* o acceder a componentes del sistema de extracción. Sin embargo, estas galerías implican un aumento considerable del volumen excavado, una mayor exposición del macizo a esfuerzos y fracturamientos adicionales.

El desarrollo tecnológico y la incorporación de nuevas soluciones mecánicas han permitido plantear alternativas que buscan simplificar la infraestructura subterránea sin comprometer la funcionalidad. Entre ellas destaca la utilización del alimentador basculante, un equipo que realiza la descarga del mineral mediante un movimiento de rotación que reemplaza la función del *dozer feeder*, eliminando la necesidad de una galería servicio. Este avance abre la posibilidad de rediseñar la malla minera sin galería de servicios, optimizando el uso del espacio y mejorando la estabilidad del entorno.

El presente trabajo se enmarca en esta línea de innovación, proponiendo una evaluación técnico-geotécnica del diseño MSGE sin galería de servicios. Para ello, se analizan cuatro configuraciones de malla que varían en altura, longitud de pilares, aplicadas a diferentes dominios geotécnicos del yacimiento Chuquicamata subterránea. A través de los parámetros IRMR, RMS, DRMS, Ps y Fs, se estudia la respuesta estructural del macizo ante distintas condiciones de resistencia, considerando el efecto de la relación geométrica ancho/alto (W/H) y las variaciones en la carga tributaria.

De esta forma, el estudio busca determinar si la eliminación de la galería de servicios representa una alternativa técnica viable que mantenga o mejore la estabilidad del sistema de excavaciones, y que contribuya a la implementación de diseños más eficientes, seguros y sostenibles en minería subterránea de gran escala.

2 Objetivos y alcance

2.1 Objetivo general

- Proponer un diseño de malla sin galería de servicio del nivel de producción para minería continua, evaluando su comportamiento geotécnico y estructural con el fin de mejorar la estabilidad global.

2.2 Objetivos específicos

- Establecer los parámetros del pilar para las mallas de producción.
- Evaluar la resistencia y los esfuerzos sometidos de los pilares en los diferentes diseños de malla.
- Comparar los resultados obtenidos entre configuraciones con y sin galería de servicio, determinando las variaciones en la estabilidad y el factor de seguridad.

2.3 Alcance

El presente trabajo se centra en el diseño y análisis comparativo de una malla cuadrada de producción en minería continua, con y sin galería de servicios, en el nivel 1841 del yacimiento Chuquicamata subterránea, abarcando los dominios Americana Norte, Central y Sur.

El trabajo considera los siguientes aspectos:

Condiciones geotécnicas, caracterización del macizo rocoso mediante parámetros IRMR, RMS y DRMS.

Estabilidad de pilares, estimación de la resistencia con fórmulas empíricas Stacey y Page, estimación de la carga del pilar por área tributaria y cálculo de factores de seguridad.

El estudio no incluye análisis económico, costos de desarrollo, logística ni productividad operativa a largo plazo.

La eliminación de las galerías de servicio y su reemplazo por el alimentador basculante se plantea como una estrategia para mejorar la estabilidad global del nivel de producción, reducir esfuerzos inducidos en el macizo rocoso y simplificar la infraestructura subterránea.

3 Estado del arte

Block/panel caving, son métodos subterráneos masivos de explotación de mineral, caracterizados por ser los de menor costo y mayor productividad con respecto a otros métodos subterráneos de extracción, su principio de operación consiste en inducir el colapso progresivo del macizo rocoso mediante la remoción o debilitamiento de su base de sustentación, permitiendo que las fuerzas gravitacionales y los esfuerzos internos rompan y muevan el material hacia los niveles de producción. Gracias a esta estrategia, estos métodos suelen registrar los menores costos operativos por tonelada en minería subterránea y una productividad incomparable frente a métodos convencionales de alto grado de selectividad (Vergara, 2015; Rodríguez, 2018).

La fragmentación resultante del macizo colapsado constituye un factor crítico de diseño y operación. La distribución granulométrica del material desprendido influye directamente en la continuidad del flujo de mineral hacia los puntos de extracción, en la necesidad de trituración secundaria, en la dilución y en la eficiencia del transporte. Esta granulometría está íntimamente ligada a la calidad geomecánica del macizo: cuanto más fracturado y menos competente sea el conjunto rocoso, más fácil será alcanzar fragmentaciones finas bajo carga gravitacional. En contraste, en rocas más competentes puede requerirse preacondicionamiento para mejorar la fragmentación antes del colapso inducido.

3.1 Hundimientos

3.1.1 Hundimiento convencional

El hundimiento convencional es el método más básico para inducir el colapso del macizo rocoso en minería subterránea. Este proceso consiste en generar un corte basal, mediante técnicas tradicionales de perforación y voladura, con el fin de provocar la fragmentación y caída del macizo ubicado sobre la zona de socavación. El mineral desprendido se extrae de manera controlada a través de un sistema de puntos de extracción, permitiendo que el hundimiento se propague progresivamente hasta abarcar la totalidad de la columna mineralizada (Muñoz, 2019).

La socavación, o corte basal, se ejecuta mediante tiros radiales dispuestos en abanico desde galerías ubicadas en el nivel de hundimiento. La extracción del material socavado se realiza parcialmente, en la cantidad que generen nuevas superficies de colapso sin producir el efecto pistón. Para ello, en el nivel de producción se construyen galerías y puntos de extracción que sean compatibles con el grado de fragmentación del material desplomado. De esta forma, el proceso de hundimiento se propaga gradualmente hacia la superficie a medida que se retira el material fragmentado. (Muñoz, 2019).

En el pasado, la fragmentación natural del macizo desplomado era fina, por lo que los puntos de extracción que permiten transferir el material socavado desde el nivel de hundimiento hasta el nivel de producción se diseñaban con espaciamiento reducidos y en formas de embudo, para una operación gravitacional. En la actualidad, debido a una fragmentación más gruesa, se utilizan cargadores frontales de bajo perfil (LHD) para la extracción y transporte del mineral, optimizando la operación de los puntos de extracción.

Una vez completada la propagación del hundimiento, se desarrolla la etapa de cosecha del material fragmentado remanente, conocida como extracción en régimen. Esta fase se realiza desde los mismos puntos de extracción utilizados en la fase anterior, pero ahora sin esperar que el material se desplome.

3.1.2 Hundimiento mejorado

El hundimiento mejorado es una variación del método convencional, que incorpora el acondicionamiento del macizo rocoso in situ, cuyo objetivo es inducir fracturas controladas antes del hundimiento para facilitar la propagación y mejorar la fragmentación del material. Este tratamiento busca disminuir la resistencia del macizo de modo que requiera un menor radio hidráulico (relación área/perímetro). Logrando una propagación más rápida del hundimiento, una mayor productividad en los equipos de extracción y disminuyendo las colgaduras (Gottreux, 2016).

Las técnicas de preconditionamiento son:

Fracturamiento hidráulico (FH): Adaptado desde la industria petrolera, Consiste en presurizar una perforación o una fractura preexistente con un fluido, generalmente agua, hasta alcanzar una presión suficiente para iniciar y propagar fracturas de tensión dentro del macizo rocoso. El fracturamiento hidráulico es especialmente atractivo para el preconditionamiento de un macizo rocoso porque permite generar una o más fracturas a partir de una única perforación, cubriendo una extensa área de terreno, típicamente alcanzando un radio de unos 20 m desde el pozo de inyección.

Tronadura confinada (TC): también conocida como debilitamiento dinámico con explosivos (DDE). Implica la detonación de explosivos en el macizo rocoso sin una cara libre, con los siguientes objetivos, crear nuevas fracturas y superar la resistencia de las estructuras preexistentes, que generalmente están selladas y disminuir la rigidez del macizo, reduciendo su capacidad de acumular energía. El mecanismo de fractura mediante explosivos se basa en el efecto combinado de la onda de esfuerzo y la presión de los gases generados por la explosión. Para obtener el efecto deseado en el macizo rocoso con tronadura confinada, se debe aprovechar la energía de las ondas de choque producidas por una detonación secuenciada y espaciada adecuadamente, maximizando así su impacto (Ferreira, 2019).

Preacondicionamiento mixto: El preacondicionamiento mixto o combinado implica el uso de ambas técnicas FH y TC. El proceso se ejecuta primero realizando el FH y luego la TC. Las fracturas generadas por el FH actúan como superficies reflectoras para el campo de ondas creado por la tronadura, favoreciendo la concentración de ondas en la zona de interés y aumentando la cantidad de nuevas fracturas. Además se minimiza el acoplamiento de ondas fuera del área de interés, reduciendo el volumen que podría experimentar un evento sísmico significativo después de la voladura (Ferreira, 2019).

3.1.3 Hundimiento innovado

El hundimiento innovado corresponde a una evolución del método mejorado, diseñada para incrementar la tasa de producción.

Para aumentar la productividad del área preparada, se continúa utilizando el método de hundimiento mejorado con preacondicionamiento del macizo rocoso. Sin embargo, se modifica el modo de operación para permitir la extracción simultánea de múltiples puntos en cada calle de producción. Esto se logra mediante la instalación de extractores mecánicos estacionarios en cada punto de extracción, que descargan su material en un transportador continuo, estacionario, situado en el suelo de la calle de producción.

En el método innovado, el sistema de manejo de materiales incluye un equipo *dozer feeder* en cada punto de extracción y un transportador continuo de cadenas, denominado *panzer*, en cada calle de producción.

dozer feeder es un equipo de extracción estacionario y continuo, diseñado específicamente para su aplicación en la minería continua (MC). Su función principal es empujar la pila de material fragmentado depositado en el punto de extracción, bajo la batea, mediante un movimiento de vaivén de avance y retroceso. Este movimiento provoca la desestabilización de la pila, lo que permite la descarga del material hacia el equipo *panzer*, activando así el flujo de mineral en la columna de extracción.

El mecanismo del *dozer feeder* es accionado por un motor electrohidráulico y un conjunto de pistones ubicados en la parte posterior del equipo, hacia la galería de servicio. Su estructura se compone principalmente de dos placas: una fija, que recibe el mineral, y otra móvil, que genera el empuje necesario para la descarga.

La Figura 1 se ilustra de manera esquemática el principio de funcionamiento del *dozer feeder*, junto con una imagen de un modelo real del equipo.

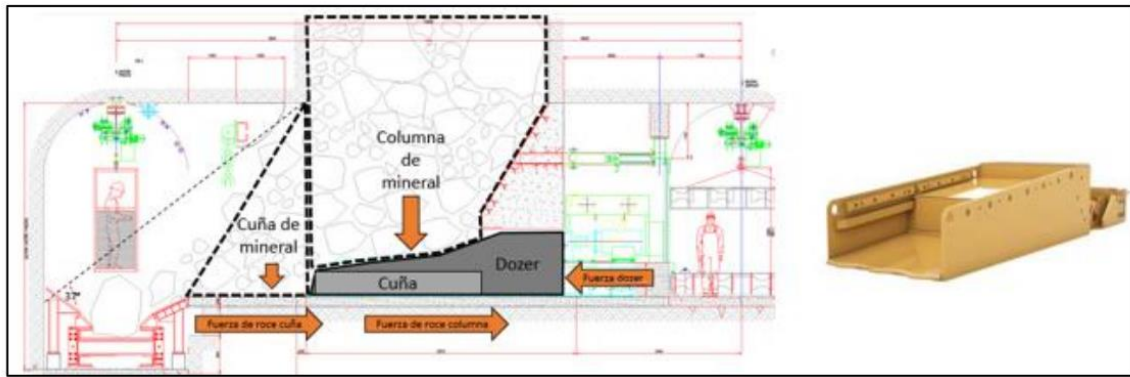


Figura 1: Dozer feeder (BCTEC, 2017).

El *panzer* es un equipo de transporte continuo por cadenas, originalmente desarrollado para la industria del carbón y posteriormente adaptado para el manejo de mineral de roca dura. Su función principal es trasladar de manera continua el material desde los puntos de extracción a lo largo de la calle de producción, hasta su descarga en el chancador *sizer*.

La estructura del equipo está conformada por una bandeja fija de gran longitud, que constituye la base y cubre la extensión de la calle. En sus costados incorpora bandejas inclinadas que actúan como elementos de contención lateral, facilitando el guiado del mineral durante el transporte.

El movimiento del material se produce mediante dos cadenas laterales, impulsadas por motores eléctricos, a las cuales se acoplan racletas o barras transversales de acero. Estas ejercen un arrastre constante del mineral a lo largo de la bandeja, asegurando un flujo continuo. Por su diseño robusto y blindado, el *panzer* es capaz de transportar mineral en condiciones de producción, sin que su capacidad se vea limitada por la distancia de acarreo. En la Figura 2 se ilustra el principio de funcionamiento del *panzer*.

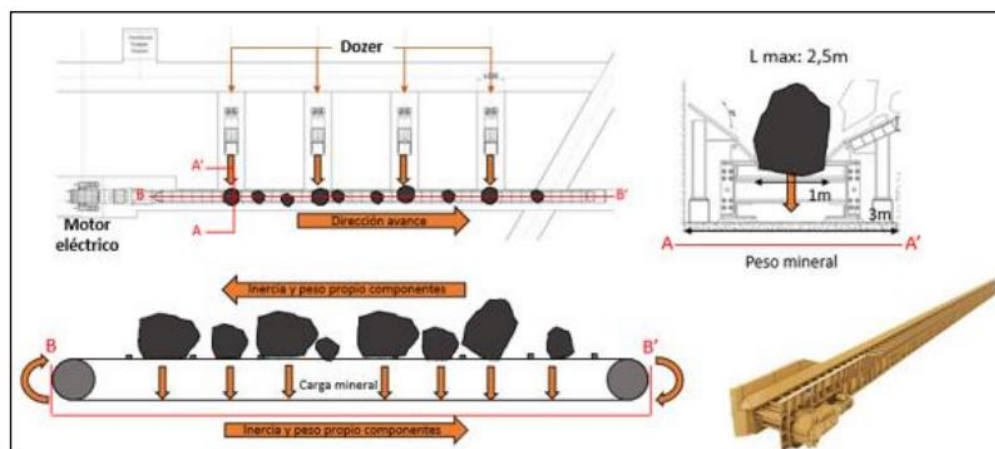


Figura 2: Transportador blindado, *panzer* (BCTEC, 2017).

Sizer es el equipo encargado de reducir el tamaño del mineral proveniente de los puntos de extracción. A diferencia de los chancadores de mandíbula o giratorios convencionales,

presenta dimensiones más compactas, lo que permite su instalación y operación en el mismo nivel de producción, sin necesidad de habilitar un nivel inferior para dicha función.

Su estructura está conformada por un cajón receptor capaz de admitir colpas de hasta 2,5 m de longitud. El proceso de chancado se lleva a cabo mediante dos rodillos dentados que giran en torno a ejes paralelos y en sentido opuesto. Estos capturan el mineral y lo fragmentan a través de mecanismos combinados de compresión y tensión, con la asistencia de una barra central que regula el *setting* de salida del equipo. La Figura 3 se presenta un esquema del chancador *sizer*.



Figura 3: Chancador de bajo perfil, *sizer* (MMD, 2016).

3.2 Minería continua

La minería continua se basa del principio de la explotación por hundimiento innovado utilizando los sistemas *dozer feeder*, *panzer* y *sizer*. Con una operación continua, sincronizada y automatizada, para la extracción y el manejo de materiales. Incluye chancadores de bajo perfil para reducir el tamaño de las rocas en el nivel de producción, lo que permite aplicar este método en minerales de fragmentación gruesa. Esto posibilita la producción simultánea en varios puntos de extracción de una misma galería, incrementando la capacidad de producción por área de trabajo (Carrasco, et al, 2004), La Figura 4 se muestra la estructura de la minería continua.

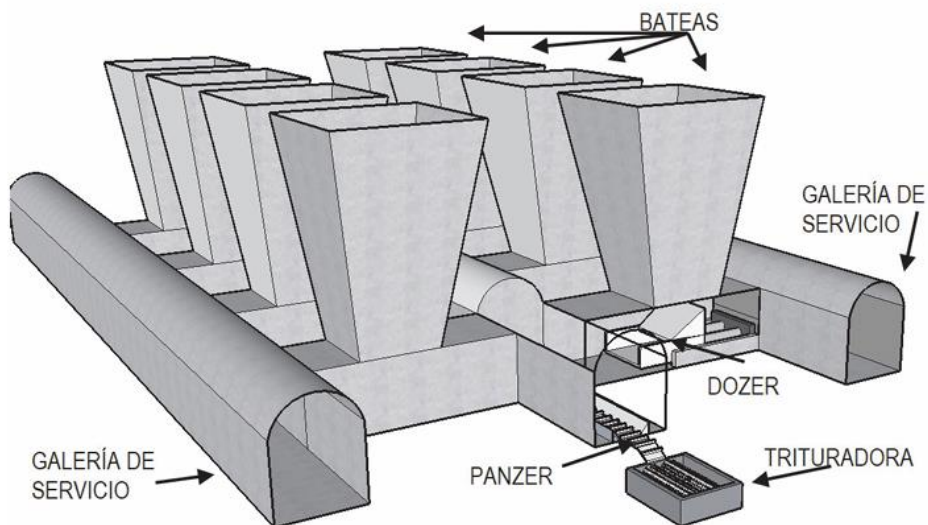


Figura 4: Vista tridimensional sistema de minería continua (Encina et al, 2008).

Un aspecto determinante para alcanzar las metas de la minería continua es la implementación de la mecanización y automatización, empleando tecnología que permita establecer un sistema automático y remoto. Esto facilita un sistema seguro, preciso, continuo y simultáneo, además de permitir el control de la mina desde cualquier ubicación (Riquelme, 2014).

Un estudio sobre el diseño del nivel de producción para un módulo genérico de minería continua, basado en observaciones del prototipo industrial en la división salvador. Se realizó simulaciones para determinar el número de puntos de extracción necesarios para alcanzar la tasa de extracción esperada, superior a 2 t/día/m², utilizando el sistema de minería continua, los resultados fueron (Morán, 2008).

- 6 puntos de extracción para un sistema de manejo de materiales de 500 t/h
- 10 puntos de extracción para un sistema de manejo de materiales de 1 000 – 1 500 t/h
- 12 puntos de extracción para un sistema de manejo de materiales de 2 000 t/h

La minería continua contempla dos tipos de configuraciones para los puntos de extracción, malla cuadrada y malla triangular. La desventaja de la malla triangular es la complejidad de su construcción, a causa de la intercalación de calles, lo que dificulta la operación de los equipos LHD durante el desarrollo de galerías. Por esta razón, se considera la construcción con malla cuadrada (Aros, 2008).

3.3 Caracterización del macizo rocoso

El diseño de excavaciones subterránea a gran escala requiere relacionar las propiedades del macizo rocoso con su comportamiento frente a esfuerzos inducidos. En este contexto, la

clasificación propuesta por Laubscher y Jakubec se ha convertido en una herramienta utilizada en el diseño de minas por hundimiento (Laubscher y Jakubec, 2000).

Laubscher introduce el concepto de *in situ rock mass rating* (IRMR) como punto de partida para la evaluación del macizo. Este índice corresponde a la suma de la resistencia de bloques rocosos (*rock block strength*, RBS), espaciamiento de discontinuidades (*jointing*) y la condición de las discontinuidades (*joint condition*), reflejando así tanto la resistencia de la roca intacta como las características de sus discontinuidades. El resultado es un índice que varía entre 0 y 100 puntos, clasificando el macizo desde clase 1 (muy competente) hasta clase 5 (muy débil) (Laubscher y Jakubec, 2000).

A partir del IRMR se obtiene la resistencia del macizo rocoso (RMS) que ajusta la resistencia de la roca intacta (*intact rock strength*, IRS) considerando la calidad del macizo y del efecto de escala, ya que en grandes volúmenes la resistencia tiende a ser un 80 % de la determinada en probetas pequeñas (Laubscher, 1990).

Finalmente, se determina la resistencia de diseño del macizo rocoso (*design rock mass strength*, DRMS) constituye el valor aplicable en condiciones mineras específicas. Este parámetro se calcula ajustando la RMS con coeficientes que representan el efecto de la meteorización (C_w), que varía entre 0,3 y 1, la orientación de las discontinuidades (C_o), que varía entre 0,63 y 0,9 y el daño por voladura (C_b), que varía entre 0,8 y 1.

En este trabajo, el sistema de Laubscher se utilizará para caracterizar el macizo rocoso del nivel 1841 de Chuquicamata subterránea, considerando IRMR, RMS y DRMS como parámetros principales.

3.4 Distribución de carga en pilares

La distribución de carga en pilares constituye un aspecto fundamental en el diseño de explotaciones subterráneas. El método más utilizado para estimar la tensión sobre los pilares es el método del área tributaria, que asume que cada pilar soporta el peso del macizo suprayacente correspondiente al área definida por las medidas de las distancias a las excavaciones adyacentes (Brady & Brown, 2006).

Bajo este enfoque, la tensión vertical media sobre el pilar se obtiene como el producto de la sobrecarga litostática por la razón entre el área tributaria y el área resistente del pilar, lo que permite una estimación preliminar simple y conservadora (Hoek & Brown, 1980). La Figura 5 representa la geometría del área tributaria de pilares

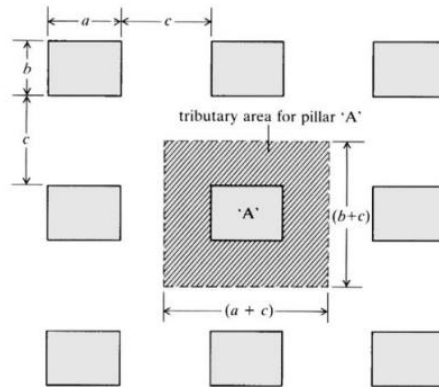


Figura 5: Geometría del área tributaria de pilares (Brady y Brown, 2006).

3.5 Estimación de la resistencia de pilares en minería

Diversos autores han desarrollados metodologías empíricas y semi-analíticas para estimar la resistencia y estabilidad de pilares en minas subterráneas. La mayoría de estas metodologías han sido desarrolladas para el método de explotación conocido como *room and pillar*, principalmente orientadas a la minería del carbón (Salamon y Munro, 1967). No obstante, algunas de ellas han demostrado ser estadísticamente adecuadas para pilares en rocas duras, es decir, aquellas con una resistencia superior a la del carbón (Lunder y Pakalnis, 1997).

Según la literatura existente, se puede resumir que la resistencia de un pilar está influenciada por los siguientes factores clave:

1. **Resistencia inferior a la de la roca intacta:** la resistencia del pilar es menor que la resistencia de la roca medida en condiciones de laboratorio, debido a las discontinuidades inherentes en el macizo rocoso (Martina y Maybee, 2000).
2. **Efecto del volumen del pilar:** la resistencia depende del volumen del pilar, influenciada por un efecto de escala relacionado con los defectos y discontinuidades presentes en el macizo rocoso (Lunder, 1994).
3. **Geometría del pilar:** la geometría, comúnmente expresada mediante la relación ancho/alto, afecta la distribución de esfuerzos dentro del pilar y sus condiciones de borde. Este efecto geométrico es fundamental para determinar su estabilidad (Lunder y Pakalnis, 1997).
4. **Influencia de las estructuras geológicas:** la resistencia del pilar también está condicionada por la orientación y la resistencia de las estructuras geológicas que lo atraviesan. Estas condicionantes son destacadas en guías empíricas de diseño, donde se recomienda complementar los cálculos con evaluaciones geomecánicas locales (Pakalnis, 2015).

El criterio más utilizado para evaluar la estabilidad es el factor de seguridad (F_s), definido como la razón entre la resistencia del pilar y la carga aplicada. Según Lunder y Pakalnis (Lunder y Pakalnis, 1997). La Tabla 1 están los criterios de aceptabilidad para pilares mineros:

Tabla 1: Criterio de aceptabilidad para pilares en minería.

Condición del pilar	Factor de seguridad	Referencia
Estable	$F_s > 1,4$	Lunder & Pakalnis (1997)

Las fórmulas empíricas se pueden clasificar en dos grupos, que consideran diferentes efectos sobre la resistencia del pilar:

- **Fórmulas efecto forma:** consideran que pilares con igual razón ancho/largo tendrán la misma resistencia, independiente del volumen o tamaño del pilar. Además, indican que la resistencia del pilar se relaciona directamente con la razón ancho/alto, es decir, con la forma del pilar (Hedley y Grant, 1972).
- **Fórmulas efecto tamaño:** plantean que a medida que el volumen del pilar aumenta, la resistencia disminuye para una misma forma. A medida que aumenta el volumen, se incorporan más discontinuidades, por lo que la resistencia debería disminuir (Lunder y Pakalnis, 1997).

Entre los modelos empíricos existentes, destaca la formulación de Stacey y Page, que integra los parámetros de resistencia del macizo (DRMS) dentro de las ecuaciones de esfuerzo para representar el comportamiento real de pilares en minas de roca dura. Este enfoque constituye la base de los cálculos desarrollados en el presente trabajo. (Stacey y Page, 1986).

4 Antecedentes

4.1 Antecedente proyecto mina Chuquicamata subterránea

La división Chuquicamata, ubicada en la región de Antofagasta a 1 650 km al norte de Santiago de Chile y a una altitud de 2 900 m s. n. m., constituye uno de los yacimientos de cobre más emblemáticos a nivel mundial. Históricamente, la mina a rajo abierto de Chuquicamata fue reconocida como la más grande del mundo;/ sin embargo, el aumento progresivo de la profundidad del rajo, el incremento de costos asociados a transporte y estabilidad de taludes, y la disminución de la ley del mineral hicieron inviable su continuidad en superficie (CODELCO, 2010).

En este contexto, en 2014 se aprobó la transformación del yacimiento a explotación subterránea bajo el método de hundimiento por macrobloques. El proyecto mina Chuquicamata subterránea (PMCHS) contempla una inversión inicial del orden de los 4 200 millones de USD (moneda 2013) y busca extender la vida útil del yacimiento por al menos 40 años, con una producción promedio proyectada de 366 000 t de cobre fino y 15 000 t de molibdeno fino anuales (CODELCO, 2010).

El plan de obras considera la construcción de aproximadamente 180 km de túneles en su primera fase, incluyendo piques de ventilación de gran diámetro, túneles de inyección de aire, galerías de transporte y accesos operacionales. A lo largo de la vida útil del proyecto, se estima que la mina alcanzará una red subterránea de más de 1 000 km de túneles, consolidándose como una de las infraestructuras mineras subterráneas más extensas del mundo (Mardones Osses, 2020).

Un aspecto distintivo del proyecto es la incorporación de tecnologías de automatización y control remoto, como el uso de equipos LHD semiautónomos, chancadores de bajo perfil, correas transportadoras blindadas y sistemas integrados de ventilación. Todo ello se gestiona desde el centro integrado de operaciones y gestión, el cual permite un monitoreo en tiempo real de seguridad, productividad y logística (Revista En Concreto, 2015). Esta transición posiciona a Chuquicamata subterránea como un referente mundial en minería de gran escala, no solo por su dimensión geotécnica, sino también por la innovación tecnológica aplicada a su operación.

4.2 Condición geológica

El yacimiento Chuquicamata, constituye uno de los depósitos de pórfido cuprífero más importantes del mundo. Su geología ha sido objeto de extensos estudios debido a la magnitud de sus reservas y a la complejidad estructural asociada a fallas regionales, alteraciones hidrotermales y heterogeneidad litológica.

Geológicamente, el yacimiento está limitado al oeste por la falla oeste, que separa el pórfido chuqui, intensamente mineralizado, del complejo intrusivo fortuna, de baja mineralización.

Esta estructura de orientación norte–sur representa un contacto litológico y estructural mayor que condiciona tanto la mineralización como la estabilidad geomecánica. Hacia el este, la continuidad está dada por unidades más homogéneas, con rocas de competencia media, similares a las observadas en los sectores inca norte y central oeste de la división salvador (Yavar, 2014).

La mineralización principal está asociada a zonas de alteración potásica y sericitica, presentándose en mayor intensidad en los sectores más afectados estructuralmente y disminuyendo gradualmente hacia el este. Bajo el rajo abierto de Chuquicamata se estima la existencia de más de 4 200 millones de t de mineral con una ley promedio de 0,71 % de cobre y 310 ppm de molibdeno, considerando una ley de corte de 0,4 % (Vega, 2017). Esta magnitud justifica la transición hacia explotación subterránea, bajo el método de hundimiento por macrobloques.

En base al informe, caracterización geotécnica estructural proyecto mina subterránea Chuquicamata delineamiento para ingeniería básica (CODELCO, 2009). Se consideró un volumen significativo de información proveniente de campañas de sondajes que superan los 50 000 metros lineales. De este total, 41 297 m corresponden a la campaña de perforación ejecutada entre 2006 y 2007 (Fase IVA de geología), mientras que 9 031 m provienen de la campaña realizada en 2008–2009 (Fase IVA de geotecnia). A esta información se suman los antecedentes obtenidos a partir del desarrollo y mapeo de labores subterráneas, que alcanzaron 11 771 m, distribuidos en las fases I y II (2003–2005, con 5 240 m) y en la fase III (2006–2009, con 6 531 m).

Complementariamente, para la definición de los modelos geotécnicos se integraron los datos de mapeo de celdas de superficie de la mina Chuquicamata, equivalente a aproximadamente 160 000 metros lineales o 2 043 celdas levantadas. Finalmente, la caracterización geotécnica y estructural del sector sur del proyecto consideró también las secciones de diseño aportadas por la superintendencia de geotecnia línea óxidos, a través de su área de caracterización.

En la mina Chuquicamata se establecen ocho dominios estructurales principales: Mesabi, Noroeste, Balmaceda, Estanques Blancos, Zaragoza, y los dominios Americana Sur, Americana Central y Americana Norte. Además, en el talud oeste se localizan los dominios Fortuna Norte y Fortuna Sur, tal como se muestra en la Figura 6. Siendo los dominios de Americana Sur, Central y Norte los de interés.

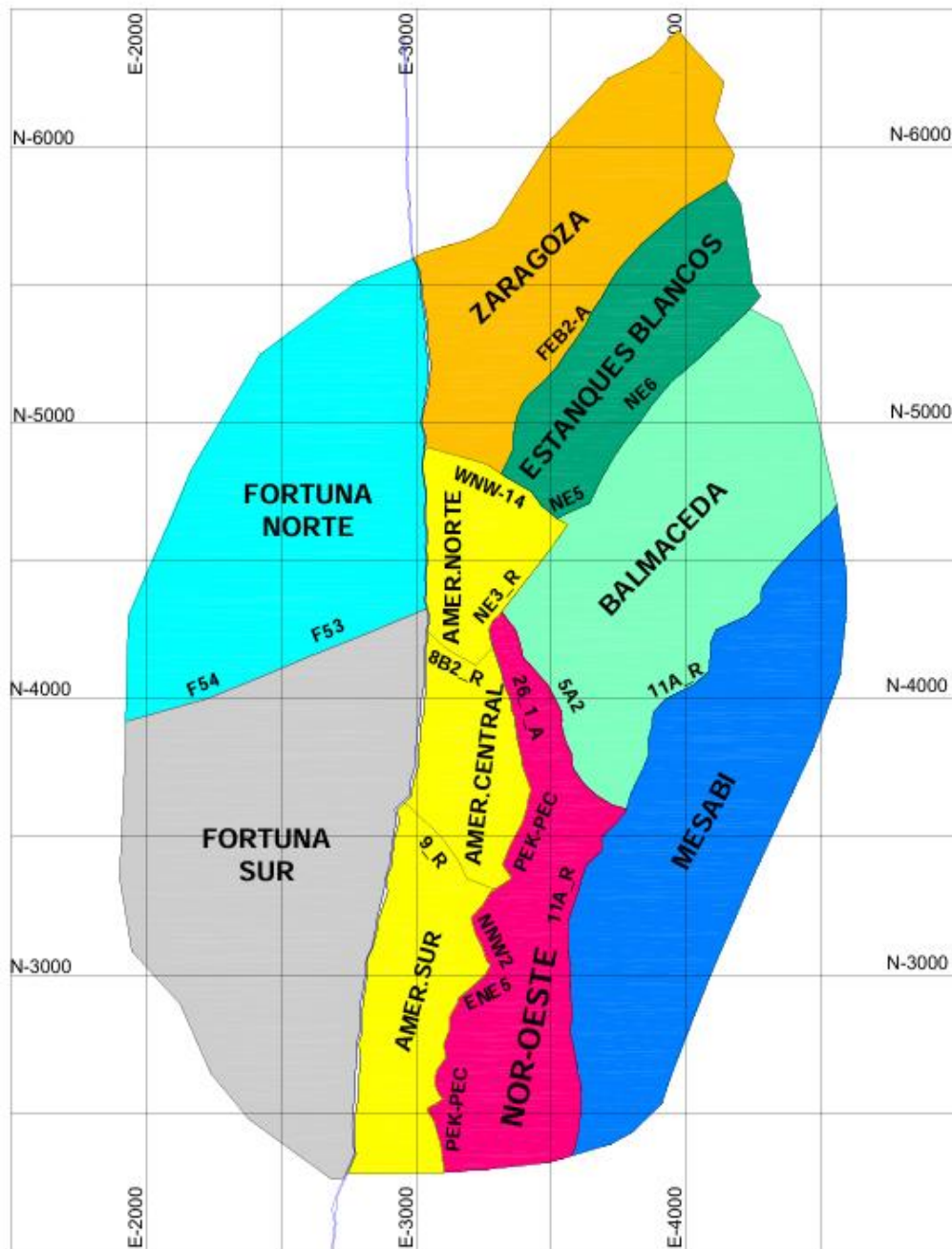


Figura 6: Límites dominios estructurales nivel 1841 (CODELCO, 2009).

4.2.1 Unidad geotécnica básicas

Para la caracterización geotécnica de Mina Chuquicamata, a partir del año 1999, se ha desarrollado el concepto de unidades geotécnicas básicas (UGTB), las que consisten en cuerpos relativamente homogéneos y que son el resultado de la sobreimposición de las unidades de alteración a las unidades litológicas. En base a lo antes mencionado, en Chuquicamata, principalmente en lo que será la futura mina subterránea, se reconocen doce UGTB y que son las que se mencionan continuación:

- Granodiorita fortuna (GDF)
- Zona de cizalle moderado (ZCM)
- Zona de cizalle intenso (ZCI)
- **Pórfido este sericítico (PES)**
- **Pórfido este potásico (PEK)**
- Pórfido este clorítico (PEC)
- Metasedimentos (MET)
- Granodiorita elena sur (GES)
- Brecha Entre Fallas (BEF)
- **Cuarzo mayor sericita ($Q>S$) (QMS)**
- **Cuarzo igual a sericita ($Q=S$) (QIS)**
- **Cuarzo menor a sericita ($Q<S$) (QMES)**

Las UGTB destacadas son aquellas que se considerarán en el presente estudio, debido a su relevancia geotécnica dentro de los dominios América Norte, Central y Sur. La Figura 7 muestra un isométrico, como producto final 3D, donde se aprecia la distribución espacial y configuración de las distintas UGTB 2009 modeladas.

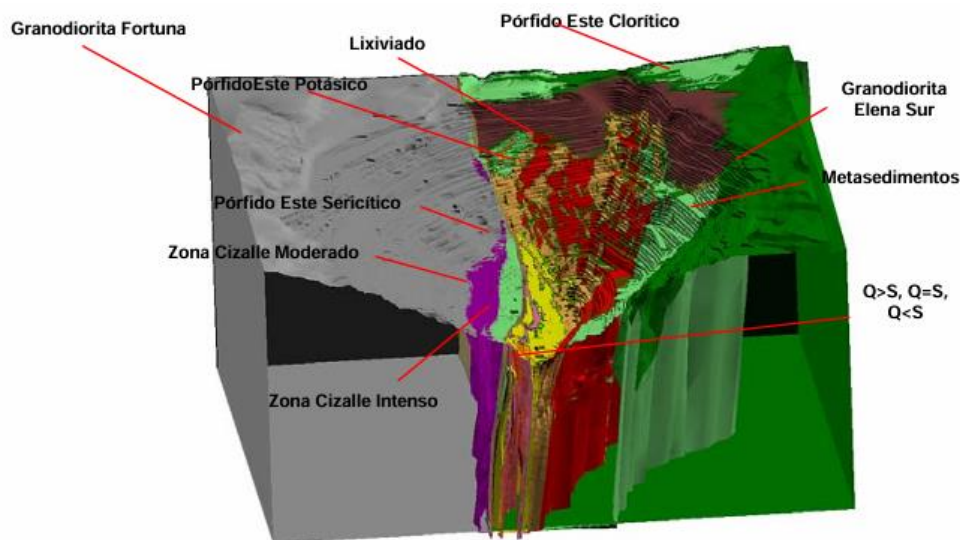


Figura 7: Modelo UGTB 2009 (CODELCO, 2009).

Los apartados siguientes se describen las UGTB seleccionadas por su importancia geotécnica y representatividad dentro del ámbito de análisis del presente estudio, En base al informe informe, caracterización geotécnica estructural proyecto mina subterránea Chuquicamata delineamiento para ingeniería básica (CODELCO, 2009).

a. Unidad geotécnica pórfido este sericítico (PES)

La unidad geotécnica pórfido este sericítico es el resultado de la sobre imposición de la unidad de alteración sericítica-potásica a la unidad litológica pórfido este. esta unidad se distribuye como una franja norte-sur en la parte centro y sur de los niveles 1841, 1625, 1409 y 1193, mientras que, en el sector norte, en estos mismos niveles, se distribuye sin una orientación preferencial y siendo la unidad predominante del sector. hacia el oeste presenta contactos gradacionales con la unidad roca cuarzo sericita, hacia el este grada a la unidad pórfido este potásico en el centro y sur del yacimiento, como se muestra en la Figura 8.

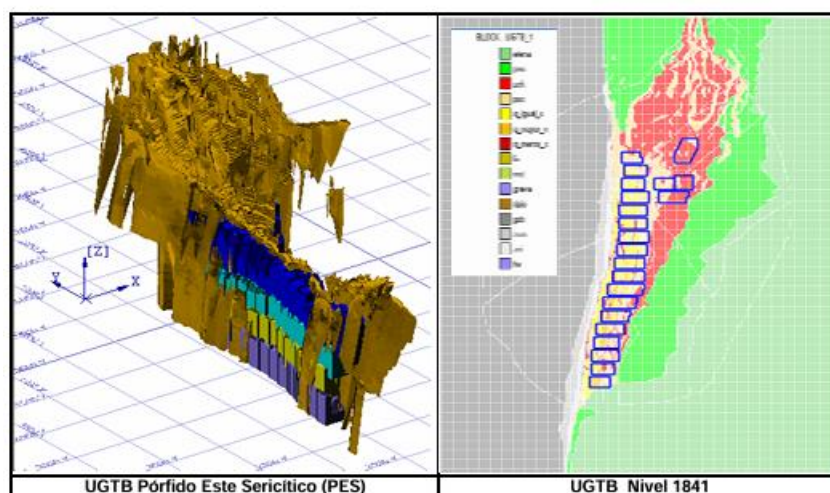


Figura 8: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica pórfido este sericítico, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).

b. Unidad geotécnica pórfido este potásico (PEK)

La unidad geotécnica pórfido este potásico es el resultado de la sobre imposición de la unidad de alteración potásica a la unidad litológica pórfido este. esta unidad se distribuye en la parte centro y sur de la mina subterránea (macrobloques) como una franja alargada norte sur discontinua, en tanto que hacia el norte se distribuye como porciones aisladas dentro de la unidad geotécnica pórfido este sericítico. ver Figura 9.

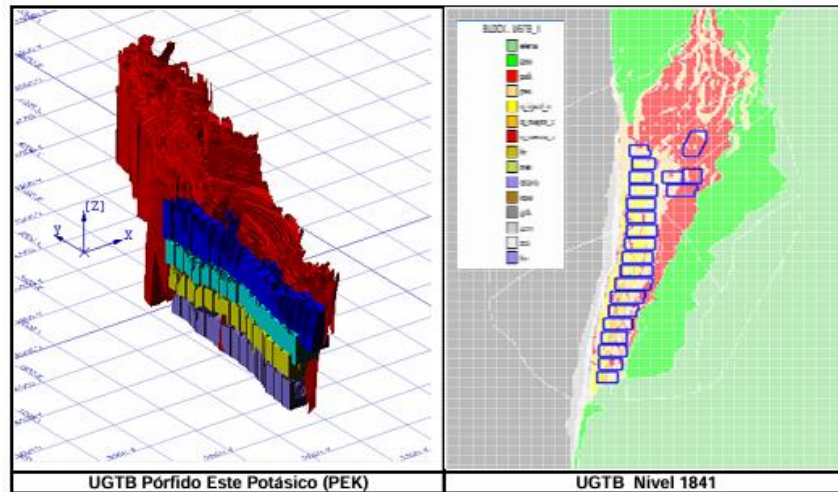


Figura 9: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica pórfido este potásico, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).

c. Unidad geotécnica cuarzo mayor sericita (Q>S) (QMS)

La unidad cuarzo mayor sericita corresponde a una roca de textura totalmente obliterada, producto de una intensa alteración cuarzo sericita. esta alteración está constituida principalmente de cuarzo secundario y sericita, el primero formando parte de vetas monominerálicas de dicho mineral, junto a cantidades subordinadas de anhidrita y yeso, mientras que la sericita ocurre de forma penetrativa, junto con cuarzo secundario, además de alterar a cristales relictos de feldespato, junto a calcita y minerales de arcilla. cabe destacar, además, la presencia de anhidrita, yeso, calcita, sericita y minerales de arcilla, todos diseminados y/o como relleno de microfracturas. esta unidad se expone como una franja continua norte-sur inmediatamente al este de fase 3 norte (sector medio) y sur del túnel, y como cuerpos colgados y aislados que se extienden hacia el contacto de la falla oeste hacia la porción norte de la fase 3 norte. Ver en la Figura 10.

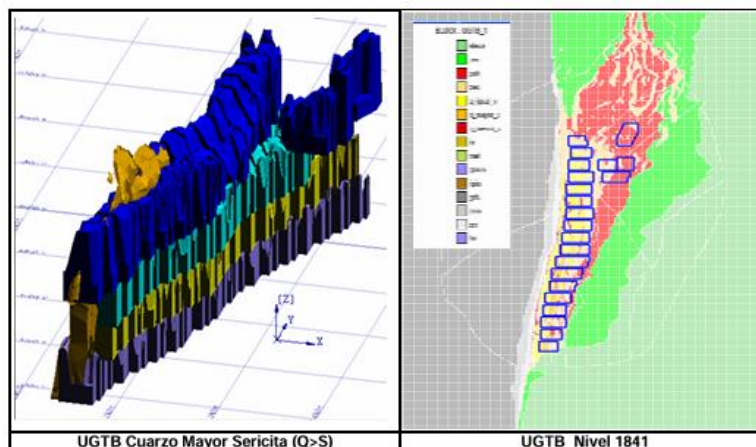


Figura 10: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica cuarzo mayor sericita, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).

d. Unidad geotécnica cuarzo igual a sericita (Q=S) (QIS)

En términos generales esta unidad se puede definir como el *background* de la unidad cuarzo mayor sericita y cuarzo menor sericita. La unidad cuarzo igual sericita corresponde a una roca con una alteración constituida principalmente de cuarzo secundario y sericita, los cuales ocurren de forma penetrativa, obliterando la totalidad de la textura original de la roca original. También se reconocen cristales de anhidrita, y cantidades subordinadas de yeso. La característica principal es el contenido de cuarzo semejante a sericita. Esta unidad se expone a lo largo de todo el cuerpo cuarzo sericítico presentando la mayor expresión areal de sus tres subunidades. Se reconoce como cuerpos alargados norte sur continuos hasta la inmediación del frontón de marina 3, desde este sector y hacia el norte se presenta en forma de cuerpos aislados y colgados desapareciendo en el extremo norte de la rampa de drenaje. Esta unidad grada hacia el este a la unidad pórfido este sericítico. Ver Figura 11.

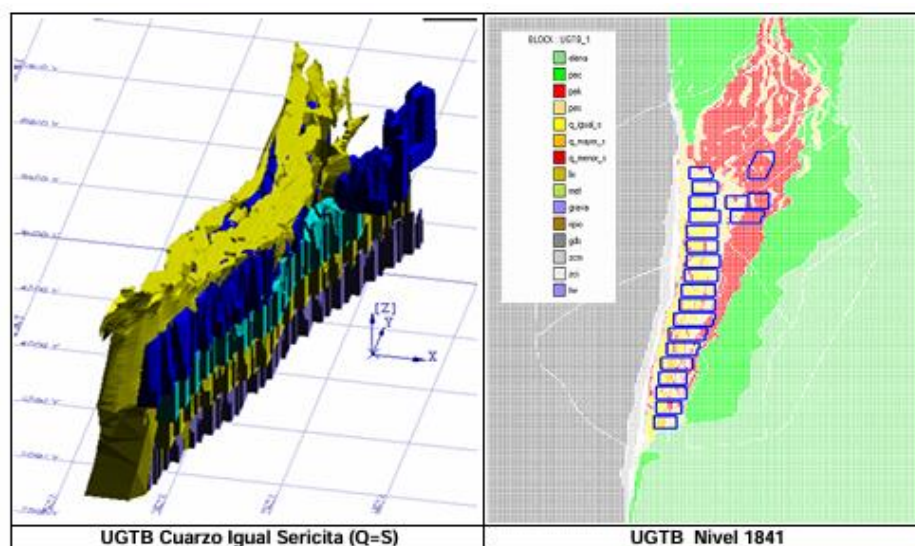


Figura 11: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica cuarzo igual sericita, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).

e. Unidad geotécnica cuarzo menor a sericita (Q<S) (QMES)

La unidad cuarzo menor sericita corresponde a una roca de textura totalmente obliterada, producto de una intensa alteración cuarzo sericita, en que la característica mineralógica principal es el alto contenido de sericita y arcillas. la alteración para esta unidad está constituida principalmente de cuarzo secundario y sericita, los cuales ocurren de forma penetrativa obliterando la totalidad de la textura original de la roca original, además de la presencia de anhidrita y trazas de cristales de yeso. se encuentra asociada a la zona de daño este de la falla oeste y a la zona de daño de fallas víf, con un eminente control estructural. esta unidad se expone como una franja discontinua norte-sur, principalmente en el flanco oriental de la falla oeste y como halo de estructuras mayores que cruzan la unidad. el cuerpo de esta unidad tiende a desaparecer y presentarse de forma aislada y colgada hacia el sur del frontón de marina 3. Ver Figura 12.

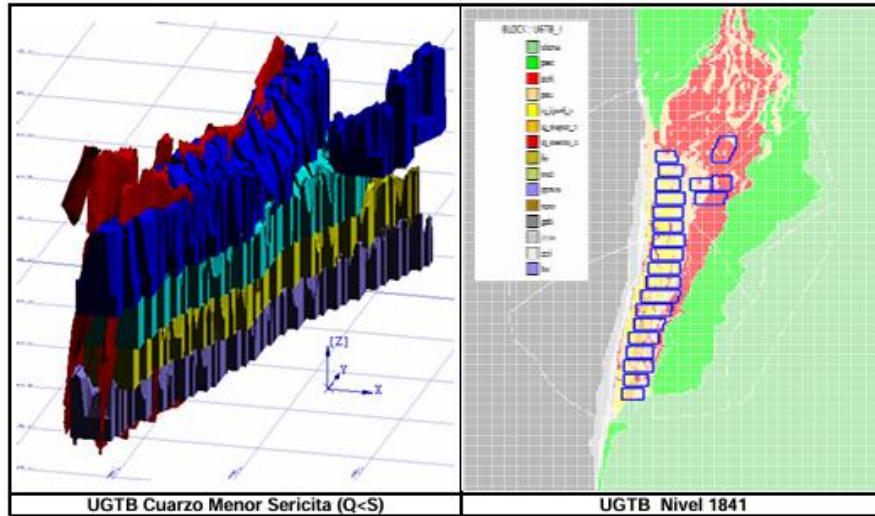


Figura 12: Modelamiento tridimensional de la unidad geotécnica básica cuarzo menor sericita, con vista hacia el noreste (CODELCO, 2009).

4.2.2 Dominio geotécnico

Un dominio geotécnico se define como un volumen relativamente homogéneo en términos de calidad de la roca, ajustado por factores como condiciones de esfuerzo, presencia de agua y geometría. Estos sectores, que influyen en las distintas UGTB, poseen características estructurales específicas y diferenciadas, relacionadas con conjuntos o familias de estructuras. Sus límites están determinados por elementos geológicos como fallas y contactos litológicos. Los dominios geotécnicos del nivel 1841 se muestra en la Tabla 2.

Tabla 2: Dominios geotécnicos en bloques del plan minero.

Dom. geotécnicos	UGTB	Dominios estructurales
EBPEK	PEK	Estanques Blancos
EBPES	PES	Estanques Blancos
ZAPEK	PEK	Zaragoza
ZAPES	PES	Zaragoza
ANPEK	PEK	Americana Norte
ANPES	PES	Americana Norte
ANQIS	Q=S	Americana Norte
ANQMES	Q<S	Americana Norte
ACPEK	PEK	Americana Central
ACPES	PES	Americana Central
ACQIS	Q=S	Americana Central
ACQMS	Q>S	Americana Central
ANQMES	Q<S	Americana Central
ASPEK	PEK	Americana Sur
ASPES	PES	Americana Sur
ASQIS	Q=S	Americana Sur
ASQMS	Q>S	Americana Sur
ASQMES	Q<S	Americana Sur
BAPEK	PEK	Balmaceda
BAPES	PES	Balmaceda
NOPEK	PES	Noroeste

Tabla 3: Parámetros mínimo, promedio y máximo de dominios geotécnicos ANPEK, ANPES, ANQIS y ANQMES.

Dom. geot.	ANPEK			ANPES			ANQIS			ANQMES		
Parámetro	m	P	M	m	p	M	m	P	M	m	P	M
FF	0	2	6	0	3	9	0	2	12	2	3	5
RQD	84	97	100	60	95	100	22	95	100	36	63	95
IRS MPa	62	116	170	60	114	169	33	61	88	5	22	45
GSI	54	59	61	51	57	61	45	51	55	40	43	55
IRMR	52	67	77	51	60	77	44	54	69	37	40	62

4.2.4 Dominio Americana Central

Corresponde al dominio generado por las características estructurales del subdominio Americana Central sobre las unidades geotécnicas PEK, PES, Q=S, Q>S y Q<S respectivamente. Los parámetros geotécnicos para estos dominios se resumen en la Tabla 4.

Tabla 4: Parámetros mínimo, promedio y máximo de dominios geotécnicos ACPEK, ACPES, ACQIS, ACQMS y ACQMES.

Dom. geot.	ACPEK			ACPES			ACQIS			ACQMS			ACQMES		
Parámetro	m	P	M	m	p	M	m	P	M	m	P	M	m	P	M
FF	0	3	9	0	4	11	0	3	14	0	2	8	1	4	8
RQD	964	96	100	60	93	100	35	92	100	77	95	100	39	76	97
IRS MPa	55	123	192	43	84	124	5	48	105	59	91	122	7	20	34
GSI	54	59	61	54	58	61	45	50	55	51	56	61	40	43	55
IRMR	53	66	78	51	62	76	43	50	68	49	59	74	37	42	62

4.2.5 Dominio Americana Sur

Corresponde al dominio generado por las características estructurales del subdominio Americana Sur sobre las unidades geotécnicas PEK, PES, Q=S, Q>S y Q<S respectivamente. Los parámetros geotécnicos para estos dominios se resumen en la Tabla 5.

Tabla 5: Parámetros mínimo, promedio y máximo de dominios geotécnicos ASPEK, ASPES, ASQIS, ASQMS y ASQMES.

Dom. geot.	ACPEK			ACPES			ACQIS			ACQMS			ACQMES		
Parámetro	m	P	M	m	p	M	m	P	M	m	P	M	m	P	M
FF	0	2	10	0	3	9	0	3	11	0	2	10	0	4	10
RQD	52	97	100	51	96	100	42	95	100	45	95	100	64	89	100
IRS MPa	60	109	459	30	75	120	24	46	68	33	87	140	9	21	34
GSI	54	58	61	51	56	61	45	49	55	51	56	61	40	43	55
IRMR	49	64	74	46	55	72	29	34	59	34	42	64	24	28	44

4.3 Descripción modelo convencional de malla de extracción

En la evolución de la minería subterránea a gran escala, se han desarrollado diferentes configuraciones de malla con el objetivo de garantizar la continuidad de las operaciones, la seguridad del personal y la eficiencia en el manejo de materiales. El diseño correspondiente al esquema de minería continua diseñado para Chuquicamata subterránea, caracterizado por una malla de configuración cuadrada en el nivel de producción. Lo relevante es que este modelo se reconoce como el estándar de la minería continua a gran escala, al integrar en un mismo esquema los componentes básicos de extracción (*dozer feeder*), transporte (correa *panzer*), reducción primaria (chancador *sizer*) y soporte auxiliar (galerías de servicio). En la Figura 14 se observa el diseño convencional de la malla, donde se aprecia claramente la disposición de estos elementos y la relación espacial entre la galería *panzer*, el alimentador y la galería de servicio.

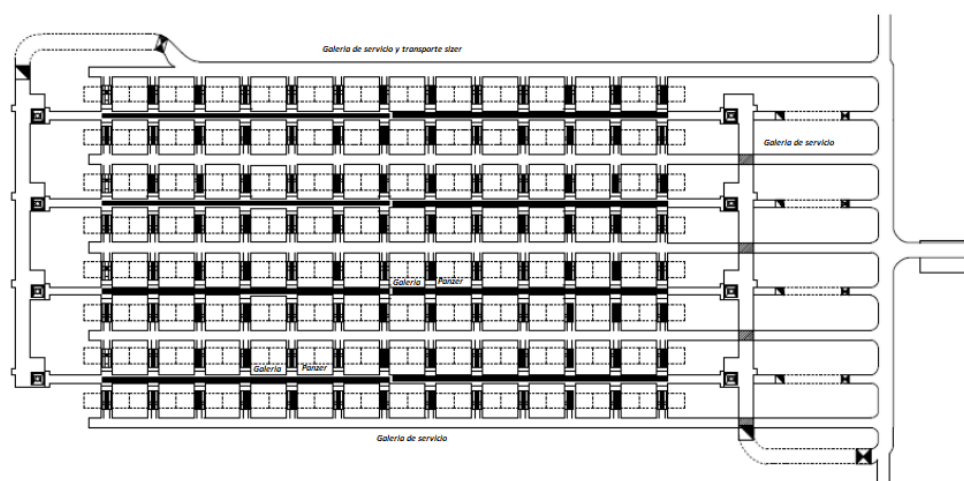


Figura 14: Malla convencional del nivel producción (CODELCO, 2014).

Diversos estudios han demostrado que, a medida que se multiplican los vacíos subterráneos, los pilares no solo deben soportar una mayor carga unitaria, sino que también reciben esfuerzos inducidos por la interacción con excavaciones adyacentes, lo que acelera procesos de degradación y puede desencadenar fallas progresivas en cadena (Bartlett y Nesbitt, 2000; Tavakoli, 2014). Por ello, el trazado de galerías de servicio en diseños de gran escala debe evaluarse con rigurosidad, ya que, si bien cumplen un rol funcional en la operación, también representan un factor de riesgo que compromete la estabilidad global del macizo.

5 Metodología

El estudio se realizó mediante la siguiente metodología:

1. Definición casos de estudio: se estableció el escenario inicial del estudio, definiendo los parámetros principales, realizando la búsqueda de información técnica, recopilando datos relevantes y contextualizando el entorno operativo del método de minería continua.
2. Creación de modelos de malla: se diseñaron y representaron los modelos de malla correspondientes a los casos, utilizando el *software* AutoCAD para su modelación en planta y corte.
3. Cálculo de los índices geotécnicos, en plantilla Excel. Se calcularon los índices geotécnicos de los pilares, incluyendo el RMS, el DRMS según Laubscher.
4. Estimación de la resistencia de pilares: se estimó la resistencia de los pilares aplicando los criterios propuestos por Stacey y Page. Además, se calcularon los factores de seguridad correspondientes para cada escenario de diseño.
5. Comparación y evaluación: con base en los resultados obtenidos, se identificaron y analizaron las diferencias en estabilidad y rendimiento entre ambos diseños de malla. Se evaluaron también las ventajas y desventajas asociadas a cada alternativa.
6. Conclusiones y recomendaciones: para cada uno de los objetivos propuestos, se elaboraron conclusiones basadas en los resultados del estudio. Asimismo, se desarrollaron recomendaciones orientadas a facilitar la comprensión de los hallazgos y destacar los aspectos más relevantes de la investigación.

6 Resultados

6.1 Diseños de malla

6.1.1 Caso A1

El diseño correspondiente al caso A1 se caracteriza por una configuración convencional de malla cuadrada en el nivel de producción con galerías servicios, que contempla galería cabecera, galería *panzer*, galería de servicio, galerías *dozer* y galería de transporte *sizer*. El principio de funcionamiento de este diseño se basa en la utilización de un alimentador estacionario conocido como *dozer feeder*, ver Figura 15 instalado directamente bajo los puntos de extracción en las galerías *dozer*. Mediante movimientos alternativos de avance y retroceso, el alimentador desestabiliza la pila de material fragmentado, lo que permite su descarga controlada hacia la correa *panzer*, un transportador blindado de cadenas encargado de trasladar el mineral hacia el sistema de chancado primario. De esta manera, el proceso de extracción y transporte del mineral se desarrolla de forma secuencial, asegurando la continuidad operativa en el nivel de producción.

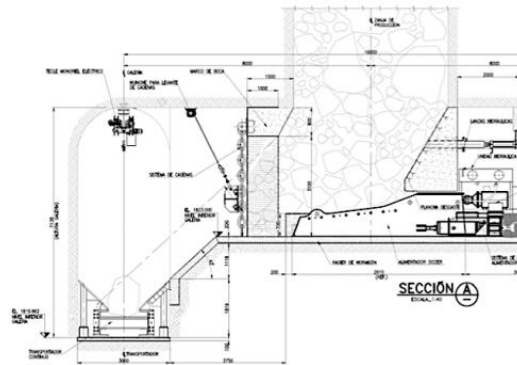


Figura 15: Corte galería, equipo *dozer feeder* con *panzer* (CODELCO, 2014).

La instalación y operación del *dozer feeder* requiere la construcción de una galería auxiliar, denominada galería de servicio, ver Figura 16, dispuesta paralela y contigua a la galería *panzer*. El rol de esta galería es múltiple: alberga los sistemas eléctricos e hidráulicos que permiten el accionamiento del alimentador, posibilita el acceso de equipos y vehículos de mantenimiento, y constituye un espacio habilitado para la ejecución de maniobras de control de colgaduras y otras labores de seguridad operacional. En este sentido, la galería de servicio cumple una función estratégica para la continuidad productiva y el soporte de la operación minera, pero también implica un aumento en las excavaciones auxiliares necesarias para su implementación.

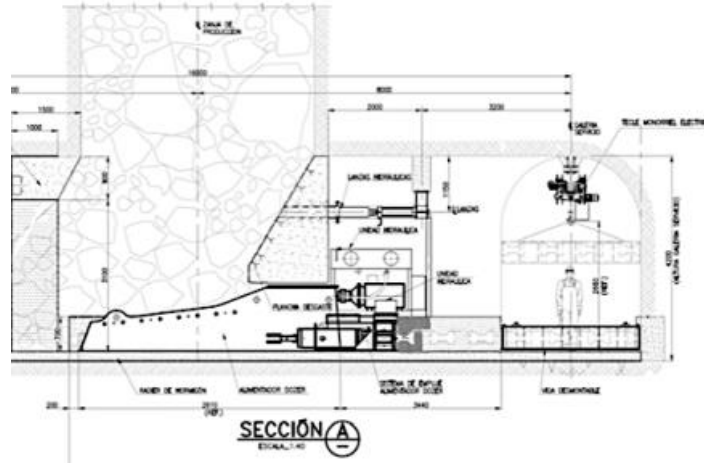


Figura 16: Corte galería, equipo dozer feeder con galería de servicio (CODELCO, 2014).

La Figura 17 se muestra el diseño de la malla, con las disposiciones de las galerías principales de transporte, servicios, *dozer*, *panzer* y cabecera. Este diseño, basado en una estructura ordenada, integra en un mismo nivel las áreas de extracción, transporte y chancado, favoreciendo la continuidad operativa, aunque también implica la necesidad las galerías de servicio.

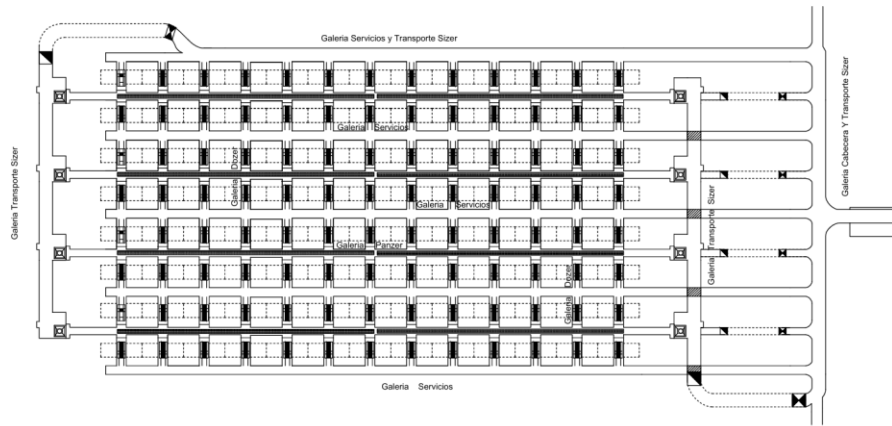


Figura 17: Malla convencional del nivel producción, caso A1 y A2 (CODELCO, 2014).

La Figura 18 muestra las secciones y dimensiones internas de las galerías *dozer*, *panzer*, cabecera y transporte–*sizer*, servicios y de la nave de mantención, respectivamente. Estas dimensiones corresponden al diseño caso A1 del proyecto y se utilizarán para los análisis comparativos de estabilidad del estudio.

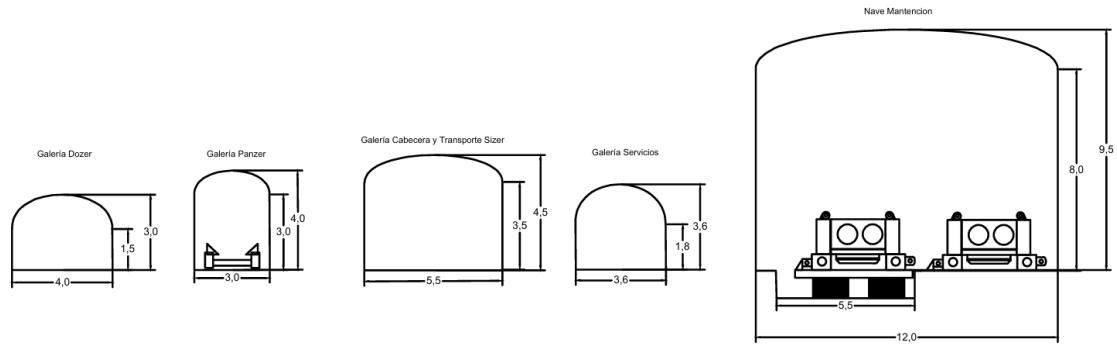


Figura 18: Dimensiones de galerías, malla caso A1 (CODELCO, 2014).

La Figura 19 representa una vista de perfil del nivel la galería *panzer*, donde se visualizan los puntos de extracción, galerías *dozer*, la galería de transporte–*sizer* y la galería cabecera. Este esquema permite apreciar la relación espacial entre vacíos y pilares, destacando cómo la disposición paralela de galerías genera una reducción en el espesor efectivo de los pilares. Esta condición geomecánica es relevante, dado que una mayor densidad de excavaciones incrementa la concentración de esfuerzos en el entorno inmediato, afectando la estabilidad global del macizo rocoso.

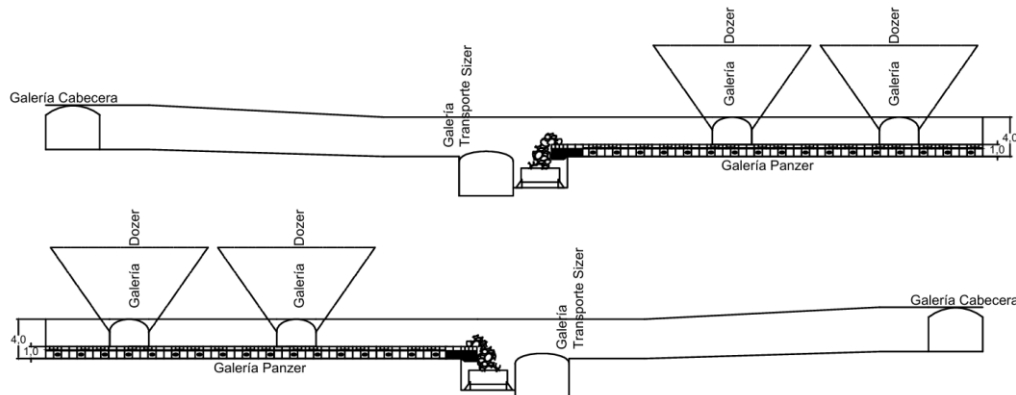


Figura 19: Corte galería panzer, malla caso A1 (CODELCO, 2014).

6.1.2 Caso A2

El caso A2 corresponde a una variante del diseño convencional caso A1 que mantiene la misma configuración de malla cuadrada de la Figura 17 y la misma secuencia operacional *dozer feeder* a *panzer* a *sizer*, introduciendo ajustes a geométricos a las galerías, disminuyendo la altura. El objetivo es mejorar los márgenes geomecánicos y reducir concentraciones de esfuerzo.

Se cambió la altura de las galerías *dozer*, *panzer* y servicios en la Figura 20 se aprecia las nuevas dimensiones, mientras que en la Figura 21 se muestra la vista de perfil con las dimensiones cambiadas.

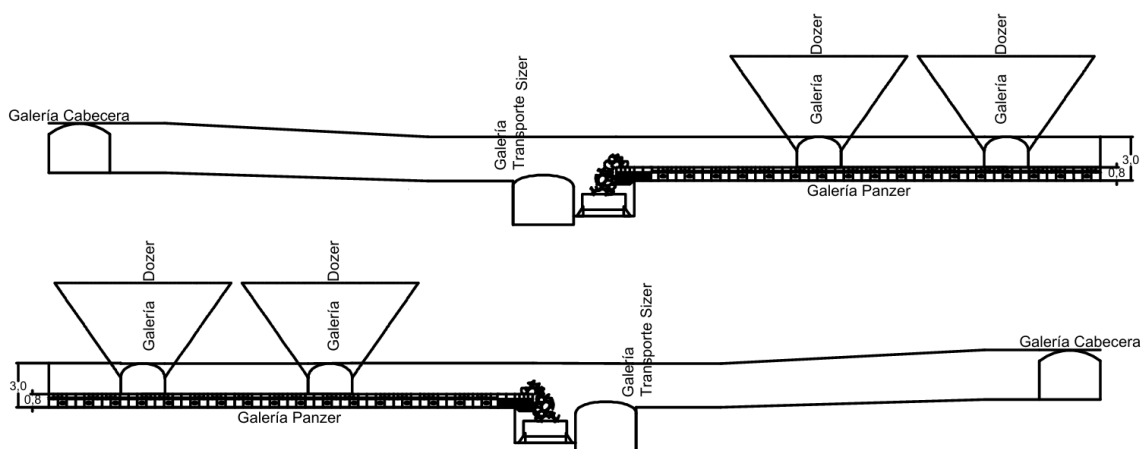
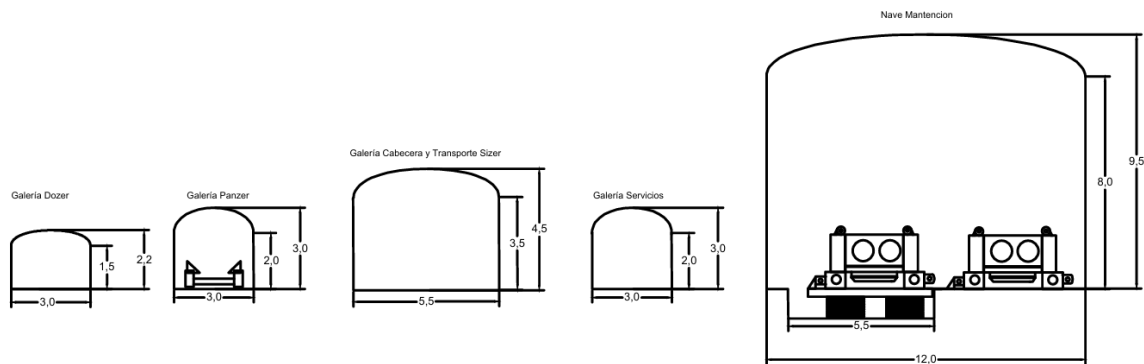


Figura 21: Corte galería panzer, malla caso A2 (CODELCO, 2014).

6.1.3 Caso B1

Una alternativa orientada a mejorar la estabilidad del macizo rocoso consiste en el diseño de una malla cuadrada que elimina las galerías de servicio en el nivel de producción. Para ello, se incorpora un nuevo tipo de alimentador que permite realizar las labores de mantención desde la galería principal, evitando excavaciones adicionales. En este contexto, se selecciona el alimentador basculante ver Figura 22, equipo que cumple con los requerimientos funcionales y posibilita la eliminación de las galerías de servicio, favoreciendo así la estabilidad global del yacimiento al reducir el volumen excavado.

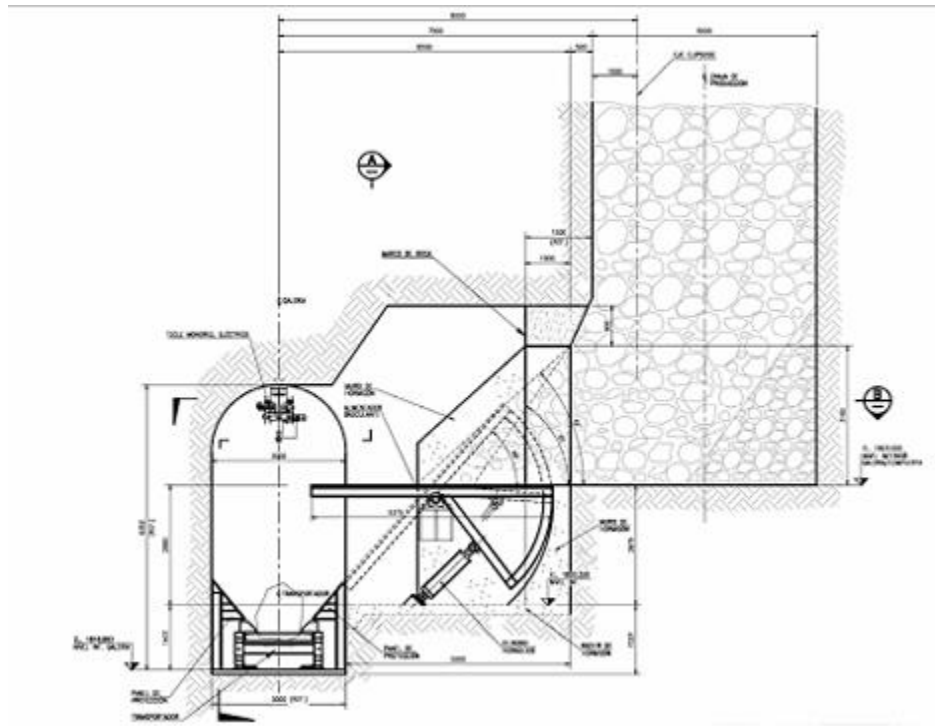


Figura 22: Corte de galería, equipo Alimentador Basculante. (CODELCO, 2014)

El funcionamiento del alimentador basculante se ilustra en la Figura 23. Inicialmente, este equipo interrumpe el flujo de mineral, para luego ejecutar un movimiento de rotación en torno a un eje que eleva el material fragmentado y lo deposita hacia el pique de traspaso, ubicado en el nivel de transporte, a 18 m bajo el nivel de producción. Durante esta operación, la parte posterior del balde actúa como barrera, conteniendo el material y evitando un flujo incontrolado. Una vez completada la descarga, el equipo retorna a su posición de reposo, permitiendo que el flujo de mineral se restablezca y el ciclo se reinicie de manera continua.

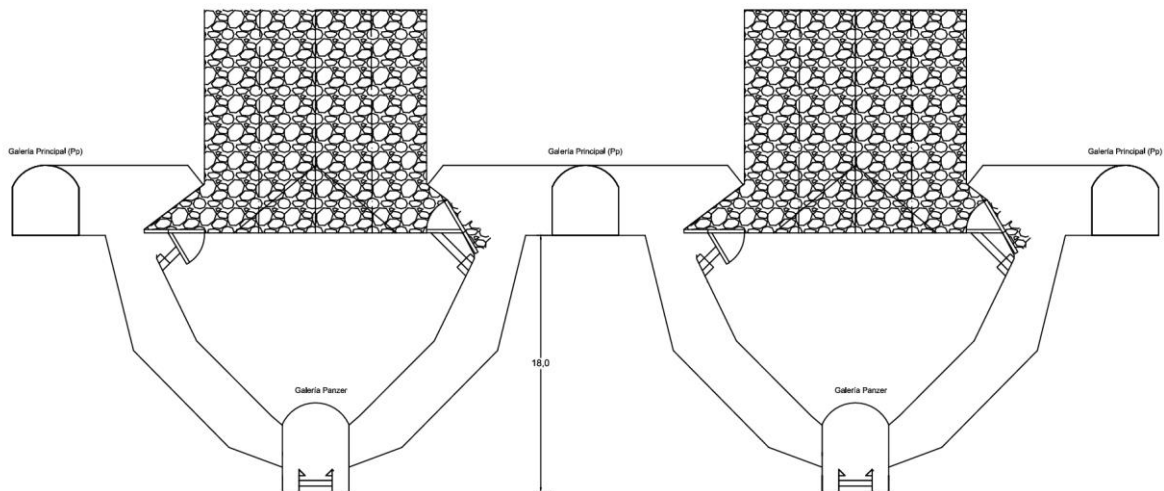


Figura 23: Diseño de alimentador basculante, caso B1 y B2.

El diseño de malla propuesto para el caso B1 contempla dos niveles claramente diferenciados. En el nivel de producción se ubican los alimentadores basculantes Figura 24, mientras que, en el nivel inferior, correspondiente al transporte y chancado, se ubican la correa *panzer* y el chancador *sizer* Figura 25. Estas figuras detallan las principales modificaciones estructurales en comparación con el diseño convencional.

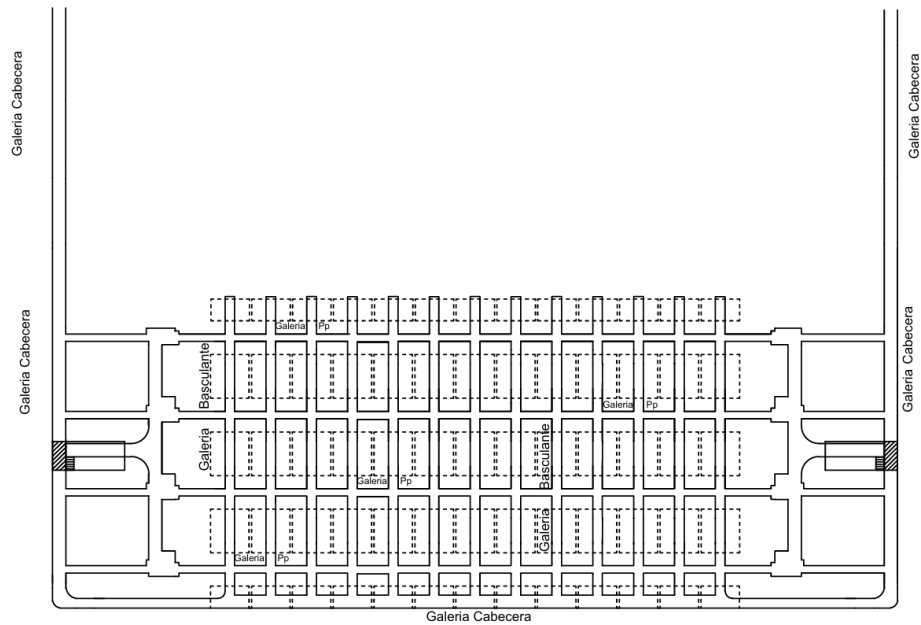


Figura 24: Diseño malla nivel producción sin galerías servicio, caso B1 y B2.

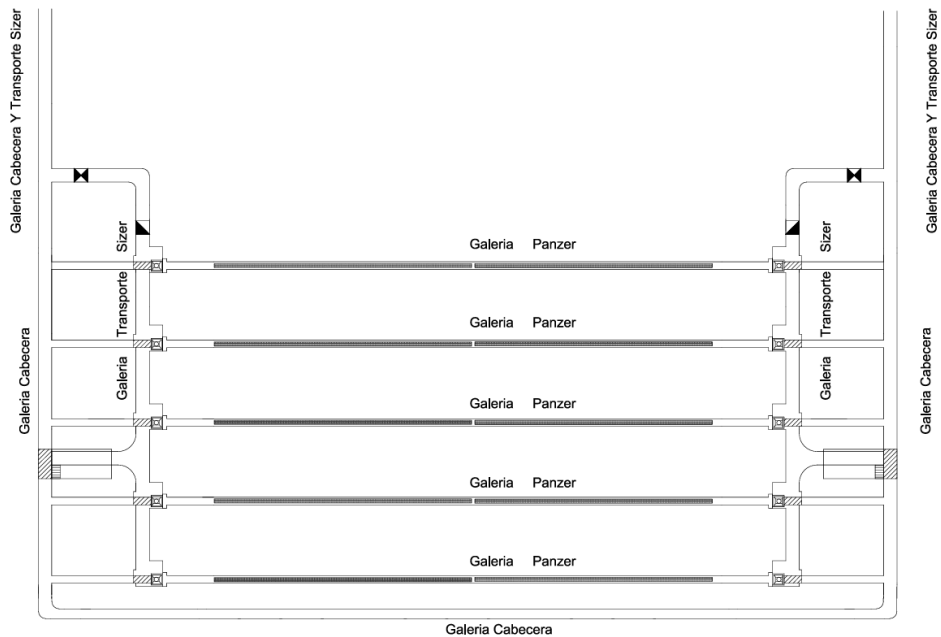


Figura 25: Diseño malla nivel transporte y chancado, sin galerías servicio, caso B1 y B2.

A diferencia de los diseños tradicionales que incluyen galerías de servicio, esta configuración de malla no se ve sometida a los esfuerzos adicionales generados por dichas excavaciones. En consecuencia, se proyecta una mayor estabilidad estructural. Las dimensiones asociadas a los distintos elementos del diseño se presentan en la Figura 26, mientras que la Figura 27 ofrece una vista de perfil, donde se representa la relación entre el nivel de producción y el nivel de transporte y chancado, separados por una distancia vertical de 18 m.

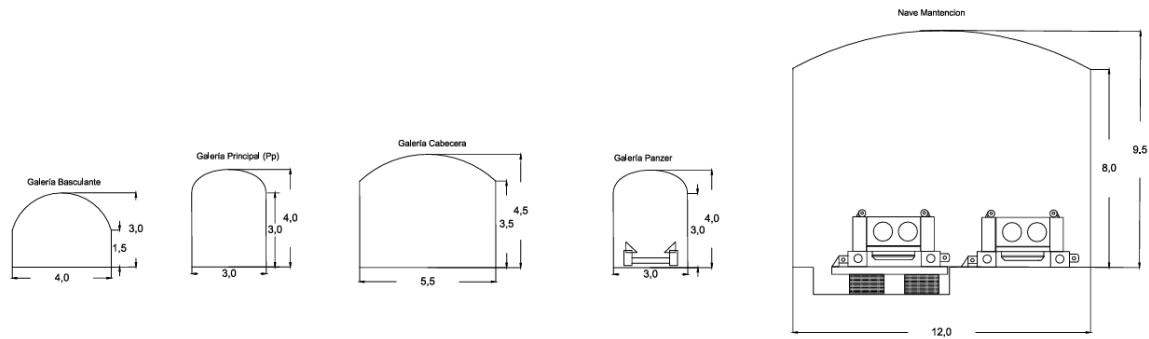


Figura 26: Dimensiones de galerías, malla caso B1.

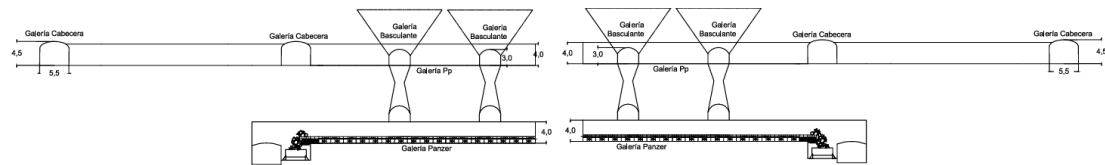


Figura 27: Corte galería Pp y panzer, malla caso B1.

6.1.4 Caso B2

El caso B2 conserva la estructura y la lógica operacional del caso B1, malla cuadrada sin galerías de servicio en el nivel de producción, ver Figura 24, alimentadores basculantes en cada punto y manejo de materiales en el nivel inferior, ver Figura 25, con *panzer* y *sizer*, introduciendo dos ajustes geométricos puntuales, modificación del ancho de la galería del alimentador basculante en el nivel de producción y reducción de la altura de la galería principal. Estos cambios buscan optimizar simultáneamente la estabilidad geomecánica y la mantenibilidad del sistema, minimizando volumen excavado sin comprometer los claros funcionales del equipo. En la Figura 28 se presentan las dimensiones de las galerías para el caso B2, mientras que en la Figura 29 se muestra la vista de perfil con las nuevas dimensiones implementadas.

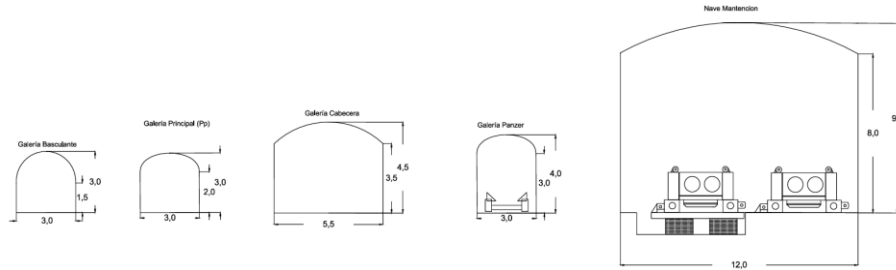


Figura 28: Dimensiones de galerías, malla caso B2.

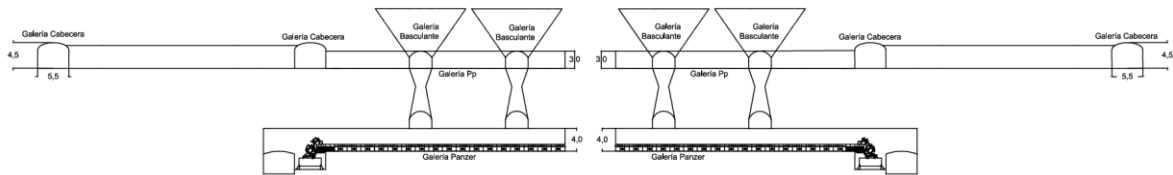


Figura 29: Corte galería Pp y panzer, malla caso B2.

6.2 Diseño de pilares

6.2.1 Parámetro de los pilares

Para el diseño de pilares, es fundamental definir las dimensiones geométricas de cada uno, específicamente su ancho, alto y largo. En la Tabla 6 se presentan las dimensiones consideradas para cada caso de estudio, las cuales constituyen la base para el análisis estructural y la evaluación de su resistencia.

Tabla 6: Parámetro pilares.

Casos	A1	A2	B1	B2
Ancho (W) m	13	13	13	13
Alto (H) m	4	3	4	3
Largo (L) m	12,7	12,7	29	29

6.2.2 Estimación de cargas

Para esta sección se presenta la estimación de las cargas actuantes sobre los pilares de la malla de producción, utilizando el método del área tributaria. Este método, ampliamente empleado en minería subterránea por su simplicidad y carácter conservador, considera que cada pilar soporta la sobrecarga litostática correspondiente al área definida. Para calcular la carga del pilar se utiliza la siguiente Ecuación 1 de Brady & Brown.

$$\sigma_p = \sigma_v \cdot \frac{(W_p + W_0) \cdot (L_p + L_0)}{(W_p \cdot L_p)}$$

Ecuación 1: Área tributaria, estimación de carga.

σ_p , Esfuerzo aplicado sobre el pilar, en MPa.

σ_v , Esfuerzo in situ, en MPa.

W_p , Ancho del pilar. en m.

W_0 , Ancho de la excavación, en m.

L_p , Largo del pilar, en m.

L_0 , Largo de la excavación, en m.

La Tabla 7 se presentan los parámetros geométricos y valores de σ_p obtenidos para los distintos escenarios analizados. Estos resultados permiten comparar la influencia de la geometría de los pilares, constituyendo la base para la evaluación de la estabilidad en secciones posteriores.

Tabla 7: Parámetros geométricos y valores de σ_p .

Casos	A1	A2	B1	B2
W_p m	13	13	13	13
W_0 m	4	3	4	3
L_p m	12,7	12,7	29	29
L_0 m	3,3	3	3	3
σ_v MPa	15	15	15	15
σ_p MPa	24,7	22,8	21,6	20,4

Se observa que las mallas A, asociados a pilares con menores longitudes en comparación con los casos B, presentan mayores cargas en el pilar (σ_p). Asimismo, dentro de cada grupo, la reducción de la abertura transversal W_0 desde 4 a 3 m implica una disminución de la carga tributaria sobre el pilar, lo que se refleja en valores menores de σ_p . Estos resultados confirman la relación inversa entre el área resistente del pilar y la tensión aplicada, coherente con la formulación teórica.

6.3 Estimación de resistencia pilares

Para la determinación de la resistencia del pilar, se aplicará el criterio propuesto por Stacey y Page (1986). Para ello, es necesario calcular la resistencia de diseño del macizo rocoso (DRMS) según el método desarrollado por Laubscher, considerando los valores correspondientes a cada dominio geotécnico: América Norte, Central y Sur. Para el cálculo se utilizó los valores promedio de la de cada dominio geotécnico.

El cálculo del DRMS requiere previamente la obtención del RMS (*rock mass strength*), el cual se determina a partir de la siguiente Ecuación 2:

$$RMS = 0,8 \cdot IRS \cdot \left(\frac{IRMR - P(IRS)}{80} \right)$$

Ecuación 2: Rock mass strength.

RMS, rock mass strength, en MPa.

IRS, intact rock strength, en MPa.

IRMR, in situ rock mass ranting.

P(IRS), puntaje asociado al valor del IRS.

En la Tabla 8 se presentan los puntajes asignados a los valores del Índice de resistencia de la roca intacta (IRS), los cuales son utilizados para la estimación del parámetro RMS

Tabla 8: Valor de puntajes del IRS

<i>IRS MPa</i>	<i>1-4</i>	<i>5-11</i>	<i>12-24</i>	<i>25-34</i>	<i>35-44</i>	<i>45-64</i>	<i>65-84</i>	<i>85-104</i>	<i>105-124</i>	<i>125-144</i>	<i>145-164</i>	<i>165-184</i>	<i>185></i>
<i>Puntaje</i>	1	2	3	4	5	6	8	10	12	14	16	18	20

Una vez calculado el RMS, se tiene que calcular el DRMS ajustando RMS con los factores representan el efecto de la meteorización (C_w) utilizando el valor de 1 ya que no hay meteorización asumir, la orientación de las discontinuidades (C_o), utilizando los valores 0,63 y 0,9 ya que depende de la posición de las diaclasas, asumiendo como valor mínimo y máximo para la resistencia del pilar y el daño por voladura (C_b) con un valor de 0,97 ya que se realiza la voladura controlada. Para calcular DRMS se aplica la siguiente Ecuación 3.

$$DRMS = C_w \cdot C_o \cdot C_b \cdot RMS$$

Ecuación 3: Design rock mass strength.

DRMS, design rock mass strength, en MPa.

RMS, rock mass strength, en MPa.

C_w, ajuste por meteorización.

C_o, ajuste por orientación de las discontinuidades.

C_b, ajuste por efecto de voladuras.

Con el DRMS previamente determinado, es posible aplicar el método empírico de Stacey y Page para estimar la resistencia del pilar. Este criterio establece dos expresiones Ecuación 4 y Ecuación 5 diferenciadas en función de la relación entre el ancho y la altura del pilar (W/H), con el objetivo de representar adecuadamente el comportamiento estructural del macizo rocoso bajo distintas geometrías.

Para W:H menor a 4,5.

$$P_s = k \cdot \frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$$

Ecuación 4: Resistencia para pilares W:H menores 4,5.

Para W:H mayor a 4,5.

$$P_s = k \cdot \frac{2,5}{V^{0,07}} \left\{ 0,13 \cdot \left[\left(\frac{R}{4,5} \right)^{4,5} - 1 \right] + 1 \right\}$$

Ecuación 5: Resistencia para pilares W:H mayores 4,5.

P_s, resistencia del pilar, en MPa.

W, ancho del pilar, en m.

H, altura del pilar, en m.

R = $\frac{W_{eff}}{H}$, razón entre el ancho y alto del pilar.

V = $W_{eff}^2 \cdot H$, volumen del pilar, en m³.

$k = DRMS$, resistencia de diseño de macizo rocoso de laubscher en MPa.

$$W_{eff} = 4 \cdot \frac{\text{área planta del pilar}}{\text{perímetro pilar}} = 4 \cdot \frac{W \cdot L}{2 \cdot (W + L)}, \text{ en m.}$$

L , largo del pilar, en m.

6.3.1 Resistencia pilar dominio Americana Norte

Una vez determinados todos los parámetros geotécnicos necesarios, se procede al cálculo de la resistencia de los pilares para los distintos dominios geotécnicos del sector América Norte, aplicando el criterio empírico de Stacey y Page.

Las Tabla 9, Tabla 10, Tabla 11 y Tabla 12 presentan los resultados obtenidos para los dominios ANPEK, ANPES, ANQIS y ANQMES, correspondientes a las configuraciones de malla A1, B1, A2 y B2, respectivamente. En cada tabla se incluyen los valores promedio de los principales parámetros empleados en la estimación de la resistencia, tales como el IRS, IRMR, RMS, DRMS y finalmente la resistencia del pilar expresada en MPa.

Tabla 9: Resultados de parámetros, pilar malla A1, dominio Americana Norte.

Malla A1								
Dom. geot.	ANPEK		ANPES		ANQIS		ANQMES	
Weff m	12,8		12,8		12,8		12,8	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,4		1,4		1,4		1,4	
IRS MPa	116		114		61		22	
IRMR	67		60		54		40	
P(IRS)	12		12		6		3	
RMS MPa	64		55		29		8	
DRMS MPa	39	56	33	48	18	26	5	7
Ps MPa	53	76	45	65	24	35	7	10

Tabla 10: Resultados de parámetros, pilar malla B1, dominio Americana Norte.

Malla B1								
Dom. geot.	ANPEK		ANPES		ANQIS		ANQMES	
Weff	18		18		18		18	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,6		1,6		1,6		1,6	
IRS MPa	116		114		61		22	
IRMR	67		60		54		40	
P(IRS)	12		12		6		3	
RMS MPa	64		55		29		8	
DRMS MPa	39	56	33	48	18	26	5	7
Ps MPa	63	89	54	77	29	41	8	11

Tabla 11: Resultados de parámetros, pilar malla A2, dominio Americana Norte.

Malla A2								
Dom. geot.	ANPEK		ANPES		ANQIS		ANQMES	
W _{eff}	12,8		12,8		12,8		12,8	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,7		1,7		1,7		1,7	
IRS MPa	116		114		61		22	
IRMR	67		60		54		40	
P(IRS)	12		12		6		3	
RMS MPa	64		55		29		8	
DRMS MPa	39	56	33	48	18	26	5	7
Ps MPa	65	93	56	79	30	42	8	12

Tabla 12: Resultados de parámetros, pilar malla B2, dominio Americana Norte.

Malla B2								
Dom. geot.	ANPEK		ANPES		ANQIS		ANQMES	
Weff	18		18		18		18	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	2		2		2		2	
IRS MPa	116		114		61		22	
IRMR	67		60		54		40	
P(IRS)	12		12		6		3	
RMS MPa	64		55		29		8	
DRMS MPa	39	56	33	48	18	26	5	7
Ps MPa	77	109	66	94	35	50	10	14

En términos generales, se observa que los dominios con mayor grado de competencia del macizo rocoso, como ANPEK y ANPES, presentan valores superiores de DRMS y Ps, reflejando una mayor capacidad de carga estructural. En contraste, los dominios ANQIS y ANQMES, caracterizados por una mayor alteración y menor calidad geotécnica, muestran valores más bajos de resistencia, lo cual es coherente con su condición geológica.

6.3.2 Resistencia pilar dominio Americana Central

Las Tabla 13, Tabla 14, Tabla 15 y Tabla 16 presentan los resultados obtenidos para los dominios geotécnicos ACPEK, ACPES, ACQIS, ACQMS y ACQMES, asociados a las configuraciones de malla A1, B1, A2 y B2, respectivamente.

Tabla 13: Resultados de parámetros, pilar malla A1, dominio Americana Central.

Malla A1										
Dom. geot.	ACPEK		ACPES		ACQIS		ACQMS		ACQMES	
W _{eff}	12,8		12,8		12,8		12,8		12,8	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,4		1,4		1,4		1,4		1,4	
IRS MPa	123		84		48		91		20	
IRMR	66		62		50		59		42	
P(IRS)	12		8		6		10		3	
RMS MPa	66		45		21		45		8	
DRMS MPa	41	58	28	40	13	18	27	39	5	7
Ps MPa	55	79	38	54	18	25	37	53	6	9

Tabla 14: Resultados de parámetros, pilar malla B1, dominio Americana Central.

Malla B1										
Dom. geot.	ACPEK		ACPES		ACQIS		ACQMS		ACQMES	
W _{eff}	18		18		18		18		18	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,6		1,6		1,6		1,6		1,6	
IRS MPa	123		84		48		91		20	
IRMR	66		62		50		59		42	
P(IRS)	12		8		6		10		3	
RMS MPa	66		45		21		45		8	
DRMS MPa	41	58	28	40	13	18	27	39	5	7
Ps MPa	65	93	45	64	21	30	44	62	8	11

Tabla 15: Resultados de parámetros, pilar malla A2, dominio Americana Central.

Malla A2										
Dom. geot.	ACPEK		ACPES		ACQIS		ACQMS		ACQMES	
Weff	12,8		12,8		12,8		12,8		12,8	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,7		1,7		1,7		1,7		1,7	
IRS MPa	123		84		48		91		20	
IRMR	66		62		50		59		42	
P(IRS)	12		8		6		10		3	
RMS MPa	66		45		21		45		8	
DRMS MPa	41	58	28	40	13	18	27	39	5	7
Ps MPa	67	96	46	66	21	31	45	65	8	11

Tabla 16: Resultados de parámetros, pilar malla B2, dominio Americana Central.

Malla B2										
Dom. geot.	ACPEK		ACPES		ACQIS		ACQMS		ACQMES	
Weff	18		18		18		18		18	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	2		2		2		2		2	
IRS MPa	123		84		48		91		20	
IRMR	66		62		50		59		42	
P(IRS)	12		8		6		10		3	
RMS MPa	66		45		21		45		8	
DRMS MPa	41	58	28	40	13	18	27	39	5	7
Ps MPa	80	114	54	78	25	36	54	76	9	13

En general, los resultados indican que los dominios ACPEK y ACPES, correspondientes a zonas con mayor competencia y menor alteración del macizo rocoso, exhiben valores más altos de DRMS y Ps, lo que refleja una mayor capacidad de esfuerzo y estabilidad estructural de los pilares. Por el contrario, los dominios ACQIS, ACQMS y ACQMES presentan valores de resistencia significativamente menores, lo que se asocia a una menor calidad geotécnica del macizo.

6.3.3 Resistencia pilar dominio Americana Sur

Las Tabla 17, Tabla 18, Tabla 19 y Tabla 20 presentan los resultados obtenidos para los dominios geotécnicos ASPEK, ASPES, ASQIS, ASQMS y ASQMES, asociados a las configuraciones de malla A1, B1, A2 y B2, respectivamente. En cada tabla se incluyen los valores promedio de los principales parámetros utilizados en la estimación de la resistencia

Tabla 17: Resultados de parámetros, pilar malla A1, dominio Americana Sur.

Malla A1										
Dom. geot.	ASPEK		ASPES		ASQIS		ASQMS		ASQMES	
Weff	12,8		12,8		12,8		12,8		12,8	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,4		1,4		1,4		1,4		1,4	
IRS MPa	109		75		46		87		21	
IRMR	64		55		34		42		28	
P(IRS)	12		8		6		10		3	
RMS MPa	57		35		13		28		5	
DRMS MPa	35	49	22	31	8	11	17	24	3	5
Ps MPa	47	67	29	42	11	15	23	33	4	6

Tabla 18: Resultados de parámetros, pilar malla B1, dominio Americana Sur.

Malla B1										
Dom. geot.	ASPEK		ASPES		ASQIS		ASQMS		ASQMES	
Weff	18		18		18		18		18	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,6		1,6		1,6		1,6		1,6	
IRS MPa	109		75		46		87		21	
IRMR	64		55		34		42		28	
P(IRS)	12		8		6		10		3	
RMS MPa	57		35		13		28		5	
DRMS MPa	35	49	22	31	8	11	17	24	3	5
Ps MPa	56	79	35	49	13	18	27	39	5	7

Tabla 19: Resultados de parámetros, pilar malla A2, dominio Americana Sur.

Malla A2										
Dom. geot.	ASPEK		ASPES		ASQIS		ASQMS		ASQMES	
Weff	12,8		12,8		12,8		12,8		12,8	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	1,7		1,7		1,7		1,7		1,7	
IRS MPa	109		75		46		87		21	
IRMR	64		55		34		42		28	
P(IRS)	12		8		6		10		3	
RMS MPa	57		35		13		28		5	
DRMS MPa	35	49	22	31	8	11	17	24	3	5
Ps MPa	58	82	36	51	13	19	28	40	5	8

Tabla 20: Resultados de parámetros, pilar malla B2, dominio Americana Sur.

Malla B2										
Dom. geot.	ASPEK		ASPES		ASQIS		ASQMS		ASQMES	
W _{eff}	18		18		18		18		18	
$\frac{W_{eff}^{0,5}}{H^{0,7}}$	2		2		2		2		2	
IRS MPa	109		75		46		87		21	
IRMR	64		55		34		42		28	
P(IRS)	12		8		6		10		3	
RMS MPa	57		35		13		28		5	
DRMS MPa	35	49	22	31	8	11	17	24	3	5
Ps MPa	68	97	42	60	15	22	33	48	6	9

Del análisis de los resultados se desprende que los dominios ASPEK y ASPES, que corresponden a sectores de roca más competente y menor grado de alteración, alcanzan los valores más elevados de DRMS y Ps, evidenciando un mejor comportamiento estructural. En contraste, los dominios ASQIS, ASQMS y ASQMES, compuestos por materiales más alterados y fracturados, presentan resistencias inferiores, lo que refleja su menor calidad geotécnica y mayor susceptibilidad al daño bajo condiciones de carga.

Asimismo, al comparar los resultados entre las distintas configuraciones de malla, se observa un incremento progresivo en la resistencia del pilar desde la malla A1 hacia la malla B2, atribuible principalmente al aumento en la relación ancho/alto (W/H), lo que mejora el comportamiento estructural frente a esfuerzos de compresión.

6.4 Factor de seguridad de pilares

Una vez determinada la resistencia del pilar, se procede a calcular el factor de seguridad, el cual representa la relación entre la capacidad resistente del pilar y la carga que éste soporta. El cálculo se realiza mediante la siguiente expresión Ecuación 6:

$$Fs = \frac{Ps}{\sigma_p}$$

Ecuación 6: Factor de seguridad.

F_s , factor de seguridad.

P_s , resistencia del pilar, en MPa.

σ_p , esfuerzo aplicado sobre el pilar, en MPa.

6.4.1 Factor de seguridad dominio Americana Norte

Las Tabla 20, Tabla 21, Tabla 23 y Tabla 24 presentan los resultados del factor de seguridad obtenidos para el dominio Americana Norte, considerando las configuraciones de malla A1, B1, A2 y B2. En ellas se muestran los valores de carga aplicada (σ_p), resistencia del pilar (P_s) y el factor de seguridad calculado, permitiendo analizar el comportamiento estructural de los pilares bajo diferentes condiciones geométricas y geotécnicas.

Tabla 21: Factor de seguridad, malla A1, dominio Americana Norte.

Malla A1								
Dom. geot.	ANPEK		ANPES		ANQIS		ANQMES	
σ_p MPa	24,7		24,7		24,7		24,7	
P_s MPa	53	76	45	65	24	35	7	10
F_s	2,1	3,1	1,8	2,6	1,0	1,4	0,3	0,4

Tabla 22: Factor de seguridad, malla B1, dominio Americana Norte.

Malla B1								
Dom. geot.	ANPEK		ANPES		ANQIS		ANQMES	
σ_p MPa	21,6		21,6		21,6		21,6	
P_s MPa	63	89	54	77	29	41	8	11
F_s	2,9	4,1	2,5	3,5	1,3	1,9	0,4	0,5

Tabla 23: Factor de seguridad, malla A2, dominio Americana Norte.

Malla A2								
Dom. geot.	ANPEK		ANPES		ANQIS		ANQMES	
σ_p MPa	22,8		22,8		22,8		22,8	
P _s MPa	65	93	56	79	30	42	8	12
F _s	2,8	4,1	2,4	3,5	1,3	1,9	0,4	0,5

Tabla 24: Factor de seguridad, malla B2, dominio Americana Norte.

Malla B2								
Dom. geot.	ANPEK		ANPES		ANQIS		ANQMES	
σ_p MPa	20,4		20,4		20,4		20,4	
P _s MPa	77	109	66	94	35	50	10	14
F _s	3,8	5,4	3,2	4,6	1,7	2,5	0,5	0,7

Los resultados del factor de seguridad para el dominio Americana Norte evidencian un comportamiento coherente con la calidad geotécnica de los distintos dominios y con la geometría de las mallas evaluadas. En los dominios ANPEK y ANPES, caracterizados por macizos rocosos de alta competencia, los valores de F_s superan la unidad en todas las configuraciones, alcanzando incluso valores superiores a 5 en la malla B2, lo que indica una condición estructural estable y con amplios márgenes de seguridad.

Por el contrario, los dominios ANQIS y especialmente ANQMES, asociados a zonas de mayor fracturamiento y alteración, presentan valores considerablemente menores. En estos casos, el F_s varía entre 1-1,4 para A1, 1,3-1,9 para A2, 1,3-1,9 para B1 y el mejor caso 1,7-2,5 para B2 para ANQIS, mientras que ANQMES muestra factores inferiores a 1, incluso en el diseño B2, lo que refleja condiciones potencialmente inestables o críticas bajo las cargas aplicadas.

6.4.2 Factor de seguridad dominio Americana Central

Las Tabla 25, Tabla 26, Tabla 26 y Tabla 28 presentan los resultados del factor de seguridad obtenidos para el dominio Americana Central, considerando las configuraciones de malla A1, B1, A2 y B2.

Tabla 25: Factor de seguridad, malla A1, dominio Americana Central.

Malla A1										
Dom. geot.	ACPEK		ACPES		ACQIS		ACQMS		ACQMES	
σ_p MPa	24,7		24,7		24,7		24,7		24,7	
Ps MPa	55	79	38	54	18	25	37	53	6	9
Fs	2,2	3,2	1,5	2,2	0,7	1,0	1,5	2,1	0,3	0,4

Tabla 26: Factor de seguridad, malla B1, dominio Americana Central.

Malla B1										
Dom. geot.	ACPEK		ACPES		ACQIS		ACQMS		ACQMES	
σ_p MPa	21,6		21,6		21,6		21,6		21,6	
Ps MPa	65	93	45	64	21	30	44	62	8	11
Fs	3,0	4,3	2,1	2,9	1,0	1,4	2,0	2,9	0,4	0,5

Tabla 27: Factor de seguridad, malla A2, dominio Americana Central

Malla A2										
Dom. geot.	ACPEK		ACPES		ACQIS		ACQMS		ACQMES	
σ_p MPa	22,8		22,8		22,8		22,8		22,8	
Ps MPa	67	96	46	66	21	31	45	65	8	11
Fs	3,0	4,2	2,0	2,9	0,9	1,3	2,0	2,8	0,3	0,5

Tabla 28: Factor de seguridad, malla B2, dominio Americana Central.

Malla B2										
Dom. geot.	ACPEK		ACPES		ACQIS		ACQMS		ACQMES	
σ_p MPa	20,4		20,4		20,4		20,4		20,4	
Ps MPa	80	114	54	78	25	36	54	76	9	13
Fs	3,9	5,6	2,7	3,8	1,2	1,7	2,6	3,8	0,5	0,7

Bajo este parámetro, los dominios ACPEK y ACPES presentan condiciones adecuadas de estabilidad en todas las configuraciones analizadas, con valores que aumentan desde $F_s \approx 2,2$ - $3,2$ en la malla A1 hasta $F_s \approx 3,9$ - $5,6$ en la malla B2, reflejando una respuesta altamente competente del macizo rocoso.

En el dominio ACQIS los resultados muestran no cumplimiento en A1 $F_s=0,7$ y 1 cumplimiento marginal en B1 $F_s=1,4$ y A2 no cumple con ningún valor $F_s=0,9$ y $1,3$ ambos por debajo del umbral $F_s > 1,4$ y cumplimiento en solo uno en B2 $F_s=1,7$. En consecuencia, B1 y B2 ofrecen un margen de seguridad, mientras que A1 y A2 no cumplen.

El dominio ACQMS muestran valores de F_s intermedios, oscilando entre $1,5$ y $3,8$, lo que indica un comportamiento estructural aceptable, aunque más sensible a la geometría del pilar.

El dominio ACQMES, caracterizado por su mayor nivel de alteración, presenta factores de seguridad inferiores a la unidad en las mallas A1 y A2, alcanzando un leve aumento en B2 $F_s \approx 0,5$ - $0,7$. Estos resultados evidencian que la geometría del pilar tiene un efecto positivo en la estabilidad general, aunque no logra compensar completamente la baja calidad geotécnica de algunos dominios.

6.4.3 Factor de seguridad dominio Americana Sur

Las Tabla 29, Tabla 30, Tabla 31 y Tabla 32 presentan los resultados del factor de seguridad obtenidos para el dominio América Central, considerando las configuraciones de malla A1, B1, A2 y B2.

Tabla 29: Factor de seguridad, malla A1, dominio Americana Sur.

Malla A1										
Dom. geot.	ASPEK		ASPES		ASQIS		ASQMS		ASQMES	
σ_p MPa	24,7		24,7		24,7		24,7		24,7	
Ps MPa	47	67	29	42	11	15	23	33	4	6
Fs	1,9	2,7	1,2	1,7	0,4	0,6	0,9	1,3	0,2	0,3

Tabla 30: Factor de seguridad, malla B1, dominio Americana Sur.

Malla B1									
Dom. geot.	ASPEK		ASPES		ASQIS		ASQMS		ASQMES
σ_p MPa	21,6		21,6		21,6		21,6		21,6
Ps MPa	56	79	35	49	13	18	27	39	5 7
Fs	2,6	3,7	1,6	2,3	0,6	0,8	1,3	1,8	0,2 0,3

Tabla 31: Factor de seguridad, malla A2, dominio Americana Sur.

Malla A2									
Dom. geot.	ASPEK		ASPES		ASQIS		ASQMS		ASQMES
σ_p MPa	22,8		22,8		22,8		22,8		22,8
Ps MPa	58	82	36	51	13	19	28	40	5 8
Fs	2,5	3,6	1,6	2,2	0,6	0,8	1,2	1,8	0,2 0,3

Tabla 32: Factor de seguridad, malla B2, dominio Americana Sur.

Malla B2									
Dom. geot.	ASPEK		ASPES		ASQIS		ASQMS		ASQMES
σ_p MPa	20,4		20,4		20,4		20,4		20,4
Ps MPa	68	97	42	60	15	22	33	48	6 9
Fs	3,3	4,8	2,1	3,0	0,8	1,1	1,6	2,3	0,3 0,4

En el dominio Americana Sur, los resultados evidencian que los pilares correspondientes a los dominios ASPEK y ASPES cumplen con el criterio de estabilidad en todas las configuraciones analizadas, destacando su comportamiento estructural favorable. En contraste, el dominio ASQIS no alcanza el umbral de aceptación en ninguno de los diseños, manteniéndose bajo condiciones potencialmente inestables. Por su parte, el dominio ASQMS presenta un desempeño variable: el diseño A1 no logra estabilidad, mientras que los diseños B1 y A2 solo alcanzan el valor de estabilidad bajo las condiciones de DRMS máximo. En cambio, el diseño B2 es el único que logra cumplir con los criterios de estabilidad tanto para los valores mínimos como máximos de DRMS, evidenciando un mejor comportamiento geomecánico general. Finalmente, el dominio ASQMES muestra los valores de Fs más bajos

del conjunto $F_s < 1,0$, indicando condiciones críticas o inestables que requieren rediseño o medidas de refuerzo local.

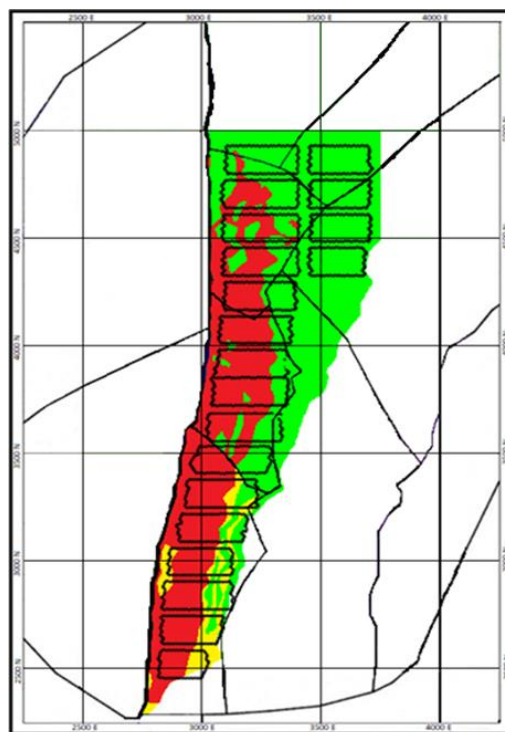
Finalmente, al comparar las diferentes configuraciones de malla, se observa una tendencia creciente del F_s desde A1 hacia B2, atribuible al aumento en la relación ancho/alto (W/H), que incrementa el esfuerzo portante del pilar. Este comportamiento confirma que la geometría del pilar desempeña un papel determinante en la estabilidad estructural del sistema, especialmente en dominios de menor calidad geotécnica.

Finalmente, se establecieron los valores mínimos de DRMS y P_s correspondientes a cada configuración de malla que garantizan la estabilidad del pilar según los criterios definidos. La Tabla 33 presenta dichos valores, los cuales representan las condiciones límite de resistencia del macizo rocoso y del pilar para alcanzar un factor de seguridad superior a 1,4.

Tabla 33: Valores mínimo de DRMS y P_s .

Malla	A1	B1	A2	B2
DRMS MPa	24,6	18,2	18,5	14
P_s MPa	33,4	29,2	30,8	27,5

La Figura 30 presenta la distribución de zonas estables, inestables y estables únicamente para el caso B1 en el nivel 1841 de los dominios América Norte, Central y Sur. El mapa se elaboró en función de los resultados de estabilidad geotécnica obtenidos para cada dominio y los valores mínimos de DRMS.

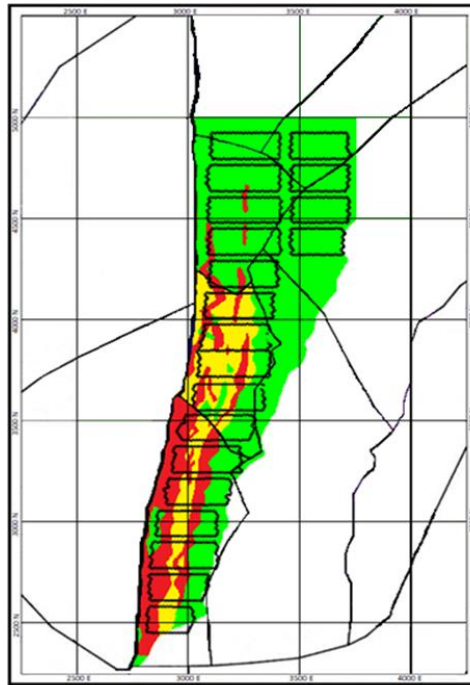


	DRMS > 24,7 MPa, estable los dos casos
	18,2 > DRMS < 24,7 MPa, estable malla B1
	DRMS < 18,2 MPa, ningún caso es estable

Figura 30: DRMS promedio min A1 vs B1.

En términos espaciales, se observa que las zonas más estables en verde tienen un DRMS sobre 24,7 MPa, se concentran principalmente en el sector norte del yacimiento, donde predominan macizos rocosos de mayor competencia, mientras que las zonas inestables en rojo con DRMS menores 18,2 MPa, se localizan mayoritariamente hacia el Central y sur, coincidiendo con dominios de menor calidad geotécnica y mayor grado de alteración. Las áreas intermedias en amarillo, con DRMS entre 18,2 MPa y 24,7 MPa, representan sectores, donde la implementación de pilares del caso de la malla B1 permitiría alcanzar condiciones seguras de operación. Esta distribución confirma la correlación directa entre el DRMS y la estabilidad estructural de los pilares, proporcionando una herramienta clave para la optimización del diseño geotécnico en futuras etapas del proyecto.

La Figura 31 presenta la distribución espacial de estabilidad de pilares considerando los valores de DRMS promedio máximo para los casos A1 y B1 en el nivel 1841. Al igual que en el análisis anterior, se distinguen tres rangos de comportamiento geotécnico en función de los valores de DRMS.



	DRMS > 24,7 MPa, estable los dos casos
	18,2 > DRMS < 24,7 MPa, estable malla B1
	DRMS < 18,2 MPa, ningún caso es estable

Figura 31: DRMS promedio max A1 vs B1.

Se observa que las zonas verdes se concentran en el sector norte, donde el macizo presenta mayor competencia y menor alteración, mientras que las zonas rojas predominan hacia el sur, asociadas a dominios geotécnicos menos resistentes. Las áreas amarillas, en cambio, se representan en el sector centro y levemente en sur donde el diseño de la malla B1 permitiría alcanzar condiciones seguras. Este análisis confirma la influencia directa del DRMS y de la geometría del pilar sobre la estabilidad global del macizo rocoso.

La Figura 32 presenta la distribución espacial de estabilidad de los pilares para las configuraciones A2 y B2, determinada a partir de los valores de DRMS promedio mínimo. Se observa que las zonas con DRMS superiores a 18,5 MPa, en verde corresponden a sectores estructuralmente estables en ambas configuraciones, concentrándose principalmente en el sector norte, donde el macizo rocoso posee mayor competencia. Las áreas con valores intermedios de DRMS, entre 14,0 y 18,5 MPa, en amarillo, son estables únicamente para la malla B2. Finalmente, las zonas con DRMS inferiores a 14,0 MPa, en rojo no alcanzan a 14,0 MPa, en rojo no alcanzan estabilidad en ninguno de los casos, ubicándose mayoritariamente hacia el centro y sur del

yacimiento, donde predominan la menor calidad geotécnica. Este comportamiento confirma que la malla B2 proporciona una mayor cobertura de zonas.

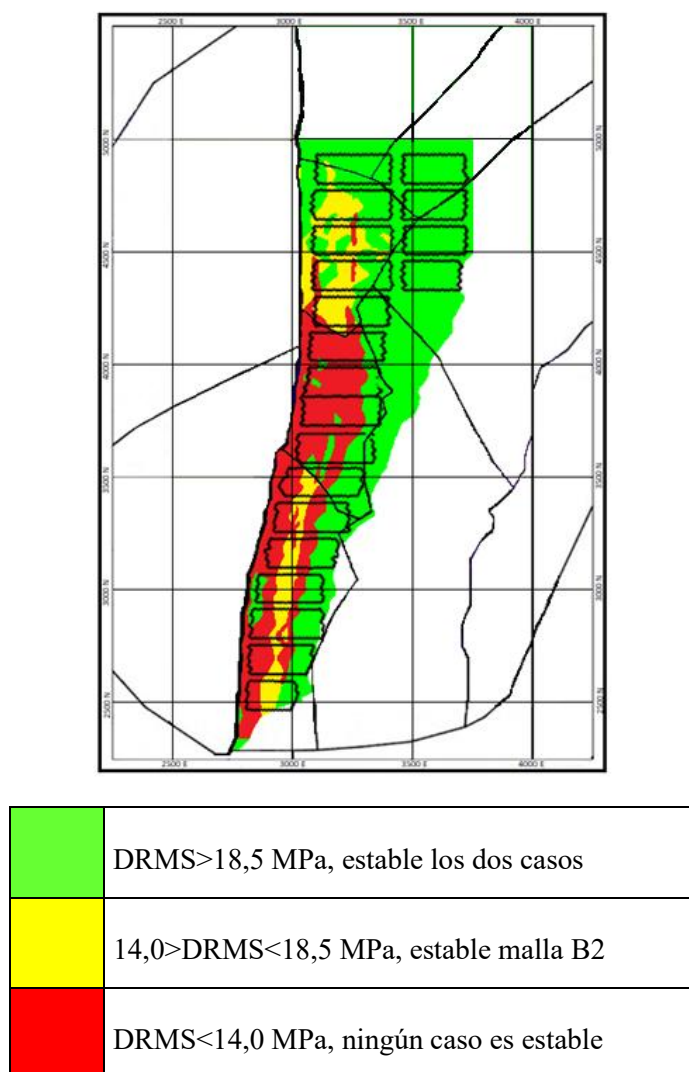
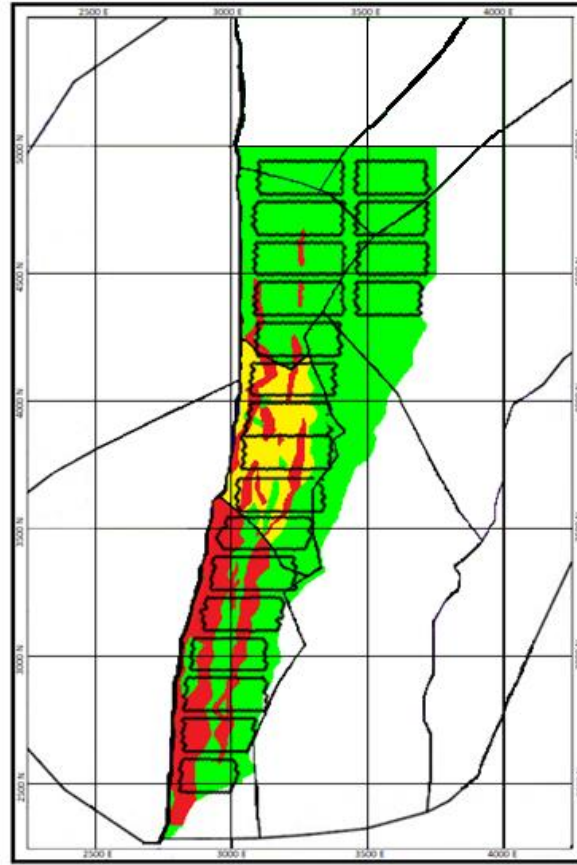


Figura 32: DRMS promedio min A2 vs B2.

La Figura 33 muestra la distribución de estabilidad de los pilares para las mallas A2 y B2, obtenida a partir de los valores de DRMS promedio máximo. En el mapa se aprecia un predominio de zonas estables, especialmente en el sector norte y parte central, indicando una buena competencia del macizo rocoso y una respuesta estructural favorable en ambas configuraciones. Las áreas en amarillo que predomina en el sector centro representan sectores de estabilidad que solo alcanzan equilibrio con la malla B2. En cambio, las zonas en rojo se concentran hacia el sur del yacimiento y permanecen inestables en todas las configuraciones, reflejando la baja calidad geotécnica del macizo. En conjunto, los resultados evidencian que la malla B2 optimiza significativamente la estabilidad general, ampliando el dominio de áreas seguras y reduciendo la extensión de zonas críticas.



	DRMS > 18,5 MPa, estable los dos casos
	14,0 > DRMS < 18,5 MPa, estable malla B2
	DRMS < 14,0 MPa, ningún caso es estable

Figura 33: DRMS promedio max A2 vs B2.

Para las zonas inestables identificadas en color rojo en los casos correspondientes a las mallas A2 y B2, se propone la aplicación de un método de explotación alternativo basado en hundimiento gravitacional total, regulado mediante parrillas. Este enfoque busca mejorar las condiciones de estabilidad en sectores donde la calidad geotécnica del macizo es insuficiente para mantener pilares convencionales. En la Figura 34 representa el nuevo diseño de malla y en la Figura 35 muestra las dimensiones de las galerías de la nueva malla.

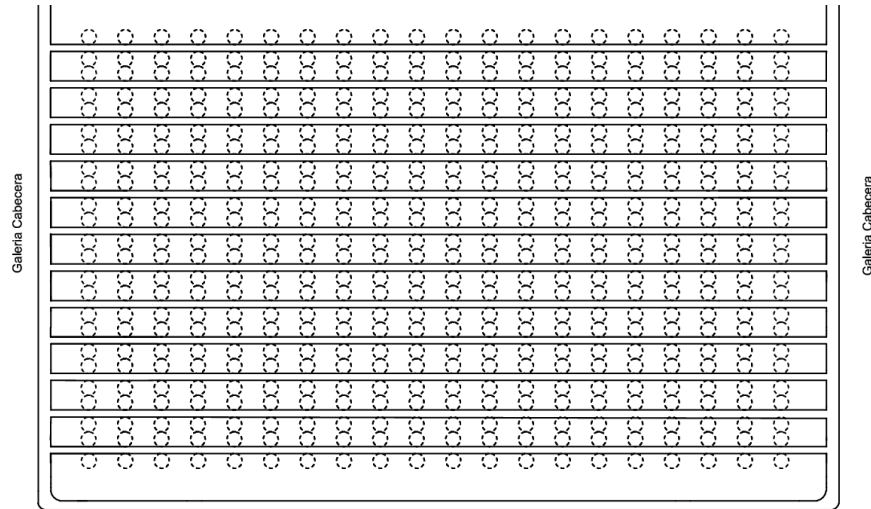


Figura 34: Diseño malla hundimiento gravitacional total.

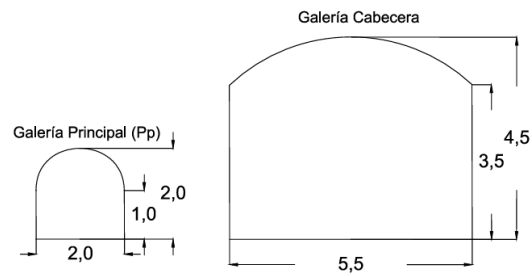


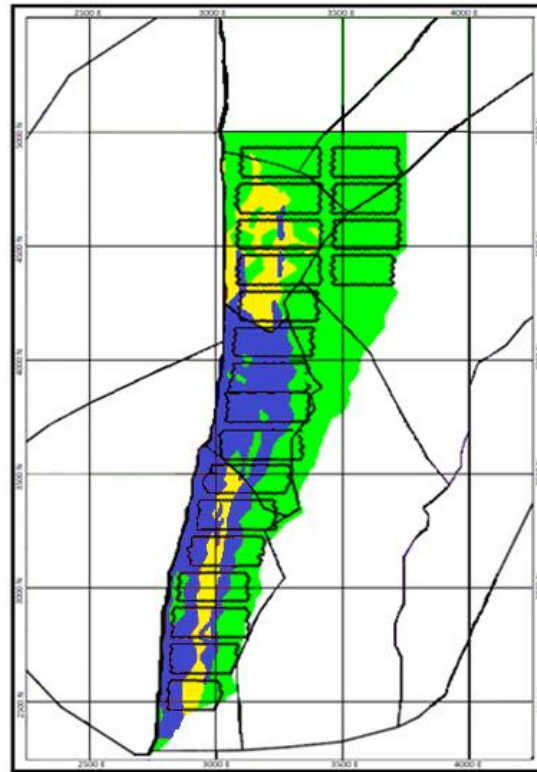
Figura 35: Dimensiones de galerías de la malla hundimiento gravitacional total.

En la Tabla 24 se presentan los parámetros geométricos y geomecánicos de los nuevos pilares propuestos para las configuraciones de mallas de hundimiento gravitacional total. Estas difieren principalmente en el largo del pilar (L_p), manteniendo constantes las dimensiones de ancho (W_p) y altura (H). Los resultados muestran valores de resistencia del pilar (P_s), la carga del pilar (σ_p), factores de seguridad (F_s) y los DRMS, los cuales son estables estos pilares.

Tabla 34: Nuevos parámetros de pilares malla hundimiento gravitacional.

Malla	C
L_p m	280
W_p m	13
H m	2
L_0 m	5,5
W_0 m	2
W_{eff} m	24,8
σ_p MPa	17,6
DRMS	3,2
P_s MPa	65,4
F_s	3,7

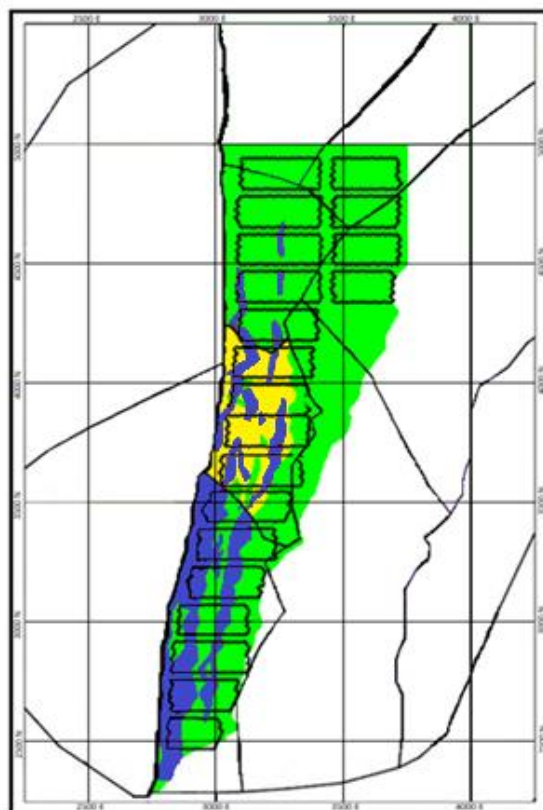
Con este propósito, se evaluaron nuevos diseños de pilares, cuyos resultados se presentan en la Figura 36. En el mapa con los valores de DRMS mínimo, las zonas azules representan áreas estables con el diseño de pilar del caso C.



	DRMS > 18,5 MPa, estable los casos A2 y B2
	14,0 > DRMS < 18,5 MPa, estable malla B2
	DRMS > 3,2 MPa, estable diseño C

Figura 36: DRMS promedio min A2 vs B2 vs nuevos diseños de pilar.

La Figura 37 presenta la evaluación de estabilidad obtenida al incorporar nuevos diseños de pilares del diseño de malla de la Figura 34, en las configuraciones A2 y B2, considerando los valores de DRMS promedio máximo. El mapa evidencia una redistribución de las zonas estables, especialmente hacia el sector central y sur, donde los nuevos diseños mejoran el comportamiento estructural del macizo rocoso. Las áreas en verde mantienen condiciones óptimas de estabilidad $DRMS > 18,5$ MPa, mientras que las zonas amarillas permanecen estables únicamente bajo la malla B2. En los sectores azules es estable el diseño C, donde anteriormente se concentraban las zonas críticas, los nuevos diseños de pilares logran aumentar la resistencia, permitiendo alcanzar la condición de estabilidad en gran parte de la zona sur.



	DRMS > 18,5 MPa, estable los casos A2 y B2
	14,0 > DRMS < 18,5 MPa, estable malla B2
	DRMS > 3,2 MPa, estable diseño C

Figura 37: DRMS promedio max A2 vs B2 vs nuevos diseños de pilar.

7 Análisis de resultados

El análisis de resultados permite evaluar de manera integral el comportamiento geomecánicos de las distintas configuraciones de malla diseñadas A1, A2, B1 y B2, considerando la influencia de la geometría de los pilares, la calidad del macizo rocoso y la eliminación de las galerías de servicio. Los resultados obtenidos a partir de los cálculos de resistencia, factor de seguridad y DRMS, permiten establecer comparaciones claras entre los diferentes escenarios, identificando las configuraciones más estables y seguras para la operación minera continua.

7.1 Influencia de la geometría en la estabilidad de los pilares

La variación geométrica entre los casos analizados tuvo un efecto directo sobre la capacidad resistente de los pilares y, por ende, sobre su estabilidad estructural. Los casos A1 y A2 corresponden al diseño convencional con galerías de servicio, mientras que los casos B1 y B2 representan la alternativa propuesta sin dichas galerías, utilizando alimentadores basculantes.

Al eliminar las galerías de servicio e incrementar el largo del pilar de $L_p=12,7$ m, malla A a $L_p=29,0$ m, malla B, disminuye la carga tributaria por pilar σ_p . En los diseños A1 a B1, σ_p baja de 24,7 a 21,6 MPa disminuyendo un 12,6% la carga. Para los diseños A2 a B2, el σ_p baja de 22,8 a 20,4 MPa disminuyendo un 10,5% la carga en el pilar. Esta reducción de σ_p , junto con la redistribución más homogénea de tensiones que permite el alimentador basculante, se traduce en mayores márgenes de estabilidad para el nivel de producción.

En términos generales, aumentar la relación W/H mediante la reducción de la altura del pilar de 4 m a 3 m casos A2 y B2 eleva de forma significativa la capacidad estructural, lo que se refleja en la resistencia del pilar y el factor de seguridad. Manteniendo constante la altura comparación A vs B, la mayor longitud de pilar y la menor carga tributaria de la malla B se traducen en incrementos de B1 vs A1 un aumento de Ps del 18,2% y Fs 35% y B2 vs A2: Ps un aumento del 18,2% y Fs 32%. Asimismo, al reducir la altura A1 a A2 y B1 a B2, el Fs aumenta en torno a 32% y 30%, respectivamente. Además, la resistencia del pilar de A2 y B2 en comparación a A1 y B1 aumenta en un 22%. En conjunto, la transición de malla A a B con un L_p más largo y la disminución de H actúan de forma complementaria: reducen la carga sobre el pilar y aumentan su resistencia, ampliando los márgenes de estabilidad del nivel de producción.

Asimismo, la eliminación de las galerías de servicio en los diseños B1 y B2 disminuye la concentración de esfuerzos inducidos en el entorno inmediato de los pilares, mejorando el equilibrio global del macizo. Este comportamiento se traduce en una redistribución más homogénea de los esfuerzos verticales, reduciendo los gradientes de deformación y las zonas de daño alrededor de las excavaciones.

7.2 Análisis comparativo por dominio geotécnico

La estabilidad de los pilares se analizó en tres sectores representativos del nivel 1841: Americana Norte, Americana Central y Americana Sur. Cada dominio presenta características geotécnicas diferenciadas, lo que se reflejó directamente en los valores de DRMS y F_s obtenidos.

7.2.1 Dominio Americana Norte

En el dominio Americana Norte, correspondientes a rocas de pórfido potásico y sericítico. Las configuraciones A1 y A2, que mantienen la galería de servicio, como las configuraciones B1 y B2, que eliminan dichas galerías, presentan factores de seguridad superiores a 1,4 en los dominios ANPEK y ANPES, lo que indica condiciones estructuralmente estables y un buen comportamiento del macizo rocoso en estos sectores de alta competencia. Sin embargo, en los dominios de menor calidad geotécnica, como ANQIS, se observa que para los valores de DRMS mínimo no se alcanza la estabilidad en los diseños de malla A1, B1 ni A2, registrando factores de seguridad por debajo del umbral aceptable. Solo la malla B2 logra cumplir con el criterio de estabilidad bajo estas condiciones. En cambio, al considerar los valores de DRMS máximo, todos los diseños evaluados alcanzan estabilidad, evidenciando una fuerte dependencia del comportamiento estructural respecto de la calidad del macizo rocoso. ANQMES, con DRMS bajo de 14 MPa, mantiene condiciones críticas en los diseños convencionales A1 y A2, y en los diseños sin galerías B1 y B2 sin lograr la estabilidad deseada.

7.2.2 Dominio Americana Central

El dominio Americana Central corresponde a una zona de alternancia litológica entre pórfidos potásicos y rocas cuarzo sericítica, caracterizadas por un grado de alteración moderado y una estructura geológica más heterogénea que el dominio norte.

En las configuraciones A1, B1, A2 y B2, los pilares muestran factores de seguridad F_s superiores a 1,4 en los dominios ACPEK, ACPES y ACQMS, los cuales se asocian a macizos de mayor competencia estructural. Estos resultados reflejan condiciones geomecánicas adecuadas para la operación.

Sin embargo, en los dominios de menor calidad geotécnica, como ACQIS y ACQMES, la respuesta estructural se ve significativamente afectada por la presencia de discontinuidades y zonas de debilidad. En ACQIS, las mallas A1 y A2 no alcanzan la estabilidad, con valores de $F_s < 1,4$ tanto para DRMS mínimos como máximos, lo que indica una insuficiente capacidad de carga de los pilares bajo el esquema convencional con galerías de servicio. Por el contrario, las configuraciones B1 y B2 sin galería de servicio muestran una mejora de los factores de seguridad, logrando estabilidad únicamente para los valores máximos de DRMS, mientras que para los valores mínimos aún presentan sectores con riesgo de falla.

En el caso del dominio ACQMES, caracterizado por una alta fracturación del macizo, ninguno de los diseños de malla alcanza la estabilidad requerida, manteniendo $F_s < 1,0$ incluso bajo las configuraciones B. Esta condición evidencia zonas estructuralmente críticas que podrían requerir medidas de refuerzo local o rediseño del pilar.

En conjunto, los resultados demuestran que la aplicación del diseño sin galería de servicio B1 y B2 genera un incremento progresivo del F_s promedio en todo el dominio Americana Central, especialmente en los sectores de competencia intermedia. No obstante, en los dominios más débiles ACQIS y ACQMES, la estabilidad sigue limitada por la calidad intrínseca del macizo, lo que sugiere la implementación de nuevos parámetros geométricos de pilar para garantizar la seguridad operativa en dichos sectores.

7.2.3 Dominio Americana Sur

El dominio Americana Sur representa el escenario geotécnico más desfavorable del nivel 1841, caracterizado por la presencia predominante de unidades cuarzo sericítica intensamente alteradas, con alta densidad de fracturas. Estas condiciones estructurales generan un comportamiento frágil y heterogéneo.

En el caso del dominio ASPEK, que corresponde a una roca pórfido potásico de mayor competencia, se observa un comportamiento estable en todas las configuraciones de malla A1, A2, B1 y B2, tanto para los valores mínimos como máximos de DRMS. Los factores de seguridad superan consistentemente el umbral de $F_s > 1,4$, reflejando una buena capacidad.

En el dominio ASPES, de menor competencia estructural debido a una alteración sericítica más pronunciada, se presenta una estabilidad parcial. Las mallas A2, B1 y B2 alcanzan condiciones seguras para ambos DRMS mínimo y máximo, mientras que la malla A1 no cumple el criterio de estabilidad $F_s < 1,4$ bajo el DRMS mínimo, aunque sí resulta estable para el valor máximo.

En los dominios ASQIS y ASQMES, que agrupan las zonas más alteradas del sector sur, ninguna de las configuraciones de malla logra la estabilidad requerida. Los valores de F_s permanecen por debajo de 1,0-1,2 en todos los casos, incluso para los DRMS máximos, indicando condiciones estructurales críticas y una susceptibilidad elevada al colapso progresivo.

En el caso del dominio ASQMS, correspondiente a un macizo de competencia intermedia, el comportamiento varía significativamente entre configuraciones. La malla A1 no alcanza estabilidad para ningún DRMS, mientras que las mallas A2 y B1 logran estabilidad únicamente bajo condiciones favorables DRMS máximo. En cambio, la malla B2, gracias a la eliminación de la galería de servicio y la reducción de la altura del pilar a 3 m, alcanza estabilidad para ambos escenarios DRMS mínimo y máximo, mostrando el mejor desempeño estructural del dominio sur. Este resultado confirma la efectividad del diseño sin galería de.

7.3 Análisis espacial de estabilidad

Los mapas de estabilidad Figura 30, Figura 31, Figura 32 y Figura 33 permiten visualizar la distribución espacial de los sectores estables e inestables en el nivel 1841. Se aprecia una clara tendencia en la que las zonas con mayor competencia del macizo sector norte presentan estabilidad en todas las configuraciones, mientras que hacia el centro y sur predominan las áreas inestables, especialmente bajo los diseños convencionales.

Las figuras comparativas muestran que los límites de estabilidad se desplazan significativamente hacia el sur al pasar de las configuraciones A1-A2 a B1-B2. En particular, la malla B2 logra ampliar considerablemente la cobertura de zonas estables $DRMS > 14$ MPa, evidenciando una mejor distribución de esfuerzos y un menor impacto de las excavaciones.

La estabilidad con nuevos diseños de pilares del caso C, mejoran las zonas previamente inestables Figura 36 y Figura 37. La disminución de la altura de los pilares y el aumento de su longitud generan un incremento notorio de la resistencia a compresión, logrando estabilidad incluso en sectores con $DRMS$ tan bajos como 3,2 MPa.

7.4 Implicancias operacionales y geotécnicas

Desde una perspectiva operacional, la eliminación de las galerías de servicio mediante el uso de alimentadores basculantes no solo mejora la estabilidad del macizo, sino que también reduce el volumen total de excavación, simplifica el nivel de producción.

geotécnicamente, la disminución de vacíos laterales contribuye a una mejor redistribución de tensiones, reduciendo el riesgo de concentración de esfuerzos y fallas progresivas en cadena. Estos beneficios, combinados con la posibilidad de operar remotamente los equipos, fortalecen la seguridad operativa y la eficiencia global del sistema de minería continua.

Los resultados obtenidos permiten concluir que la estabilidad global del nivel de producción mejora significativamente al eliminar las galerías de servicio y sustituyendo el alimentador *dozer feeder* por los alimentadores basculantes, especialmente en los dominios de menor competencia.

La malla B2 representa la configuración óptima del estudio, al ofrecer los valores más altos de factor de seguridad y la mayor cobertura de zonas estables, con una geometría de pilar eficiente y un diseño estructural compatible con las condiciones geotécnicas de Chuquicamata subterránea.

8 Conclusiones

El presente estudio permitió evaluar y comparar el comportamiento geomecánicos de distintos diseños de malla para minería continua en el nivel 1841 de Chuquicamata subterránea, considerando configuraciones con y sin galería de servicios. A partir del análisis realizado, se obtuvieron las siguientes conclusiones principales.

La eliminación de las galerías de servicio, junto con la incorporación del alimentador basculante, aumenta el largo del pilar de 12,7 m, caso A a 29 m caso B, reduciendo en un 12,6% la carga del pilar de la malla A1 a la B1 y para el caso de A2 a B2 se reduce en un 10,5%. Teniendo que soportar menos esfuerzo y homogeneiza la distribución de tensiones en el macizo rocoso, lo que mejora la estabilidad global del nivel de producción.

Asimismo, los resultados confirman la incidencia de la relación ancho/alto. Al disminuir la altura del pilar de 4 m a 3 m casos A2 y B2, el factor de seguridad aumenta, 32% al pasar de A1 a A2 y 30% de B1 a B2. En términos de resistencia del pilar, los diseños A2 y B2 incrementan la capacidad resistente en torno a 22% respecto de A1 y B1.

Para el dominio Americana Norte se recomienda adoptar la malla B2 como configuración de explotación, ya que cumple los criterios de estabilidad bajo escenarios de DRMS mínimo y máximo en los dominios ANPEK, ANPES y ANQIS, entregando además los mayores márgenes de seguridad frente a A1, A2 y B1. En ANQMES, aunque B2 mejora los indicadores, no alcanza $F_s > 1,4$, por lo que se sugiere refuerzo local o ajuste geométrico del pilar en ese sector.

Americana Central, con DRMS mínimo, la malla B2 no garantiza estabilidad; solo el diseño de pilar caso C alcanza $F_s \geq 1,4$ de forma consistente. Con DRMS máximo, B2 logra $F_s \geq 1,4$ en amplias áreas, pero persisten sectores inestables que no pueden ignorarse. Por lo tanto, la decisión final es adoptar el diseño C como esquema de explotación.

Americana Sur, con DRMS mínimo, la malla B2 no entrega estabilidad: la condición $F_s \geq 1,4$ se cumple solo en una pequeña franja. Por seguridad, se recomienda adoptar como esquema de explotación el diseño de pilar caso C, cumpliendo en toda la zona. Con DRMS máximo, las mallas A2 y B2 alcanzan estabilidad en sectores localizados, pero no garantizan estabilidad en todo el dominio. Para asegurar estabilidad operativa se propone usar como base el diseño caso C.

Este trabajo demuestra que es posible diseñar un sistema de minería continua sin galerías de servicio y geotécnicamente viable, que mejora la seguridad estructural, reduce el volumen excavado. Además, establece una metodología de análisis replicable para futuras aplicaciones en otros niveles o yacimientos de características similares.

9 Recomendaciones

A partir de los resultados obtenidos y del análisis realizado, se proponen las siguientes recomendaciones orientadas al diseño y a la aplicación práctica de los conceptos desarrollados en esta memoria:

Se sugiere aplicar la metodología desarrollada a niveles más profundos de Chuquicamata subterránea y a otros yacimientos con condiciones geotécnicas similares, lo que permitiría consolidar la validez del enfoque y fortalecer la base técnica para el desarrollo de futuras minas continuas en Chile.

Se propone utilizar otros modelos empíricos adicionales a los de Laubscher, Stacey y Page con el fin de contrastar y validar los resultados obtenidos. Asimismo, se recomienda complementar el análisis empírico mediante modelaciones numéricas tridimensionales. La aplicación de métodos basados en elementos finitos permitiría reproducir con mayor precisión el comportamiento del macizo rocoso, evaluar la redistribución de esfuerzos inducidos y optimizar la geometría de los pilares, fortaleciendo la validez y robustez del estudio.

10 Referencias

- Aros, M. (2008). *Estabilidad del nivel de producción en minería continua*.
- Bartlett, P. J., & Nesbitt, K. (2000). Stress induced damage in tunnels in a cave mining environment in kimberlite. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 100(6), 341–350.
- BCTEC. (2017). *Diagnóstico de riesgo de ingreso de barro al sector Diamante: Proyecto alternativas de mallas de extracción para el proyecto Diamante – División El Teniente. Ingeniería conceptual*.
- BCTEC. (2017). *Informe diagnóstico de riesgo de ingreso de barro al sector Diamante (Informe BCTEC-DET-GPRO-RN-002): Alternativas de mallas de extracción para el proyecto Diamante – División El Teniente. Ingeniería conceptual*.
- Brady, B. H. G., & Brown, E. T. (2006). *Rock mechanics for underground mining* (3rd ed.). Springer.
- Carrasco, R., et al. (2004). Continuous mining for caving method. In *Proceedings of MassMin 2004 Conference*.
- CODELCO. (2009). *Caracterización geotécnica estructural: Proyecto Mina Subterránea Chuquicamata – Delineamiento para ingeniería básica*. División Codelco Norte, Gerencia de Recursos Minerales y Desarrollo, Dirección de Geotecnia, Superintendencia de Geotecnia Línea Sulfuros.
- CODELCO. (2010). *Declaración de impacto ambiental: Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea*. Knight Piésold – Codelco Chile, División Chuquicamata.
- CODELCO. (2010). *Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS): Descripción general y antecedentes técnicos*. Corporación Nacional del Cobre de Chile.
- CODELCO. (2014). *Ingeniería conceptual: Bloques experimentales Chuquicamata Subterráneo. Informe de estimación de CAPEX – Caso base* (Rev. B, T557-INF-2000-CP-002).
- Encina, V., Báez, F., Geister, F., & Steinberg, J. (2008). Mechanized continuous drawing system: A technical answer to increase production capacity for large block caving mines. In *5th International Conference and Exhibition on Mass Mining*, Luleå, Sweden.
- Ferreira, Y. (2019). *Estado del arte del preacondicionamiento en la explotación minera subterránea*.
- Gerencia de Tecnología e Innovación CODELCO Chile. (2014). *Estudio conceptual bloques experimentales Chuquicamata Subterráneo*. CODELCO, JRI.

- Gottreux, I. (2016). *Preacondicionamiento con el uso de debilitamiento dinámico con explosivos en minería por caving*.
- Hedley, D. G. F., & Grant, F. (1972). Stope-and-pillar design for Elliot Lake uranium mines. *Bulletin of the Canadian Institute of Mining and Metallurgy*, 65(728), 37–44.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). *Underground excavations in rock*. The Institution of Mining and Metallurgy.
- Laubscher, D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 90(10), 257–273.
- Laubscher, D. H., & Jakubec, J. (2000). The Laubscher caving classification system for use in caving mine design. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 100(9), 343–372.
- Lunder, P. J. (1994). *Hard rock pillar strength estimation: An applied empirical approach* [Master's thesis, University of British Columbia].
- Lunder, P., & Pakalnis, R. (1997). Determination of the strength of hard-rock mine pillars. In *Proceedings of the 99th CIM-AGM* (pp. 1–8). Vancouver, Canada.
- Mardones Osses, L. I. (2020). *Capturando las mejoras en diseño, procedimiento y planificación de las obras de construcción: Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS)*.
- Martina, C. D., & Maybee, W. G. (2000). The strength of hard-rock pillars. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 37(8), 1239–1246.
- MMD. (2016). *MMD Mineral Sizer: Type 1000 Series – Product and Applications Brochure*. MMD Group of Companies.
- Morán, L. (2008). *Diseño del nivel de producción para un módulo genérico de minería continua*.
- Muñoz, A. (2019). *Método de explotación: Hundimiento por bloques*.
- Pakalnis, R. (2015). Empirical design methods in practice. In *Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining* (pp. 3–12). Australian Centre for Geomechanics.
- Revista En Concreto. (2015). Mina Chuquicamata Subterránea: Excavando hacia el futuro. *Revista En Concreto*.

Riquelme, J. (2014). *Fundamentos operacionales, productivos y de automatización del sistema de minería continua*.

Rodríguez, M. (2018). *Optimización del plan de producción conjunto cielo abierto – subterránea*.

Salamon, M. D. G., & Munro, A. H. (1967). A study of the strength of coal pillars. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 68(2), 55–67.

Stacey, T. R., & Page, C. H. (1986). *Practical handbook for underground rock mechanics* (Vol. 12). Trans Tech Publications.

Tavakoli, M. (2014). *Underground metal mine crown pillar stability analysis* [Tesis de maestría, Laurentian University]. Laurentian University Institutional Repository.

Vega Rebolledo, J. P. (2017). *Estrategia de hundimiento en macro-bloques centrales (N01-S01), Mina Chuquicamata Subterránea*.

Vergara, M. (2015). *Modelo de costo basado en actividades para la gestión de operaciones de una mina subterránea explotada por block caving*.

Yavar del Pino, Y. M. (2014). *Estudio de robustez de la planificación minera del proyecto Mina Chuquicamata Subterránea*.