



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERIA

“MODELO GEO-MECÁNICO DISTRITAL AJUSTADO A YACIMIENTOS: CASO DE ESTUDIO DISTRITO MINERO TILTIL”

FÉLIX DEL POZO MASANA

Tesis para optar al grado de
Magister en Ciencias de la Ingeniería

Profesor Supervisor:
EDUARDO CÓRDOVA VERGARA

Santiago de Chile, (Marzo, 2020)

© 2020, Félix Del Pozo



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERIA

“MODELO GEO-MECÁNICO DISTRITAL AJUSTADO A YACIMIENTOS: CASO DE ESTUDIO DISTRITO TILTIL”

FÉLIX DEL POZO MASANA

Tesis presentada a la Comisión integrada por los profesores:

EDUARDO CÓRDOVA

CARLOS MARQUARDT

PATRICIO FAÚNDEZ

RODOLFO CABEZAS

ALONDRA CHAMORRO

Para completar las exigencias del grado de
Magister en Ciencias de la Ingeniería

Santiago de Chile, (Marzo, 2020)

A mis padres, Félix y Paola, que me han apoyado durante toda mi vida. A mi hermana Constanza, por la mejor compañía durante 22 años. A mi abuelo por siempre motivarme a aprender. A mis amigos, por los buenos momentos.

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer a los profesores Eduardo Córdova y Carlos Marquardt por su apoyo, conocimientos y buena disposición para realizar este trabajo. Además, agradezco profundamente a la ayuda brindada por Rodolfo Cabezas y Patricio Faúndez, quienes me guiaron en mi proceso de tesis.

Por otro lado, me gustaría agradecer a la ayuda brindada por el laboratorio LLay Llay para los ensayos geotécnicos y a la Asociación Gremial Minera de Tiltill por las facilidades para desarrollar la tesis en el Distrito.

Finalmente, agradezco a los integrantes del proyecto FIC 2017; “Nuevas estrategias Geomineras para el desarrollo de la Pequeña Minería”, por su aporte de conocimientos, salidas de terreno y un buen trabajo en equipo.

INDICE GENERAL

Pág.

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INDICE GENERAL.....	4
INDICE DE TABLAS	vii
INDICE DE FIGURAS	viii
ABSTRACT	xi
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 Planteamiento del problema	2
1.2 Hipótesis.....	4
1.3 Objetivo General	4
1.4 Objetivos específicos.....	5
1.5 Alcances	5
1.6 Ubicación y accesos al área de estudio	6
1.7 Metodología de trabajo	9
1.7.1 Revisión bibliográfica.....	9
1.7.2 Catastro	9
1.7.3 Muestreo	12
1.7.4 Preparación de muestras	13
1.7.5 Ensayos	15
1.7.6 Modelos Geomecánicos.....	17
1.7.7 Precisión de nuevos modelos.....	19
1.7.8 Diseño minero.....	20
2. Antecedentes geológicos y mineros.....	23
2.1 Minería en Chile	23
2.1.1 Pequeña y Mediana minería	24
2.1.2 Tiltil como distrito minero	25
2.2 Seguridad Minera.....	26

2.3	Geología.....	28
2.3.1	Geología distrital.....	28
2.3.2	Estructuras	32
2.3.3	Mineralización	32
2.3.4	Alteración.....	33
3.	Marco teórico.....	34
3.1	Métodos de Clasificación Geomecánica	34
3.1.1	<i>Rock Mass Rating</i> (Bieniawski, 1989).....	34
3.1.2	<i>Mining Rock Mass Rating</i> (Laubscher, 1990).	37
3.1.3	<i>Tunneling quality index</i> (Barton, 1993).....	38
3.2	Parámetros de interés	40
3.2.1	Uniaxial compressive strength (UCS)	41
3.2.2	GSI (Hoek & Marinos, 2000)	44
3.2.3	Factor de alteración <i>D</i>	47
3.2.4	Constante de roca intacta (<i>mi</i>)	48
3.3	Criterios de rotura.....	51
3.3.1	Criterio de rotura lineal.....	52
3.3.2	Criterio de rotura no lineal (Hoek & Brown, 2002).....	53
3.4	Esfuerzo inducidos y rotura (Hoek & Brown, 2002)	55
3.5	Modelo de simulación (Levkovitch & Reusch, 2010)	56
3.6	Parámetros de Hoek & Brown residuales <i>post peak</i>	57
4	Resultados.....	59
4.1	Catastro	59
4.1.1	Información General	59
4.1.2	Características de diseño de explotación	61
4.1.3	Características Geomecánicas del macizo rocoso.....	64
4.1.4	Características Geológicas de las minas	66
4.2	Casos de estudiados: dos yacimientos seleccionados	71
4.2.1	Mina San Aurelio.....	71
4.2.2	Mina La Poza	80
4.3	Muestreo distrital y de casos de estudio.....	85
4.4	Preparación de testigos y resultados de ensayos de compresión.....	90
4.5	Parametros y comportamiento geomecánico de los yacimientos.....	93
4.5.1	Calculo de parámetros geomecánicos	93

4.5.2	Modelamiento geomecánico de yacimientos (local).....	97
4.6	Modelos geomecánicos de yacimientos usando información Distrital ..	101
4.6.1	Aproximación del UCS	102
4.6.2	Aproximación del GSI	106
5	Discusión	111
5.2	Recomendaciones	118
6	Conclusiones	120
	BIBLIOGRAFIA.....	122
	A N E X O S.....	128
	Anexo A : TABLAS GEOTÉCNICAS.....	129
	Anexo B: CATASTRO Y ENSAYOS	131
	Anexo C: TABLAS PARA PARÁMETROS RESIDUALES	141
	Anexo D: ARTÍCULO ENVIADO.....	142

INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 3-1: Calidad del macizo rocoso en relación con el RMR. Bieniaswki, 1989.....	36
Tabla 3-2: Calidad de roca por índice Q de Barton. Barton, 1993.....	39
Tabla 3-3-3: Estimación de terreno para UCS. Hoek & Brown, 1997.....	43
Tabla 3-3-4: Guía de estimación para el factor D. Modificado de Hoek & Brown, 2002..	47
Tabla 3-3-5: Constante m_i rocas sedimentarias. Adaptado de Hoek & Brown, 1997.....	48
Tabla 3-3-6: Constante m_i rocas metamórficas. Adaptado de Hoek & Brown, 1997.....	49
Tabla 3-7: Constante m_i rocas ígneas. Adaptado de Hoek & Brown, 1997.....	50
Tabla 4-1: Información General Catatro. Elaboración propia.....	59
Tabla 4-2: Parámetros de diseño de minería por rajo. Elaboración propia.	61
Tabla 4-3: Parámetros de diseño minería subterránea. Elaboración propia.	62
Tabla 4-4: Características geomecánicas del macizo rocoso. Elaboración propia.....	64
Tabla 4-5: Geología del catastro. Elaboración propia. (IL): Intensidad leve. (IM): Intensidad media. (IA): Intensidad alta. (OD): Ocurrencia diseminada. (OV): Ocurrencia en vetillas. (ORV): Ocurrencia en vesículas. (OP): Ocurrencia en patinas. (OF): Ocurrencia en fracturas.	67
Tabla 4-6: Características geotécnicas zonas San Aurelio. Elaboración propia.	73
Tabla 4-7: Muestras Distritales Geotécnia. Elaboración propia.	88
Tabla 4-8: Muestras yacimientos geotécnia. Elaboración propia.	89
Tabla 4-9: Testigos para ensayo de compresión.	90
Tabla 4-10: Resistencia a la compresión uniaxial.....	92
Tabla 4-11: Parámetros de Hoek & Brown.....	94
Tabla 4-12: Parámetros de Hoek & Brown, La Poza.....	95
Tabla 4-13: Parámetros residuales por zona, mina San Aurelio.	96
Tabla 4-14: Parámetros residuales por zona, mina La Poza.	96
Tabla 4-15: Factor de seguridad para cada sección.....	101
Tabla 4-16: Factor de seguridad por modelos UCS en cada sección, mina San Aurelio..	102
Tabla 4-17: Factor de seguridad por modelos UCS en cada sección, mina La Poza.	104
Tabla 4-18: Estimación GSI por faena.....	107
Tabla 4-19: Factor de seguridad por sección respecto al modelo GSI, mina San Aurelio.	108
Tabla 4-20: Factor de seguridad por sección respecto a modelo GSI, mina La Poza.	108
Tabla 5-1: Comparación del factor de seguridad con la nueva metodología.....	114

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1-1: (A) Ubicación del área de estudio en Chile. (B) Ubicación del área del Distrito respecto a la cordillera de la costa. (C) Área de estudio delimitada por línea roja. Se muestran las minas catastradas con figura de martillos.	8
Figura 1-2: Faenas mineras Catastradas.	10
Figura 1-3: Taladro de extracción de testigos Hilti.	13
Figura 1-4: Proceso de extracción de testigo	14
Figura 1-5: Sierra para corte de testigos.	15
Figura 1-6: Máquina de compresión 3000kN	17
Figura 1-7: Resumen de la metodología de trabajo.	22
Figura 2-1: Accidentes fatales por categoría. Adaptado de Sernageomin, 2018.	27
Figura 2-2: Comparativa accidentes fatales en 5 años. Elaboración propia.	28
Figura 2-3: Mapa Geológico Distrital. Se indica la ubicación de las muestras estudiadas. Informe inédito Proyecto FIC-RM “Nuevas Estrategias Geomineras para el desarrollo de la Pequeña Minería”, 2018.	30
Figura 3-1: GSI. Hoek & Marinos, 2000.	45
Figura 3-3-2: Cuantificación del GSI utilizando Jc y RQD. Hoek, Carter & Diederichs, 2013.	46
Figura 3-3-3: Representación del criterio de rotura. Melentijevic, 2005.	52
Figura 4-1: Zonas Geotécnicas San Aurelio. Elaboración propia.	73
Figura 4-2: Zona I San Aurelio.	74
Figura 4-3: Zona II San Aurelio.	75
Figura 4-4: Zona III San Aurelio.	76
Figura 4-5: Zona IV San Aurelio.	77
Figura 4-6: Zona V San Aurelio.	78
Figura 4-7: Zona VI San Aurelio.	79
Figura 4-8: Dique San Aurelio	79
Figura 4-9: Zonas Geotécnicas La Poza. Elaboración propia.	81
Figura 4-10: Zona I La Poza	82
Figura 4-11: Zona II La Poza	83
Figura 4-12: Zona III La Poza.	84
Figura 4-13: Zona IV La Poza.	85
Figura 4-14: Mapa de puntos de muestreo.	87
Figura 4-15: Testigos para ensayo de compresión	92
Figura 4-16: Envolverte de rotura por zona, mina San Aurelio.	94
Figura 4-17: Envolverte de rotura por zona, mina La Poza.	95
Figura 4-18: Maximum Shear Straining en sección, mina San Aurelio.	99
Figura 4-19: Desplazamiento total en metros por sección, mina San Aurelio.	100
Figura 4-20: Variación Porcentual UCS y FS por sección, mina San Aurelio.	103
Figura 4-21: Variación Porcentual UCS y FS por sección, mina La Poza.	105
Figura 4-22: Variación FS Respecto a cambio en el GSI por unidad geológica.	110
Figura 5-1: Recomendaciones en el diseño de taludes.	118

RESUMEN

La pequeña minería no dispone de trabajos geotécnicos y menos de modelos geomecánicos que aseguren extracciones de mineral con seguridad debido a los tiempos que se requieren, costos involucrados y a las necesidades de conocimientos específicos en geotécnia que los mineros no poseen. Lo anterior motiva a desarrollar una metodología de trabajo que permita construir un modelo geomecánico sencillo; que permita emplearse en las labores de extracción del sector Tilti, definiendo la calidad geomecánica de las labores mineras y con recomendaciones sobre los parámetros de diseño minero de taludes de producción. El modelo propuesto se basa en el uso y en la estimación de los parámetros de Hoek & Brown; el GSI que es una variable valorada mediante caracterización visual de la calidad geotécnica de las rocas y el UCS que se obtiene por medio de pruebas de ensayos de laboratorio. La combinación de las medidas del UCS con los valores del GSI y el empleo del *software* phase de RocScience permite definir los factores de seguridad de las labores mineras y las recomendaciones de diseño de taludes en caso de extracción de rajo abierto. En primer lugar, se comprueba que un UCS perteneciente al mismo distrito funciona como una adecuada estimación al modelo en caso de que ambos se encuentren en determinado rango de resistencia. Por otro lado, en el caso del GSI se requiere analizar los casos particulares, dado que es una variable que afecta en gran medida al factor de seguridad del modelo. Se establece que una estimación de un GSI promedio distrital funciona de correcta manera en valores bajo 30 del GSI. Para los casos de roca fracturada con un GSI medio, no es posible realizar aproximaciones en gran medida, por lo que es necesario un cálculo cuidadoso de esta variable. Finalmente, de acuerdo con los resultados obtenidos se desprende que, si se posee un UCS estimado de entre 50 a 80 MPa, y cumple con la condición de estar en el mismo rango de resistencia de la metodología del martillo de terreno que la zona de interés, junto con presentar valores bajo-medios del GSI, alturas de talud sobre 5 metros presentan un factor de seguridad bastante bajo con riesgos geomecánicos altos. Por otro lado, con un GSI medio-alto y un UCS distrital de 100-120 MPa que cumpla la condición, permite alturas de talud típicas de la pequeña minería de entre 6 a 8 metros sin problemas geomecánicos.

Palabras Claves: (Seguridad Minera. Geomecánica. UCS. GSI. Pequeña Minería. Mediana Minería. Estimación Geomecánica.)

ABSTRACT

Small-scale mining does not have geotechnical works and fewer geomechanical models that ensure the extraction of ore safely due to the times required, costs involved and the specific knowledge needs in geotechnics that the miners do not have. This motivates to develop a work methodology that allows to build a simple geomechanical model; that allows to be used in the work of extraction of the Tiltit sector, defining the geomechanical quality of the mining works and with recommendations on the mining design parameters of production slopes. The proposed model is based on the use and estimation of the Hoek & Brown parameters; the GSI that is a variable valued by visual characterization of the geotechnical quality of the rocks and the UCS that is obtained through laboratory test tests. The combination of the UCS measures with the GSI values and the use of the RocScience phase software makes it possible to define the safety factors of the mining work and the slope design recommendations in case of open pit extraction. Firstly, it is verified that an UCS belonging to the same district work as an adequate estimate of the model in case both are in a certain resistance range. On the other hand, in the case of the GSI it is necessary to analyze the particular cases, since it is a variable that greatly affects the safety factor of the model. It is established that an estimate of a district average GSI works correctly at values below 30 of the GSI. For cases of fractured rock with a medium GSI, it is not possible to make large-scale approximations, so a careful calculation of this variable is necessary. Finally, according to the results obtained, it follows that, if there is an estimated UCS of between 50 and 80 MPa, and it meets the condition of being in the same resistance range of the geological hammer methodology as the area of interest, in addition to presenting low-average GSI values, slope heights over 5 meters present a fairly low safety factor with high geomechanical risks. On the other hand, with a medium-high GSI and a district UCS of 100-120 MPa that meets the condition, it allows slope heights typical of small mining between 6 to 8 meters without geomechanical problems.

Keywords: Mining Security. Geomechanics. UCS. GSI. Small-size Mining. Medium-size Mining. Geomechanical Estimation.

1. INTRODUCCIÓN

Existen muchos estudios sobre la modelación geomecánica en la minería debido a la alta incertidumbre de estructuras, litologías y comportamiento del macizo rocoso, además del riesgo que presenta principalmente en términos de seguridad, producto del desprendimiento de material, por lo que hay métodos de clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989), (Laubscher, 1990), (Barton, 1993) y criterios de falla (Menetrey y William, 1995), (Hoek y Brown, 1992). Dado que se tiene información limitada por la dificultad de conseguirla, especialmente en término de costos y tiempo, se ha logrado simular el comportamiento del macizo rocoso y estructuras presentes para saber la probabilidad e intensidad de daño (Levkovitch y Reusch, 2010), (Hoek y Brown, 2018), siendo simulaciones bastante precisas. Estas técnicas son validadas en distintas mineras, obteniéndose buenos resultados, sin embargo, no existe un modelo factible a ser aplicado a la realidad de la pequeña minería, la cual se ve limitada mucho más de información, costos, tiempo y preparación profesional y técnica. Por lo mismo, no hay priorización por parte de los pequeños y medianos mineros a considerar un modelo geomecánico en el diseño de minas, dejando una oportunidad para ajustar, facilitar y cuantificar los beneficios de un nuevo modelo geomecánico aplicado a esta realidad, junto con definir una metodología para crearlo, que abarque desde seleccionar los puntos de interés, hasta la interpretación del modelo para su adecuada aplicación en el diseño de producción.

Respecto al área de estudio, corresponde al Distrito Minero Tiltil, debido a su historia minera y la actual presencia de pequeña y mediana minería. En el Distrito se han realizado estudios geológicos de las principales formaciones como Veta Negra, Las

Chilcas y Caleu (Cabello, 1977), (Zeballos 2007), sin embargo, se ha llegado a la conclusión que se requiere un estudio más de detalle. Por este motivo, se necesita levantar nueva información distrital y de detalle, la cual permita encontrar parámetros geomecánicos, construir modelos, correlacionar para definir la metodología a seguir y obtener una línea base para lograr ser replicado en otras pequeñas o medianas faenas mineras.

1.1 Planteamiento del problema

La participación de la pequeña minería no es tan significativa en producción con relación a la mediana y gran minería, pero lo es en términos de empleo y desarrollo local. Es por esto, que deben existir herramientas que permitan mejorar las condiciones que presenta esta actividad, la cual está asociada a mucha incertidumbre, tanto geológica, como comportamiento geomecánico de la roca, precio del commodity mineral, variabilidad de los procesos mineralúrgicos y metalúrgicos, impacto medioambiental, entre otras.

Actualmente, existen variados métodos que permiten construir un modelo geológico, geomecánico o geoquímico robusto, sin embargo, estos modelos son utilizados en la gran industria con los conocimientos técnico-profesionales que se posee, y a menor escala, en la mediana, por lo que no existe un modelo integral que considere la realidad de las limitaciones en la pequeña minería, que se adecue y ajuste a la escala con la información disponible y la capacidad de generarla. Esto deja una gran brecha para la transferencia de información entre un nivel profesional hacia uno prácticamente artesanal.

Por otro lado, una consideración importante en esta industria es la seguridad, debido a que es una actividad de alto riesgo y con una gran magnitud de accidentes, muchas veces fatales, los cuales en alta frecuencia son debido a problemas geomecánicos de daño y desprendimiento de material, que pueden ser evitados si se tiene conocimiento y control.

Como ya se dijo, al existir conocimiento limitado, es posible obtener mejoras en los métodos de explotación al considerar toda la información recabada, junto con los modelos realizados, para poder acercar más la industria hacia la sustentabilidad, la cual considere el desarrollo local, al generar oportunidad de empleo; desarrollo económico, al manejar de mejor manera la incertidumbre y al tener mayor control sobre la faena con un método adecuado; y reducir el impacto ambiental que se genera con malas prácticas o métodos de explotación más dañinos. Con este impacto en el diseño minero aplicado en dos casos de estudio, será posible aumentar el interés para la minería de pequeña y mediana escala en considerar este modelo ajustado y que motiva el desarrollo de conocimiento.

En particular, se aplica la metodología propuesta al Distrito Minero Tiltil, dado que es uno de los más antiguos de Chile y hay alta presencia de minería, donde en su mayoría, ya no se encuentran en explotación, pero es posible obtener información por medio de un catastro y evidenciar los problemas que generó la falta de esta. Además, se encuentra en la zona central de Chile, donde existe el mayor potencial de reservas de cobre del país, cercano al 50% (SONAMI, 2014), por lo que hay presencia de infraestructura, conocimientos, servicios, presencia de agua y potencial energético, lo

que ayudará a potenciar el distrito, junto con analizar las ventajas en la calidad de información en un desarrollo cooperativo por sobre uno individual.

La problemática busca responder las siguientes dos preguntas:

- a) ¿Es posible ajustar algún modelo geomecánico que permita impactar en el diseño minero de la pequeña y mediana minería?
- b) ¿Un modelo geomecánico distrital puede aproximarse a un modelo geomecánico de un yacimiento?

1.2 Hipótesis

Asociado al primer problema, la hipótesis de trabajo consiste en la posibilidad de encontrar un modelo geomecánico simplificado, el cual sea de bajo costo, fácil y rápido desarrollo e implementación para impactar en la pequeña y mediana minería. Este modelo permitiría un diseño óptimo de mina para la extracción de mineral, donde se integre el comportamiento del macizo rocoso, estructuras presentes y geología.

Por otro lado, la segunda hipótesis es que en base a un catastro geo-minero del distrito y buen muestreo para caracterización geomecánica de las distintas unidades geológicas, será posible tener información geomecánica útil para ser aplicada en un yacimiento.

1.3 Objetivo General

Determinar la información mínima necesaria que permita desarrollar de manera sustentable una metodología para construir un modelo geomecánico aplicable en el diseño y explotaciones de pequeñas y medianas faenas minería.

1.4 Objetivos específicos

En base al desarrollo cronológico se buscan los siguientes objetivos:

- a) Definir litología de roca, junto a sus límites, y estructuras principales por medio de un catastro realizado en distintas faenas del distrito Tilti, además de estudiar en profundidad dos frentes específicos de explotación.
- b) Encontrar parámetros geomecánicos de las unidades de roca a partir de información de terreno para el GSI y de ensayos de laboratorio para la densidad y la resistencia a la compresión uniaxial (UCS).
- c) Desarrollar distintos modelos para encontrar un mínimo estándar, entre un modelo distrital con estimaciones y uno de yacimientos.
- d) Proponer un flujo de trabajo simple y didáctico que ayude a construir el modelo, junto con su correcta interpretación y posible aplicación.
- e) Recomendar parámetros de diseño minero a partir de la metodología propuesta.

1.5 Alcances

- a) Fueron enviadas 16 muestras a laboratorio con el fin de abarcar las unidades geológicas principales del Distrito Tilti.
- b) Al no obtener información por medio de sondajes, lo cual con gran frecuencia es similar para las condiciones de la pequeña y mediana minería, se obtiene información de terreno, la cual es complementada con trabajos anteriores de la zona de estudio, tanto en información geológica, como trabajos en detalle de faenas mineras.
- c) Para obtener los modelos geomecánicos se utilizan distintas fuentes bibliográficas para aproximar ciertos parámetros, los cuales ya fueron tabulados de acuerdo con

las características de las unidades litológicas, las que se toman como aproximaciones correctas.

- d) Se consideran dos casos de estudio para aplicar el modelo, los cuales no pertenecen a la Formación Veta Negra, sin embargo, se deja el modelo propuesto para ser aplicado en yacimientos presentes a esta Formación.
- e) Los resultados obtenidos para este trabajo son aplicables para el Distrito Minero Tilttil, por lo que no se recomienda utilizar los valores obtenidos en los ensayos de compresión y levantamiento de terreno para faenas mineras fuera del sector de estudio, además de sus parámetros de diseño minero recomendados. Sin embargo, la metodología ajustada para lograr modelar los yacimientos es replicable en otros sectores de estudio, pudiendo obtenerse nuevas conclusiones de los parámetros de diseño minero para nuevas características geotécnicas de los casos de estudio.
- f) Este estudio se realiza para yacimientos superficiales con mineralización estructural de óxidos de cobre, por lo que los parámetros geotécnicos pueden variar en otro tipo de yacimientos.

1.6 Ubicación y accesos al área de estudio

El área de estudio corresponde a la zona Norte del Distrito Minero Tilttil, el cual se encuentra en la comuna de Tilttil, que junto a Lampa y Colina corresponden a la provincia de Chacabuco, al Norte de la Región Metropolitana de Chile. Las coordenadas del área de estudio son: 6.337.000 a 6.327.000 Norte y 313.000- 318.000 W.

Como referencia, se encuentra al Sur de la cuesta La Dormida, al Este de la cadena de cerros de la Cordillera de la costa y al Oeste del pueblo de Tilttil.

El acceso al distrito se encuentra junto a la carretera “Camino a Tiltil”, específicamente a 3 Km del pueblo de Tiltil, en el fundo “Corralito”. Este se encuentra a aproximadamente 60 Km de Santiago a través de la carretera Ruta 5 Norte como se aprecia en la Figura 1-1.

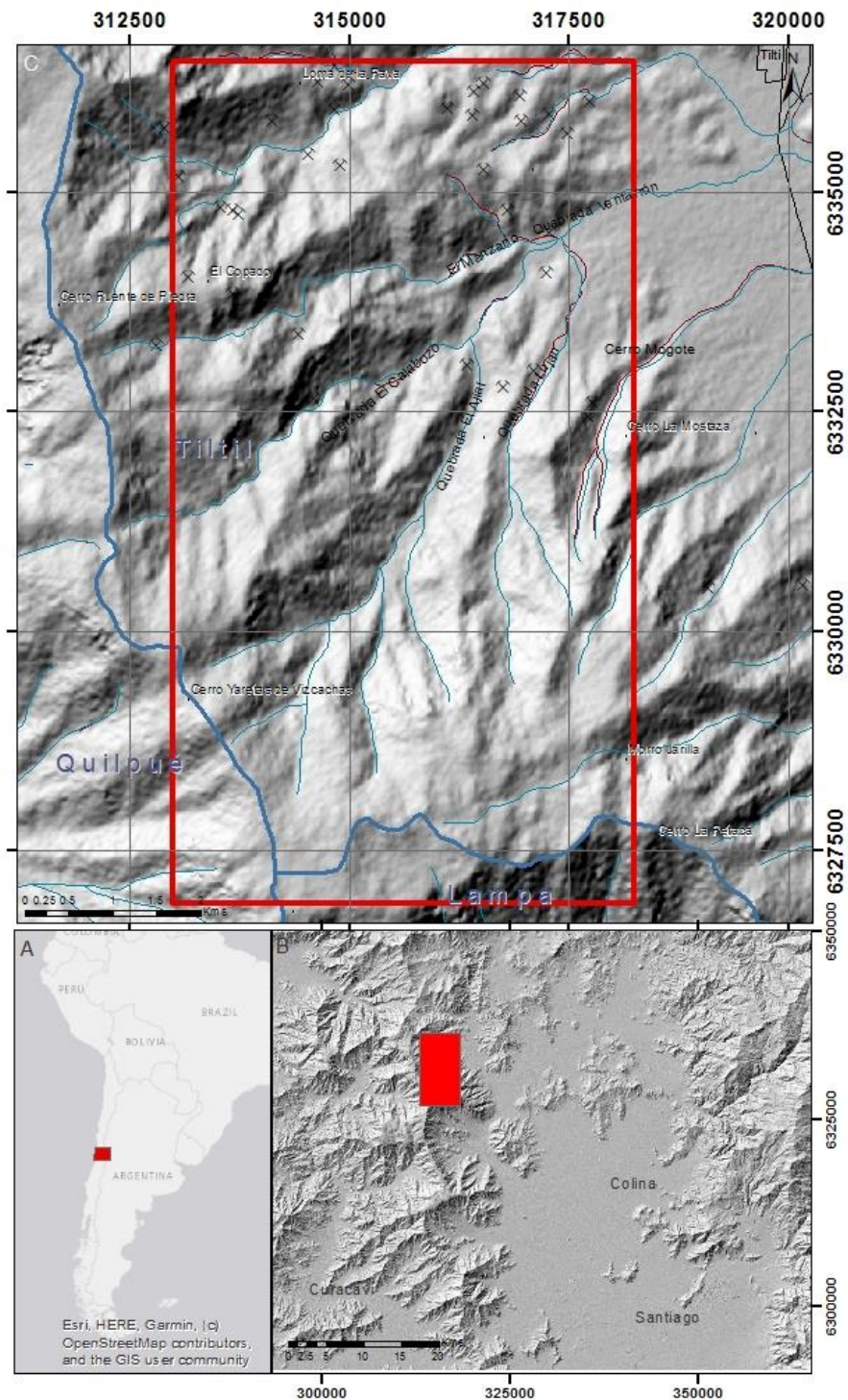


Figura 1-1: (A) Ubicación del área de estudio en Chile. (B) Ubicación del área del Distrito respecto a la cordillera de la costa. (C) Área de estudio delimitada por línea roja. Se muestran las minas catastradas con figura de martillos.

1.7 Metodología de trabajo

La metodología de trabajo busca crear un modelo geomecánico a partir de los parámetros de Hoek & Brown (a) GSI con información de terreno (Marinos & Hoek, 2000) y (b) UCS a partir de ensayos de laboratorio. Es por esto que la metodología puede separarse en 7 secciones:

1.7.1 Revisión bibliográfica

En primer lugar, es necesario recopilar toda la información disponible. Esta información consta de estudios para la creación de modelos geomecánicos (Hoek y Brown, 2018), (Levkovitch y Reusch, 2010), (Menetrey y William, 1995), documentos científicos de los estudios de laboratorio necesarios y sus parámetros, junto con sus posibles estimaciones (Marinos y Hoek, 2000), (Bawden y Crowder, 2004), (Naeimipour et al, 2018), (Abdideh y Mahmoudi, 2013) y finalmente, información propia del distrito Tilti, ya sean antecedentes geológicos, historia minera del distrito, estudios en faenas, entre otras (Zeballos, 2007), (Cabello, 1977), (Wall et al, 1999).

1.7.2 Catastro

Posterior a la recopilación de información disponible, es necesario levantar información de terreno, por lo que se realiza un catastro en el Distrito Minero Tilti de las principales faenas y algunos puntos de interés para el resultado de la tesis.

Se catastraron 17 faenas mineras, las cuales se aprecian en la Figura 1-2 con referencia Geodésica: Proyección UTM, Zona 19 Sur, Datum WGS1984. Este catastro permite identificar las unidades geológicas principales presentes en el distrito a partir de una descripción geológica.

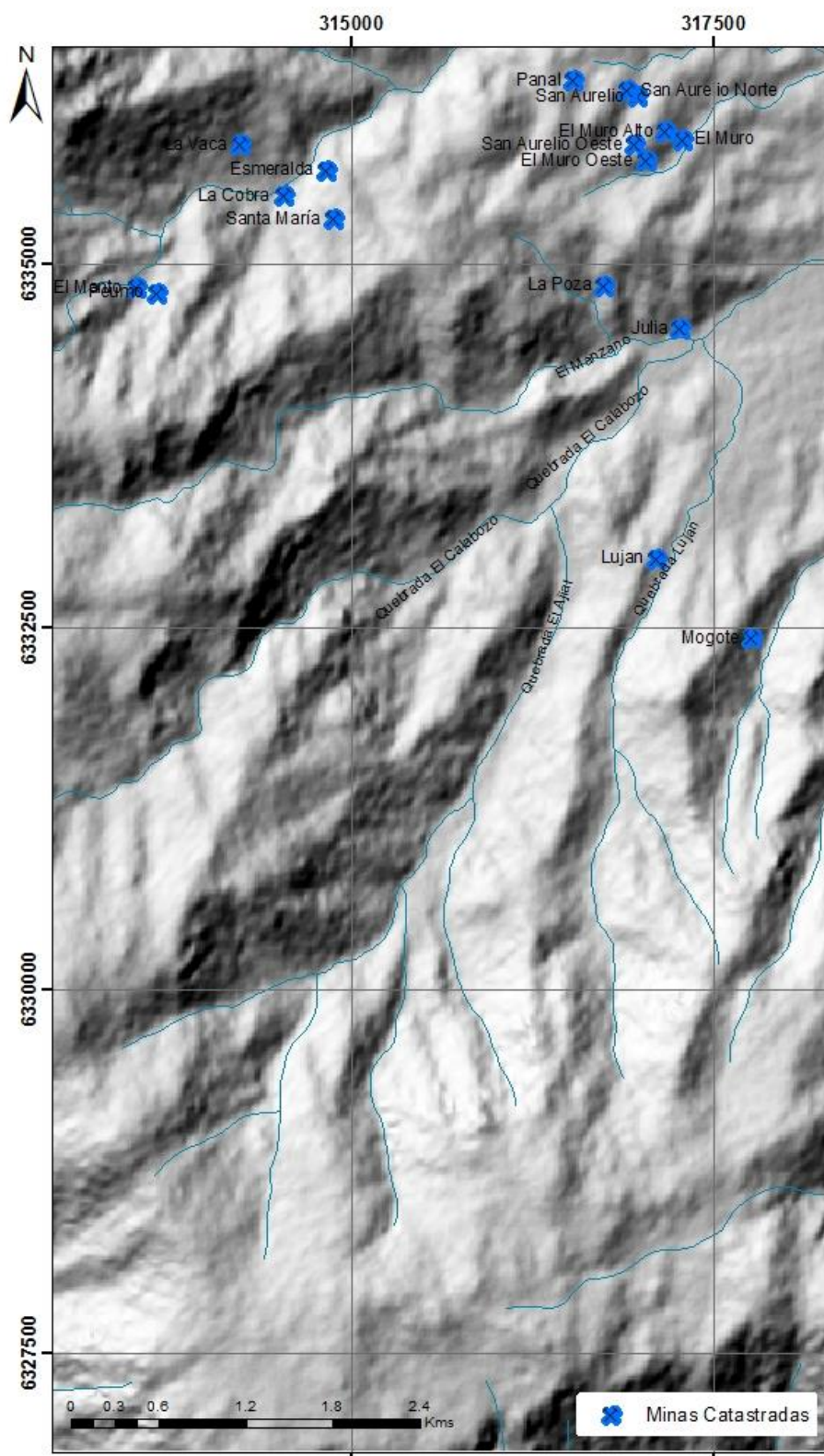


Figura 1-2: Faenas mineras Catastradas.

En particular, el catastro busca levantar información sobre:

a) Información General: Busca dar a conocer las características principales de la mina, tales como coordenadas geográficas, método de explotación (ya sea rajo abierto, subterránea, mixto o transición de rajo a subterránea), si se encuentra o no en explotación y observaciones generales.

b) Parámetros de diseño del método de explotación: se enfoca en las características de diseño, para posteriormente contrastar con un nuevo método de explotación que considere los modelos realizados. Se dividen en sus características a rajo abierto y subterráneas:

- Rajo abierto: Altura promedio de cada banco, ángulo de talud, número de bancos, ancho de banco, profundidad máxima, calidad de acceso.
- Subterránea: Medidas del socavón, profundidad, existencia de piques, chimeneas, labores extras y tipo de acceso.

c) Características geomecánicas del macizo: Es necesario obtener la información geomecánica visible en terreno por lo que se realiza el cálculo del GSI del macizo rocoso, existencia o no de fortificaciones, criterio propio de calidad (baja, moderada, alta) para tener un conocimiento previo de referencia.

d) Estructuras: Las estructuras influyen en el comportamiento geomecánico de la roca, por lo que se identifican las estructuras principales (tales como fallas, diques, vetas), con

su rumbo, manteo, relleno, longitud y espesor. Junto a esto, se observan posibles problemas producto del diseño y la presencia de estas.

e) Geología: Es pertinente reunir información sobre la geología para complementar los modelos y las propuestas de mejora en los métodos de explotación, junto con contrastar los antecedentes geológicos del lugar. Es importante definir bien la litología de los lugares de estudio para lograr correlacionar los modelos distritales con los modelos de yacimiento adecuadamente.

f) Casos de estudio: Para los casos de estudio hay levantamiento de información de mayor detalle para poder tener un diseño minero adecuado a la geología del yacimiento y apoyado con el modelo geomecánico encontrado. Existe un análisis para los distintos sectores geotécnicos. Estos sectores se identifican por presentar una unidad litológica distinta, presencia de mineralización o cambios en el GSI producto de alguna estructura presente.

1.7.3 Muestreo

El muestreo va destinado a ensayo de densidad y de compresión uniaxial (UCS). Para la caracterización distrital, se debe realizar un muestreo por cada tipo de roca encontrado en el catastro, o sea, de las formaciones geológicas que han sido estudiadas en el distrito. En el caso de una faena, las muestras son por cada litología, y además, con y sin mineralización. La muestra es una colpa de roca exenta de fracturas para no influir negativamente en los ensayos de compresión.

1.7.4 Preparación de muestras

Se debe cortar la colpa por medio de un taladro de broca de dos pulgadas para obtener testigos, los cuales deben cumplir que el diámetro sea mayor a 10 veces el tamaño de grano. Se debe tener en cuenta la relación entre alto y diámetro (esbeltez) de 2:1, o en caso de no ser posible por el proceso de extracción y corte, se debe ajustar por medio de un coeficiente de esbeltez. Posterior a esto, se realiza la preparación de las caras planas al cortar ambas bases del cilindro y pulir para asegurar que la tensión se distribuya en la totalidad de las bases, además de considerar perpendicularidad con el eje axial del cilindro para que se cumpla con la norma ASTM D7012. (Torres & Padilla, 2012).

El taladro de perforación Hilti y la broca de dos pulgadas que se utilizan se encuentran en la figura 1-3 y 1-4, respectivamente.



Figura 1-3: Taladro de extracción de testigos Hilti.



Figura 1-4: Proceso de extracción de testigo

Además, la sierra rotatoria utilizada para el corte se aprecia en la figura 1-5.



Figura 1-5: Sierra para corte de testigos.

1.7.5 Ensayos

La densidad de cada muestra corresponde a la densidad absoluta, por lo que de manera de simplificar su obtención es utilizar el mismo cilindro fabricado, previo al ensayo de compresión, calculando el volumen del cilindro (V) a partir del promedio simple de 5 mediciones para el alto y diámetro, junto con la medición de su masa (m). La densidad absoluta corresponde a:

$$\rho = \frac{m}{V} \quad (1.7.5.1)$$

Para determinar el UCS, se debe someter el testigo, ya preparado, a ensayo de compresión donde sólo se tiene una dirección de cargas, las cuales son axiales a la

probeta. Este se realiza al estar en contacto las bases del cilindro con las placas de la prensa, procurando que no se pierda la perpendicularidad de las placas con el eje de la muestra, con una desviación máxima de 0,05 mm. Además, se aplica la carga con una velocidad constante de $0,5 \frac{MPa}{seg}$ hasta que ocurra la falla del testigo. En el momento que esto sucede, la carga máxima que registra la muestra determina la resistencia a la compresión uniaxial mediante la formula:

$$\sigma_c = \frac{F}{\left(\frac{\pi * D^2}{4}\right)} \quad (1.7.5.2)$$

Con F la carga máxima y D el diámetro de la probeta.

En caso de que no se cumpla la relación 2:1 entre largo y diámetro, la ecuacion anterior se puede ajustar mediante:

$$\sigma_c = \frac{2 * \sigma_{c1}}{\left[1,5 + \left(\frac{D}{z}\right)\right]} \quad (1.7.5.3)^1$$

Con σ_{c1} el esfuerzo de ruptura y z el largo del cilindro.

La máquina de compresión utilizada tiene una carga mínima de 30kN y máxima de 3000kN, junto con un máximo de recorrido de 50mm. En la figura 1-6 se muestra la máquina marca FormTest y modelo *Alpha 3-3000 AD*.

¹ British Standard (2009). BS EN 12504-1.



Figura 1-6: Máquina de compresión 3000kN

1.7.6 Modelos Geomecánicos

A partir de los ensayos de compresión y densidad, junto con la información obtenida de terreno del GSI, se realiza el cálculo de los parámetros geotécnicos en *peak* y residuales (Hoek & Brown, 2018) (Cai *et al.*, 2004) de todas las zonas geotécnicas que se encuentran en un frente, para cada caso de estudio. Luego, se construye la superficie del talud que incluye las propiedades anteriores para cada zona, con el fin de realizar una simulación por medio de elementos finitos con el *software Phase* de RocScience. El modelo entrega el factor de seguridad para la sección calculada, una medida que

permite comparar el máximo esfuerzo admisible con el esfuerzo real aplicado, que para taludes mineros requiere de al menos un valor de 1,4 (GEO, 2011). Los modelos realizados consisten en:

- a) Yacimiento o casos de estudio: Modelo realizado a partir de un frente de explotación de una faena minera. En este caso se tiene un GSI distinto para cada litología, zonas mineralizadas o entre estructuras, lo que genera un modelo de detalle. De igual manera, se realizan ensayos geotécnicos para distintas litologías. Se modela en distintas secciones con el fin de abarcar todas las zonas geotécnicas y características de diseño.
- b) Aproximaciones: Modelos geomecánicos a partir de ciertas estimaciones:
 - Martillo de terreno: Se considera un valor del UCS a partir de aproximaciones de terreno experimentales. (Hoek y Brown, 1997)
 - Data: Utiliza la referencia bibliográfica para el valor del UCS y constante de roca intacta a partir de la litología identificada. (Hoek, 1965), (Lau y Gorski, 1992), (Bobich, 2005), (Brace, 1964), (Ramsey y Chester, 2004)
 - Distrital: En este caso, los valores del UCS corresponden a distintas unidades geológicas catastradas del distrito y se define un GSI promedio por faena catastrada. Este GSI es una aproximación, por lo que para cada una se calcula el GSI de su unidad geotécnica principal, sin considerar otras zonas geotécnicas particulares (como cercanía a estructuras que influyan en su grado de fracturamiento). Con este método, se tiene un GSI por unidad geológica y grado de mineralización, con el fin de reeplicar ese valor para cada zona geotécnica del frente de estudio que contenga la misma unidad

litológica y mineralización para luego analizar el comportamiento del modelo frente a esta estimación. Para realizar una aproximación del GSI con mayor precisión, se definen rangos de magnitud de esta variable, en donde: (1) GSI alto por sobre 80, (2) GSI medio-alto entre 55 a 79, (3) GSI medio entre 46 a 54, (4) GSI medio-bajo entre 21 a 45 y (5) GSI bajo los valores inferiores a 20. De esta manera, para poder utilizar como aproximación el valor del GSI distrital por unidad geológica se debe estar en el mismo rango de magnitud del GSI de la unidad geotécnica del caso de estudio.

- Combinaciones lineales: Utiliza las estimaciones anteriores para verificar si es posible lograr una mejor precisión, esto se debe a que, al ser una simulación de elementos finitos, la falla podría ocurrir de distinta manera para ciertos valores estimados, por lo que no sería adecuado utilizar estos.

1.7.7 Precisión de nuevos modelos

A partir de todos los modelos construidos, se analiza estadísticamente en base al modelo geomecánico de cada yacimiento, el cual considera la mayor cantidad de información. Este análisis busca determinar la información relevante que permita acercarse a dicho modelo, al definir las posibles estimaciones y al generar un modelo ajustado a la limitación de conocimiento e información de la pequeña y mediana minería.

El criterio para definir como aceptable las estimaciones es en base al factor de seguridad, dado por el criterio de rotura de Hoek & Brown (Hoek & Brown, 2018), y la simulación de elementos finitos del *software* “Rocscience”. Por tanto, si la

variabilidad porcentual del factor de seguridad es baja, el nuevo modelo tiene gran precisión respecto al modelo del caso de estudio y es posible realizar la estimación de la variable, ya sea UCS o GSI.

La variación porcentual de cada estimación respecto al caso de estudio viene dada para cada sección como:

$$100 * \left| \frac{x - x_i}{x} \right| \quad (1.7.7.1)$$

Con x_i el método i de estimación.

Se calcula la desviación estándar del factor de seguridad de cada método con el fin de controlar la dispersión del método seleccionado, esto se debe a que no basta que sea una correcta estimación para una sola sección.

$$\theta_j = \sqrt{\left(\frac{\sum x_{ij} - \bar{x}_j}{n-1} \right)} \quad (1.7.7.2)$$

Con x_{ij} valor del factor de seguridad a partir de la estimación j para la sección i .

$\bar{x}_j$ es la media del factor de seguridad entre las secciones calculadas por el método de estimación j

.1.7.8 Diseño minero

Por último, de acuerdo con los resultados obtenidos del factor de seguridad por cada frente y dada las posibles estimaciones de los parámetros y sus características de diseño de taludes (ángulo y altura), se propone un diseño ajustado en las zonas con riesgos geomecánicos. Para esto se itera nuevamente sobre el modelo aproximado al variar los parámetros de diseño, hasta encontrar un factor de seguridad que sea lo suficientemente alto y disminuya el riesgo de desprendimiento. Se concluye con la recomendación de

taludes adecuados de acuerdo con los parámetros de Hoek & Brown observados en terreno y que considere las estimaciones propuestas.

Un resumen de la metodología se aprecia en la Figura 1-7. Para la metodología Distrital se requiere de un catastro que permita obtener muestras para el UCS Distrital, y además, levantar información de terreno para definir un GSI promedio por faena Distrital. Por otro lado, se analizan en detalle dos frentes de explotación para dos yacimientos distintos, en los cuales se obtiene un UCS y GSI por cada zona geotécnica. Luego, se calculan los parámetros de Hoek & Brown, tanto en peak como residuales, y con esto se modela cada frente. Se realizan las distintas estimaciones para el GSI y UCS para definir un modelo aceptable a partir de una precisión en el factor de seguridad.

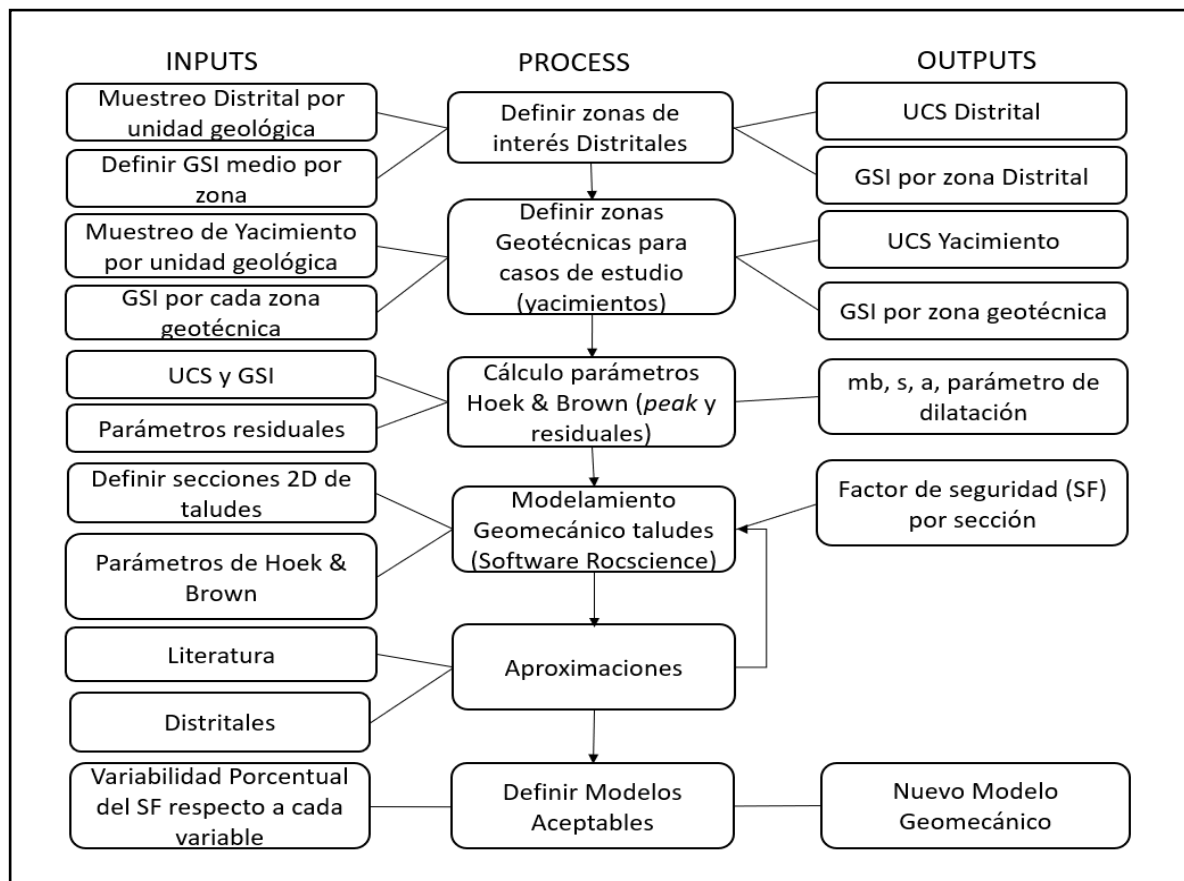


Figura 1-7: Resumen de la metodología de trabajo.

2. ANTECEDENTES GEOLÓGICOS Y MINEROS

2.1 Minería en Chile

Chile es conocido como país minero a nivel mundial. Esto se debe a que su principal exportación es el cobre, siendo un 27% de la producción mundial, el cual genera cerca del 10% del PIB nacional (Cochilco, 2018). Además, se destaca en la producción de molibdeno, litio, plata y oro.

La minería en Chile se puede dividir en 3 grandes sectores determinados por su producción (Cochilco, 2008) en donde: (i) la Gran Minería tiene una producción sobre 3 millones de toneladas métricas al año, (ii) Mediana Minería entre 100.000 y 3 millones de toneladas métricas anuales y (iii) Pequeña Minería menos de 100.000 toneladas métricas al año. Además, respecto a sus características se agrupan en:

- a) Pequeña y mediana minería privada: No se tiene un recuento total de la pequeña minería, sin embargo, se sabe que al menos cerca de 1200 pequeños mineros venden mineral a ENAMI (Empresa Nacional de Minería). Por otro lado, existen alrededor de 30 compañías mineras en la mediana minería, las cuales tienen un gran nicho para proyectos que no son de interés para la gran minería, ni factibles para la pequeña, especialmente en yacimientos metálicos sin cobre, con una participación sobre 40% a nivel país (Cochilco, 2014).
- b) Gran minería privada: Existen 9 empresas privadas dedicadas a la explotación minera a gran escala de cobre, con un total de 17 faenas. Estas empresas destacan por tener una producción de, al menos, 75.000 toneladas métricas (Ley N° 16.624, 1967). Además, durante el año 2017, la minería privada generó una ganancia de US\$ 3.011 millones (Comisión para el Mercado Financiero, 2018)

- c) Gran minería Estatal: Corresponde a la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO). Esta fue fundada en 1976 y es la principal empresa productora de cobre del mundo, además de tener 6 % de las reservas mundiales, situándola como la empresa con mayores reservas mineras (Codelco, 2018). Respecto a sus operaciones, considera una división de fundición y refinación y otras 7 divisiones de mineras.

2.1.1 Pequeña y Mediana minería

La pequeña minería se caracteriza por, en su mayoría, centrarse sólo en la explotación minera, lo que genera dependencia con terceros para completar la cadena de valor. Su definición más utilizada es la que considera faenas de máximo 80 trabajadores y 200.000 horas de trabajo anuales (Cochilco, 2013). Por otro lado, la mediana minería se define como la empresa minera que produce entre 1.200 ton/año y 50.000 ton/año de cobre fino equivalente (Cochilco, 2016), pero existe una gran variabilidad en estas empresas, permitiendo a algunos asemejarse a las prácticas de la gran minería, y a otros, ser cercanas a la pequeña por su menor capacidad de gestión y sustentación.

Es importante destacar la existencia de la pequeña minería artesanal, la cual considera menos de 12 trabajadores durante el año y presenta un estado de informalidad en cuanto a leyes y control (Ministerio de minería, 2012). Además, es la categoría con peores condiciones de trabajo, dado que principalmente se trabaja de manera empírica y rudimentaria, tal como indica el Ministerio de Minería a partir de un estudio del año 2013, donde se identifica que sólo el 6,6% de los trabajadores de la minería artesanal tienen conocimientos técnicos.

La pequeña y mediana minería es apoyada por ENAMI, la cual aporta en conocimiento técnico, compra y procesamiento de minerales, sin embargo, existe información muy limitada respecto a las prácticas sustentables que proyecten la pequeña y mediana minería al largo plazo por parte de los mineros (Picozzi, 2016). Junto a esto, sólo se tiene un 16,6% de profesionales y 14,9% de técnicos en la mediana minería (Cochilco, 2016), siendo una cifra mucho menor en el caso de la pequeña escala. Además, se tienen mayores costos de producción, dificultad de acceso a propiedad minera y financiamiento, a diferencia de la gran minería, por lo que la brecha de conocimiento impacta exponencialmente en el desarrollo de esta actividad.

Por último, el aporte principal de este sector minero es la generación de 19.000 empleos directos y cerca de 60.000 indirectos, para la mediana minería, y sobre 8.700 trabajadores directos para la pequeña, por lo que es una actividad necesaria para el desarrollo de localidades en el país. (Cochilco, 2016).

2.1.2 Tiltil como distrito minero

Históricamente ha existido minería en el distrito de Tilttil, comenzando con la minería de los lavados de oro de origen pre-incaico en el siglo XVI, permitiendo en el año 1712 establecer un poblado debido al carácter minero, convirtiéndolo en uno de los distritos mineros más antiguos de Chile, siendo un patrimonio histórico a nivel nacional. Posteriormente, en el año 1880 tuvo el tercer lugar de producción de oro a nivel país, el cual permitió a Chile posicionarse como tercero en el mundo. De hecho, en el año 1955, debido al cierre de las salitreras en el Norte de Chile, Tilttil tuvo su auge minero con la llegada de personas capacitadas en minería. Sin embargo, la actividad minera

de la zona se ha ido desgastando producto de la incertidumbre geológica de mineralización y las dificultades de la pequeña minería, principalmente por la limitación de recursos, información de calidad, poder de venta y falta de conocimiento técnico-profesional.

Actualmente, Tilttil se ha visto afectado por la sequía en la agricultura, destacándose sólo por la producción de tunas y olivos, por lo que retomar el auge minero es una muy buena opción para la provincia, sin embargo, existe una oposición social producto de los problemas medioambientales que se ha visto envuelto en el último tiempo, por lo que se requiere posicionar a la minería como una actividad vital y aclarar sobre los impactos de la pequeña minería, los cuales son mínimos en comparación a la gran minería.

2.2 Seguridad Minera

La seguridad minera es uno de los temas más relevantes en la industria debido a la gravedad de los accidentes. Es por esto que en la gran minería existen muchos estándares de seguridad que disminuyen el riesgo de la actividad. Por otro lado, en la mediana, y en mayor medida, la pequeña minería, no se dispone de conocimiento técnico y profesional, ni factibilidad económica para implementar ciertas medidas.

Por lo anterior, Enami se encarga de monitorear la pequeña y mediana minería, donde una de sus muchas funciones es velar por la seguridad. Esto lo realiza por medio del programa de apoyo a la producción segura y el PAMMA, el cual es un programa de capacitación y transferencia tecnológica para la minería artesanal. Anualmente se invierten más de \$US 2.000.000 (Enami, 2018).

Respecto a los datos históricos, entre el año 2011 y 2017 ocurren 182 accidentes fatales en Chile. En la Figura 1-6 se muestra la distribución, por tamaño de empresa, de estos accidentes en los últimos 5 años, junto con el porcentaje de accidentes de la gran minería contra la pequeña, artesanal y mediana minería, anualmente.

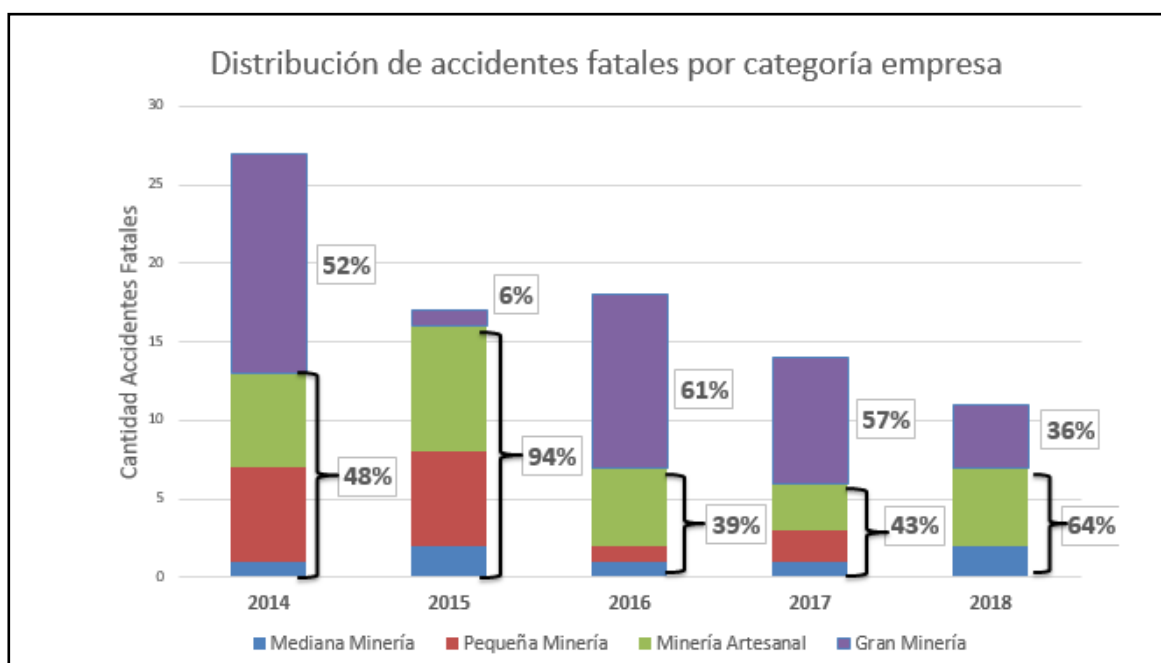


Figura 2-1: Accidentes fatales por categoría. Adaptado de Sernageomin, 2018.

Con estos datos, se desprende el porcentaje de accidentes por tamaño de empresa de los últimos 5 años, los que se indican en la Figura 2-2.

COMPARATIVA ENTRE ACCIDENTES FATALES

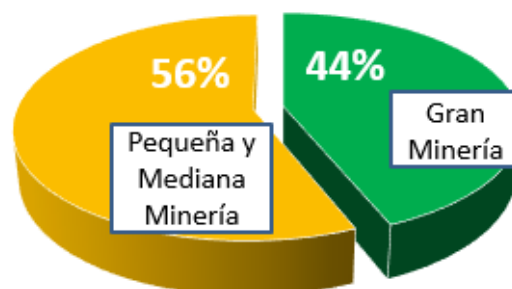


Figura 2-2: Comparativa accidentes fatales en 5 años. Elaboración propia.

Dentro de los principales accidentes vinculados a la minería, el 32% corresponden a desprendimiento de roca (Sernageomin 2017). Esta cifra es aún mayor en el caso de la pequeña minería, donde hay escasa estandarización y control de la operación.

2.3 Geología

2.3.1 Geología distrital

En primer lugar, respecto a las características morfológicas del área de estudio, el distrito Tilttil se ubica en el flanco oriental de la Cordillera de la Costa, en una pequeña cuenca u hoya hidrográfica de dirección NS (estero Tilttil), la cual es subparalela a la terminación norte de la depresión central o depresión intermedia (donde se ubica la cuenca de Santiago) la que se encuentra entre la Alta Cordillera de los Andes y la Cordillera de la Costa.

A partir de la información recabada de estudios previos (Zeballos, 2007), (Cabello, 1977), (Wall et al, 1999) (Thomas, 1958), complementada con información geológica del catastro realizado, es posible definir un mapa geológico Distrital (Figura 2-3). Se

destacan las 3 formaciones principales del Distrito: Formación Veta Negra, Formación Las Chilcas y el Intrusivo Caleu. Además, se incluyen las faenas catastradas del Distrito, diques, estructuras principales y muestras de terreno.

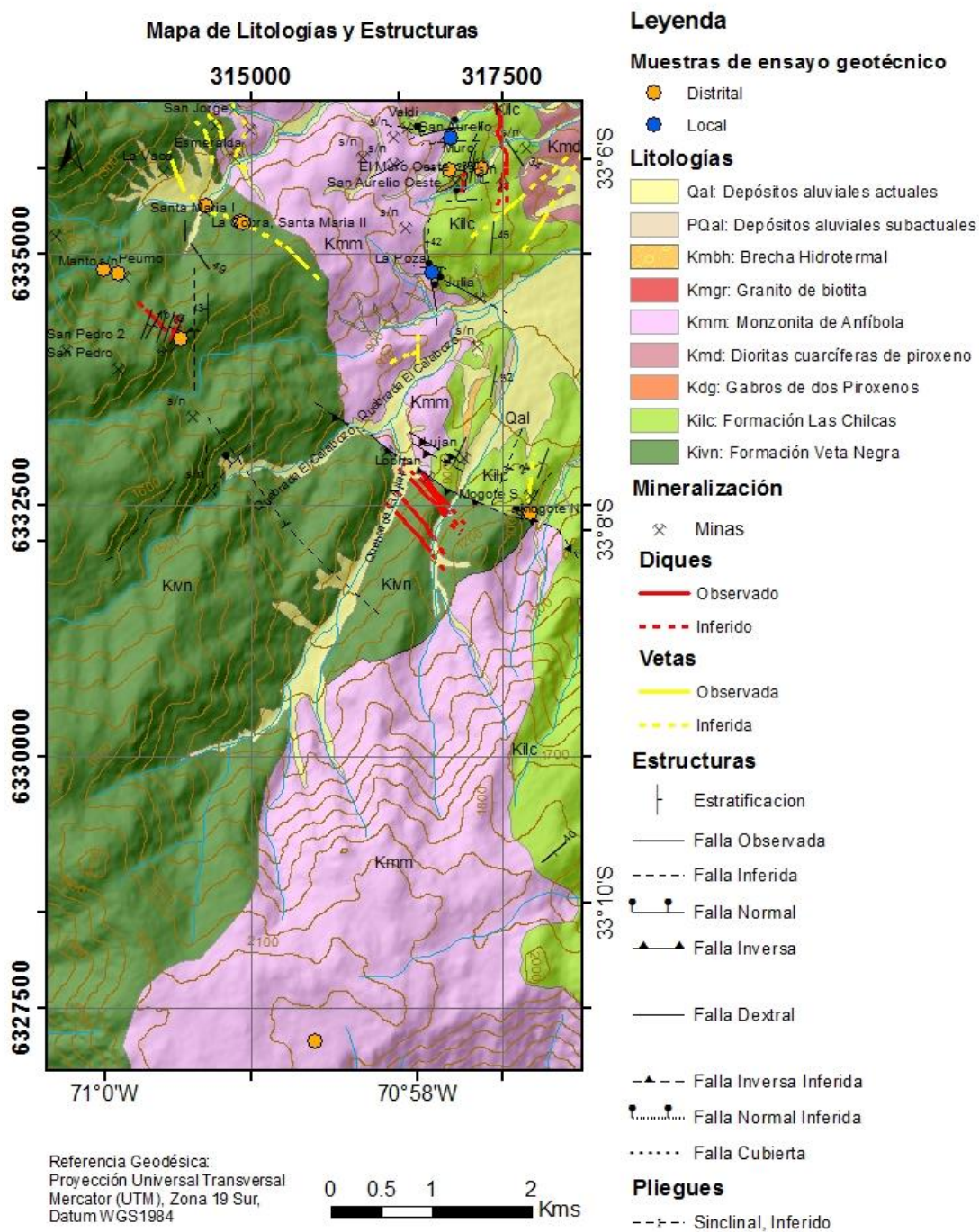


Figura 2-3: Mapa Geológico Distrital. Se indica la ubicación de las muestras estudiadas. Informe inédito Proyecto FIC-RM “Nuevas Estrategías Geomineras para el desarrollo de la Pequeña Minería”, 2018.

Respecto a la litología del distrito (Figura 2-3), afloran rocas volcáno-sedimentarias de la Formación Las Chilcas y la Formación Veta Negra (Thomas, 1958), las cuales están intruidas por rocas graníticas a granodioríticas del Plutón Caleu (Wall, *et al.*, 1999) y otros cuerpos intrusivos menores andesíticos y dioríticos (Wall, *et al.*, 1999); los que se describen a continuación:

a) Formación Las Chilcas (Thomas, 1958): aflora en la zona Este del distrito, a los pies de la Cordillera de la Costa. Esta formada por rocas volcánicas, tales como brechas andesíticas, lavas andesitas porfídicas finas, basaltos y tobas; intercaladas con rocas sedimentarias continentales, tales como conglomerados y lutitas calcáreas y tobíferas de edad cretácica media alta (Cabello, 1977) (Zeballos, 2007). Además, contiene zonas de alteración hidrotermal, principalmente en zonas de contacto con rocas intrusivas. Los estratos de esta formación tienen un rumbo general NS a N30°E y manteos de entre 10° a 60°E.

b) Formación Veta Negra (Thomas, 1958): esta unidad aflora a lo largo del límite Oeste del Distrito Tiltil, en la parte media a alta de la Cordillera de la Costa, específicamente en cuesta La Dormida y cerro Puerta de Piedra. Respecto a su litología, corresponden principalmente a rocas volcánicas andesíticas porfiricas con fecnocristales de plagioclasas de gran tamaño, las cuales se conocen como ocoitas. Esta unidad se asigna al Cretácico Inferior (Thomas, 1958), además de ser concordante a la Formación Lo Prado (Severino, 2017).

c) Plutón Caleu (Molina, 2014) Es uno de los principales batolitos de los andes de Chile Central y está formado por rocas ígneas intrusivas de composición granodiorítica a diorítica, las cuales intruyen a las formaciones Veta Negra y Las

Chilcas. Aflora en una franja NS en la zona central del Distrito, con un ancho de entre 500 a 700 metros. Este batolito es del Cretácico Superior (Molina, 2014). Presenta zonas de alteración hidrotermal.

2.3.2 Estructuras

Entre las estructuras principales se hace la distinción entre las que presentan alteración hidrotermal y las que no. En primer lugar, existen estructuras con dirección NW asociadas a la zona de alteración hidrotermal de mayor intensidad, por otro lado, existe un set de estructuras con menores dimensiones y dirección NS y NW también asociadas a alteración. Finalmente, hay estructuras sin alteración hidrotermal con dirección EW, NE y NS (Cabello, 1977).

Respecto a las fallas presentes en el distrito, la principal es la llamada falla Tiltit. Además, hay un set de estructuras de fallas de rumbo Norte a N20°E presentes en la zona Oeste del Distrito hasta la porción superior de la cuesta La Dormida. Junto a estas, existen fallas tensionales de rumbo N 45° a 50°E en quebrada El Atajo, El Calabozo y cerro Caracoles, las cuales son la causa del contacto entre intrusivo y ocoítas. (Wall, *et al.*, 1999).

Además, en terreno se reconocen (Figura 2-3) tres set de fallas con orientación EW, N 50 a 60° W y N 40 W, junto con diques andesíticos de orientación N 20 a 60°E y N 30 a 50° W.

2.3.3 Mineralización

Es posible encontrar mineralización en estructuras de falla de rumbo Norte de 10 a 20° E con manteos subverticales (Cabello, 1977). Los principales minerales primarios

presentes son bornita, calcosina y pirita. En particular, se identifican en terreno dos vetas de Oro con orientación N 10 a 30° W y N 40 a 50° W, además de una veta de Cobre-Plata con orientación N 10 a 30°W. Estas estructuras fueron definidas como canales de circulación para la mineralización (Parada *et al.*, 2002; Cabello, 1977)

Por otro lado, la mineralización hidrotermal magmática se debe a los cuerpos intrusivos (dioríticos y monzoníticos) que son ricos en metales y estos intruyen a rocas volcánicas y sedimentarias, lo que genera la existencia de trampas de mineralización en forma de mantos a través de estas unidades.

2.3.4 Alteración

Se observan rocas con alteración hidrotermal de tipo clorita-sericita, en donde aumenta su intensidad en zonas cercanas al contacto con estructuras que portan mineralización. Se identifica una fuerte alteración supérgena debido a los cuerpos intrusivos en las rocas volcano sedimentarias. (Cabello, 1977).

En el intrusivo central y ocoítas, o sea, en el sector Oeste del Distrito, existe alteración hidrotermal de tipo cuarzo-clorita.

Presencia de alteración argílica a sílica-argílica y cuarzo-sericita entre Quebrada de Corralillo y cerro el Sauce en el sector Oeste, la cual se encuentra rodeada por el intrusivo. En esta zona de alteración se ve un cambio de textura al entrar en formación Las Chilcas, observándose riolitas. Estas alteraciones sirven como suposición para definir como la zona más marginal de un desarrollo hidrotermal (Cabello, 1977), lo que da la posibilidad de encontrar mayor grado de mineralización en zonas con mayor profundidad.

3. MARCO TEÓRICO

3.1 Métodos de Clasificación Geomecánica

Los métodos de clasificación geomecánica permiten dividir el macizo rocoso en ciertas secciones, y con esto, estimar ciertos parámetros y su comportamiento. Los más utilizados se detallan a continuación:

3.1.1 *Rock Mass Rating* (Bieniawski, 1989)

Es utilizado para clasificar el macizo rocoso *in situ* a partir de 5 parámetros que se relacionan con la calidad de este, asociando un valor numérico a cada uno. El resultado es el índice RMR (Rock Mass Rating) el cual distingue cinco clases del macizo rocoso a partir de la suma de los valores obtenidos previamente, con un total de puntaje 100 para muy buena calidad. Se define un factor de corrección el cual considera la orientación de las discontinuidades que depende de su aplicación, ya sea en taludes, túneles o cimientos.

Los parámetros que considera este método son:

- a) Resistencia de la matriz rocosa: Es la propiedad para soportar diversas fuerzas, oponiéndose a discontinuidades. Es medida por medio de la resistencia a la compresión uniaxial (UCS), en donde al obtenerse un mayor valor de la resistencia, mayor será el puntaje de este parámetro.
- b) *Rock Quality Designation* (Deere, 1967): El índice RQD corresponde al porcentaje de recuperación de testigos que tengan más de 10 cm de longitud. En caso de no disponer de sondajes se determina por medio del número de fisuras por metro y utilizando la ecuación 3.1.1, donde λ son las fisuras por metro (Hudson, 1989):

$$RQD = 100e^{-0,1\lambda} * (0,1\lambda + 1) \quad (3.1.1.1)$$

Un mayor valor de este parámetro conlleva a una puntuación mayor para ser utilizada en el cálculo del RMR.

- c) Separación entre diaclasas: Mide un rango de distancia promedio de separación entre fracturas, en el caso de tener una mayor separación se obtiene un mayor puntaje.
- d) Estado de las discontinuidades: Busca cuantificar el impacto de las discontinuidades en la calidad del macizo rocoso por medio de 5 subparámetros:
 - Longitud de las discontinuidades: Se mide la longitud teniendo una mayor puntuación en caso de tener una menor longitud.
 - Abertura: Consiste en la distancia perpendicular entre las paredes de las discontinuidades cuando no están rellenas, mientras más cerradas se encuentren, mayor será su puntuación.
 - Rugosidad: Considera la ondulación de la superficie, teniendo mayor puntaje para superficies muy rugosas.
 - Relleno: se identifica las características del relleno de las discontinuidades en función de la dureza que este presenta, mientras mayor sea la dureza, mayor sea el valor, teniendo un máximo en el caso de que no presente relleno.
 - Alteración: se observa la alteración teniendo un mayor puntaje para estructuras menos alteradas, con un máximo en caso de estar inalteradas.
- e) Agua subterránea: Considera la existencia de agua subterránea la cual impacta negativamente en la calidad de la roca. El puntaje puede ser obtenido por medio del

caudal de un túnel, relación entre presión de agua y tensión principal mayor o por el estado general desde seco a tener un flujo constante de agua.

El procedimiento para el cálculo del RMR es, en primer lugar, zonificar el macizo rocoso por medio de características geológicas similares. Luego, para cada parámetro se debe identificar el rango en que se encuentra el macizo rocoso, obteniéndose una puntuación para cada uno dado por medio de tablas ya tabuladas. Al sumar cada puntaje se obtiene el total correspondiente al RMR, y finalmente, se considera el factor de corrección para la orientación de discontinuidades el cual va desde condiciones muy favorables, sin impacto al RMR, hasta muy desfavorables, donde reduce el valor del RMR, siendo en taludes donde se ve más afectado.

Una calidad muy buena de macizo rocoso tiene alta resistencia, pocas fracturas, sin o baja presencia de agua y alteración, por lo que no existen problemas de estabilidad, permitiendo mayores ángulos de talud y no tener la necesidad de fortificar túneles. En la Tabla 3-1 se pueden observar las clasificaciones de calidad para cada puntaje junto con una adecuada aproximación a los valores de cohesión y ángulo de fricción.

Tabla 3-1: Calidad del macizo rocoso en relación con el RMR. Bieniaswki, 1989.

Clase	Calidad	RMR	Cohesión ($\frac{Kg}{cm^2}$)	Ángulo Fricción
I	Muy buena	100-81	>4	>45°
II	Buena	80-61	3-4	35°- 45°
III	Media	60-41	2-3	25°- 35°
IV	Mala	40-21	1-2	15°- 25°
V	Muy mala	<20	<1	<15°

3.1.2 *Mining Rock Mass Rating (Laubscher, 1990).*

Conocido como el índice MRMR, el cual es una variante del índice RMR pero que considera los efectos de la explotación minera por medio de un factor de ajuste. Además, para su cálculo no considera la presencia de agua, por lo que los parámetros a considerar y valorar son:

- RQD
- Resistencia matriz rocosa
- Espaciado de fracturas
- Estado de discontinuidades

Los ajustes que considera el MRMR dependen de:

- a) Meteorización: Procesos de desintegración y descomposición de la roca o minerales producto del contacto con la atmósfera. A mayor meteorización, mayor será el impacto negativo a la calidad de roca.
- b) Efecto de tronadura: La tronadura provoca fracturamiento de la roca, afectando su calidad. Por esto, se identifica el impacto de esta a partir de los remantes de los pozos de perforación. En caso de estar visibles, indica un mal desempeño de la tronadura, disminuyendo la calidad del macizo rocoso.
- c) Tensiones inducidas: Son producto de las acciones de la explotación minera, tanto en rajo como en túneles. Si la tensión inducida es perpendicular a alguna estructura principal, aumenta la calidad del macizo, por otro lado, mientras más paralelamente se encuentren, mayor efecto perjudicial tendrá en esta.

- d) Orientación de excavación: De igual manera que las tensiones inducidas, las excavaciones mineras influyen negativamente en la calidad de la roca al estar orientadas paralelamente respecto a las estructuras geológicas.

El índice MRMR ayuda a comprender la necesidad de mejores prácticas en la explotación minera, procurando tener cuidado con los daños de la tronadura, orientación de excavaciones adecuada considerando las estructuras principales y la protección de los efectos de meteorización.

Las clases de calidad del macizo rocoso son análogas al de RMR de acuerdo con la puntuación obtenida, al igual que el procedimiento para obtenerlo.

3.1.3 *Tunneling quality index (Barton, 1993)*

Es conocido como Q de Barton y fue creado para estimar la fortificación requerida para túneles a partir del comportamiento del macizo rocoso. Esto lo realiza por medio de la valorización de 6 parámetros que conllevan a un valor Q , el cual corresponde a:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right) * \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad (3.1.3.1)$$

Donde el significado y la valorización de cada parámetro es:

- RQD : *Rock Quality Designation* toma el mismo valor para ser utilizado en el cálculo de Q de Barton. A medida que aumenta el RQD , aumenta la calidad de la roca.
- J_n : Cantidad de sets de discontinuidades del macizo rocoso. Obtiene un mayor valor en caso de presentar más familias de estructuras, lo que reduce la calidad del macizo.
- J_r : Corresponde a la rugosidad de las estructuras. Mientras más ondulada o irregulares sea su superficie, mayor será este valor, y por ende, mejor calidad.

- d) J_a : Es el grado de alteración de las estructuras. Mayor alteración indica un menor índice de Q .
- e) J_w : Presencia de agua en el macizo rocoso. Si se tienen altas filtraciones, la calidad del macizo se ve impactada negativamente.
- f) SRF : *Stress Reduction Factor* o estado tensional del macizo rocoso. Se debe identificar las características del macizo rocoso, como macizos expansivos, plásticos, competentes o que se encuentran en intersección con las excavaciones subterráneas. A partir de esto, tendrá un mayor valor SRF , y menor calidad del macizo, en caso de que exista baja competencia, altas presiones, presencia de estallido de roca, etc.

Además, cada relación de la ecuación 3.1.3.1 tiene un determinado significado, que corresponde a:

- $\frac{RQD}{J_n}$: Tamaño de bloques.
- $\frac{J_r}{J_a}$: Fricción y rugosidad de discontinuidades.
- $\frac{J_w}{SRF}$: Parámetros de esfuerzos.

Por último, el valor del índice Q oscila entre 0,001 y 1000, subdividiendo la calidad del macizo rocoso en las siguientes 9 clases:

Tabla 3-2: Calidad de roca por índice Q de Barton. Barton, 1993.

Rango	Calidad del Macizo Rcoso
0,001-0,01	Excepcionalmente mala
0,01-0,1	Extremadamente mala
0,1-1	Muy mala
1-4	Mala

4-10	Media
10-40	Buena
40-100	Muy buena
100-400	Extremadamente buena
400-1000	Excepcionalmente buena

Con este valor y junto al parámetro dimensión equivalente, el cual corresponde al cociente entre el mayor valor entre el diámetro y la altura y un parámetro que depende de la excavación, llamado ESR (*Excavation Support Ratio*), es posible obtener la fortificación recomendada por medio de la tabla propuesta por Barton.

El problema de todos estos métodos de clasificación geomecánica es la limitación para ser aplicada a la pequeña minería. Esto se debe al alto grado de conocimiento técnico para aplicar una correcta clasificación en terreno, además de requerir información obtenida por sondajes, lo cual tiende a tener un alto costo y tiempo de obtención. Por otro lado, estos métodos dan una noción del comportamiento, sin embargo, no permite crear un modelo más detallado para identificar los parámetros adecuados de diseño minero que permitan trabajar óptimamente en un frente de explotación por los mineros, por lo que un pequeño cambio en altura o ángulo de talud puede influir en gran medida en el factor de seguridad de un frente y aumentar significativamente el riesgo geomecánico.

3.2 Parámetros de interés

Para poder construir el modelo geomecánico en los casos de estudio, es necesario definir los parámetros que se requieren para esto, además de entregar los valores que suelen utilizarse como estimación según la literatura.

3.2.1 Uniaxial compressive strength (UCS)

La resistencia a la compresión uniaxial σ_{ci} (UCS) es una medida de la resistencia de un material, o sea, el esfuerzo que soporta el material para deformarse, y se caracteriza por no estar en condiciones de confinamiento. Su valor corresponde al máximo valor axial en estado de compresión al que se somete un testigo de roca intacta y suele utilizarse dentro de los métodos de clasificación del macizo rocoso.

El UCS se ve afectado negativamente al aumentar el grado de meteorización, la porosidad, presencia de agua o fisuras. Además, su obtención viene regulado por las normas ASTM 2938-95. donde se debe cumplir que:

- Extremos pulidos y paralelos.
- Ancho de la muestra debe superar 10 veces el tamaño de grano.
- Se debe cumplir una relación 1:1, 2:1 o 3:1 entre largo y ancho.

En caso de no disponer de ensayos de laboratorio para cada muestra, es necesario tener una estimación precisa de este parámetro de roca para generar un modelo geomecánico de bajo riesgo. Dicho esto, muchas veces se imposibilita la obtención de este parámetro dado la complejidad de obtener una muestra adecuada en profundidad, producto de los altos costos de sondajes y análisis de laboratorio, lo que se complejiza aún más en la realidad de la pequeña y mediana minería, dada la incertidumbre y limitantes que presentan.

Con el fin de reemplazar las pruebas de laboratorio que requieren de tiempo considerable, dada la preparación de muestras y equipos especiales, se ha comprobado una relación entre el UCS y la fuerza de corte promedio obtenida por cierto tipo de sondajes que contienen un cortador de disco en miniatura, generando una adecuada

aproximación del UCS (Naeimpour, Rostami, Buyuksagis, Frough, 2018). Sin embargo, esta metodología se escapa de la realidad de la pequeña minería dada la alta inversión de estos equipos, y además, no se ha demostrado una correlación en rocas ígneas.

Por otro lado, se ha realizado la estimación del UCS a partir de un modelo geoestadístico de Kriging en la perforación de depósitos de hidrocarburos en Irán (Abdideh, Mahoudi, 2013), pero se requiere gran cantidad de datos de este parámetro para que el método sea eficaz, lo que se aleja del alcance de construir un modelo geomecánico simplificado aplicable a la explotación minera, dada el alto costo, tiempo de muestreo y análisis de laboratorio. De manera similar, se ha logrado estimar el UCS a partir de distintas propiedades de roca en base a datos de pozos petroleros en Irán para cierto tipo de roca (Farrokhrouz, Asef & Kharrat, 2014), sin embargo, son casos particulares para esquistos presentes en la zona.

Mediante múltiples estudios, es posible establecer un rango de valores para distintas unidades de rocas, los que se encuentran en la Tabla 3-3.

Tabla 3-3: Valores medios de UCS. (Obert y Duvall, 1967), (Farmer, 1968), (Rahn, 1986), (Walthan, 1999).

Roca intacta	Valores Medios (MPa)
Andesita	210-320
Anfibolita	280
Anhidrita	90
Arenisca	55-140
Basalto	150-215
Caliza	80-140

Cuarcita	200-320
Diabasa	240-350
Diorita	180-245
Dolerita	200-300
Dolomía	90-250
Esquisto	50-60
Gabro	210-280
Gneiss	160-200
Granito	170-320
Grauvaca	180
Limolita	35-250
Lutita	30-70
Marga	70-140
Mármol	120-200
Pizarra	100-180
Sal	12
Toba	10-46
Yeso	25

Otra manera de aproximar el valor del UCS es por medio de distintas categorías que se definen por estimaciones en terreno (Hoek & Brown, 1997), las cuales se observan en la Tabla 3-4.

Tabla 3-3-3: Estimación de terreno para UCS. Hoek & Brown, 1997.

Grado	Categoría	Estimación UCS (MPa)
R6	Extremadamente fuerte	>250
R5	Muy fuerte	100-250
R4	Fuerte	50-100
R3	Medianamente fuerte	25-50
R2	Débil	5-25
R1	Muy débil	1-5
R0	Extremadamente débil	0,25-1

3.2.2 GSI (Hoek & Marinos, 2000)

El *Geological Strenght Index* (GSI) fue definido para estimar la reducción de resistencia del macizo rocoso a partir de información visual de terreno. Esta reducción se debe a que el fracturamiento impacta negativamente las propiedades de la roca intacta, producto de la posibilidad de deslizamiento y rotación de bloques de roca.

El GSI se obtiene a partir de la presencia de estructuras, las cuales conllevan a la formación de bloques de roca y condiciones de superficie de las discontinuidades. En primer lugar, mientras más se pierda la integridad de la roca, debido a la formación de pequeños bloques, menor será el valor del GSI, y por otro lado, para un mayor grado de alteración o superficies más lisas entre las discontinuidades, el GSI será menor. Por último, es necesario recalcar que en la práctica se definen rangos de valores para cada zona con GSI similares, debido a la naturaleza cualitativa de esta variable. Sin embargo, se ha determinado que el GSI es una variable muy sensible (Ván & Vásárhelyi, 2014), por lo que se ha buscado la manera de estimarla precisamente por medio de distintos métodos.

ROCAS DIACLASADAS (Hoek and Marinos, 2000) Apartir de la litología, estructura y condiciones superficiales de las discontinuidades, se estima un valor promedio del GSI. No se debe tratar de ser muy preciso. Un rango de 33-37 es mas realista que un GSI=35. Note que la tabla a macizos estructuralmente controlados por fallas, donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto al frente de excavación, estos podrán dominar el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de los cambios de humedad que pueden reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en rocas de regular o mala calidad, cambian las condiciones por el cambio de humedad. La		CONDICIONES DE SUPERFICIE				
		MUY BUENAS	BUENAS	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
		Superficies muy rugosas, superficies no meteorizadas, frescas	Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro	Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización y rellenos compactos o rellenos de frag.	Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos de arcilla suave.
		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE				
 INTACTA O MASIVA - Especímenes de roca intacta o masiva in-situ, roca con discontinuidades amplias y espaciadas FRACTURADA - Macizo rocoso con bloques entabados, consistente en bloques cúbicos formados por tres intersecciones de MUY FRACTURADA - Macizo parcialmente perturbado con bloques entabados y angulares, formados por cuatro o mas FRACTURADA / PERTURBADA - Macizo rocoso plegado formado por bloques angulares formados por la intersección de varios DESINTEGRADA - Macizo rocoso altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados, pobremente FOLIADA / LAMINADA - Se carece de bloques debido débil material presente en los planos de foliación o de cizalla		DECRECE EL ENTRABAMIENTO DE LOS BLOQUES				
		90	80	70	60	50
		40	30	20	10	N/A
		N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
		N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
		N/A	N/A	N/A	N/A	N/A

Figura 3-1: GSI. Hoek & Marinos, 2000.

Un método utilizado para reducir la subjetividad del GSI es el método de cuantificación del GSI (Hoek, Carter & Diederichs, 2013). Este método se basa en el cálculo del GSI

a partir de la condición de sus discontinuidades y del RQD. Utilizando la siguiente fórmula:

$$\text{GSI} = 1.5 \text{ JCond}_{89} + \text{RQD}/2 \quad (3.2.2.1)$$

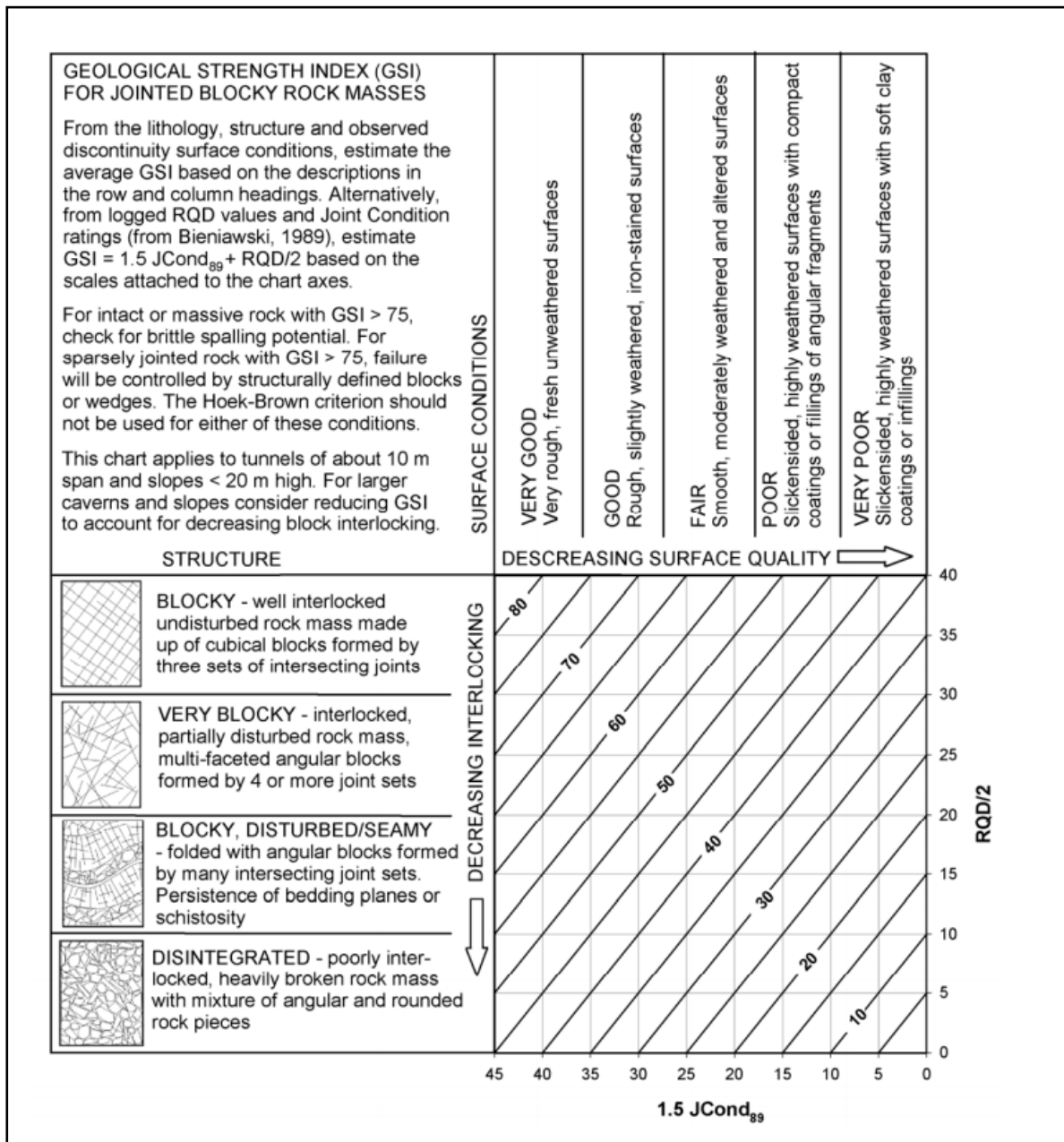


Figura 3-3-2: Cuantificación del GSI utilizando Jc y RQD. Hoek, Carter & Diederichs, 2013.

3.2.3 Factor de alteración D

Las operaciones mineras afectan negativamente la calidad del macizo rocoso, por lo que se define un factor de corrección para hacer más realistas los criterios de falla (Söberg et al, 2001). Este efecto es producido por el movimiento de material que genera un cambio en la relación de los esfuerzos, y por otro lado, el impacto de daño producto de la tronadura.

El factor D depende del método de explotación, ya sea de manera subterránea o en rajo, en donde se ha logrado sugerir un posible valor de acuerdo a las experiencias estudiadas, los cuales se resumen en la Tabla 3-5.

Tabla 3-3-4: Guía de estimación para el factor D . Modificado de Hoek & Brown, 2002.

Características del macizo rocoso	Valor D
Túnel con muy buena calidad del macizo rocoso y tronadura controlada.	$D = 0$
Túnel con mala calidad de roca, permitiendo excavación sin tronadura. Poca alteración.	$D = 0$ En caso de presentarse deformación en el piso de avance: $D = 0,5$
Túnel con mala calidad de tronadura y con presencia de daños por algunos metros.	$D = 0,8$

Taludes con poco daño del macizo rocoso por tronadura.	Si hay tronadura controlada: $D = 0,7$ Si hay una mala tronadura: $D = 1$
Taludes con excavación mecánica	$D = 0,7$
Taludes con alto movimiento de material y uso de tronadura para producción.	$D = 1$

3.2.4 Constante de roca intacta (m_i)

El valor de la constante depende de la litología de la roca intacta y cumple la función de satisfacer la relación del criterio de rotura de Hoek & Brown entre los esfuerzos principales. Por otro lado, la manera de determinar esta constante es por medio de ensayos triaxiales en testigos de sondajes y con análisis estadístico, sin embargo, se han tabulado valores típicos para ciertos tipos de roca que pueden ser utilizados para el modelo geomecánico, funcionando adecuadamente. Los valores de la constante m_i se aprecian en las siguientes tablas, de acuerdo a cada tipo de roca:

Tabla 3-3-5: Constante m_i rocas sedimentarias. Adaptado de Hoek & Brown, 1997.

Nombre de la roca	Constante m_i
Anhidrita	13
Arcillolita	4

Arenisca	19
Brechas	20
Caliza Esparítica	10
Caliza Micrítica	8
Creta	7
Carbón	8-21
Conglomerado	22
Grauwaca	18
Limolita	9
Yeso	16

Tabla 3-3-6: Constante m_i rocas metamórficas. Adaptado de Hoek & Brown, 1997.

Nombre de la roca	Constante m_i
Anfibolita	25-31
Cuarcita	24
Esquistos	4-8
Filitas	10
Gneiss	33
Mármol	9
Migmatita	30

Milonitas	6
Pizarras	9
Rocas Córneas	19

Tabla 3-7: Constante m_i rocas ígneas. Adaptado de Hoek & Brown, 1997.

Nombre de la roca	Constante m_i
Aglomerados	20
Andesita	19
Basalto	17
Brechas	18
Dacita	17
Diorita	28
Dolerita	19
Gabbro	27
Granito	33
Granodiorita	30
Norita	22
Obsidiana	19
Riolita	16
Tobas	15

3.3 Criterios de rotura

La rotura es el proceso físico de fracturamiento del macizo rocoso producto del aumento de carga o de la disminución de resistencia, la cual depende de la orientación y frecuencia de discontinuidades. Para lograr predecir la rotura y definir un factor de seguridad, se han creado criterios de rotura.

El criterio de rotura se define a partir del estado tensional del macizo rocoso o de deformaciones, sin embargo, dado que la resistencia máxima capaz de soportar viene dada por la máxima tensión, es evidente que se utilice el estado tensional para predecir la rotura. Este estado tensional consta de una tensión normal y tangencial por cada dimensión cartesiana, pero es posible definir las tres tensiones principales a partir de las otras seis.

Con las tensiones principales se define la superficie de fluencia que limita el dominio elástico, por lo que los puntos que se encuentren sobre la curva, están en rotura, y los que no, están en elasticidad. Además, es posible obtener una buena aproximación del dominio, sólo considerando la tensión principal máxima σ_1 y mínima σ_3 . La superficie queda representada por:

$$f(\sigma_1, \sigma_3) = 0 \quad (3.3.1)$$

Lo que es más comprensible gráficamente, por medio de la Figura 3-3.

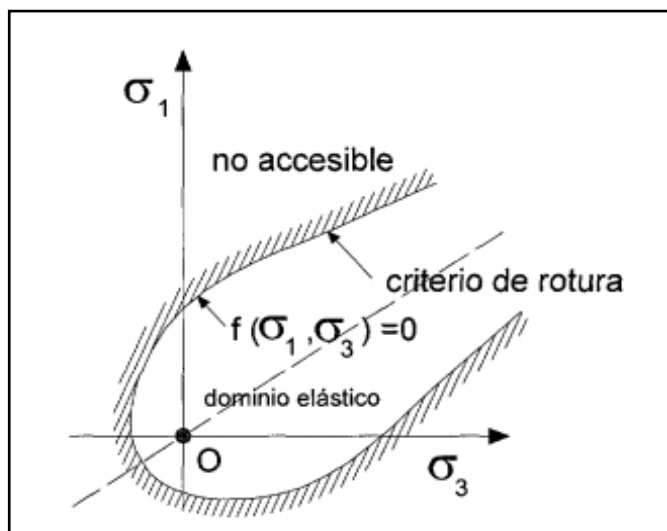


Figura 3-3-3: Representación del criterio de rotura. Melentijevic, 2005.

3.3.1 Criterio de rotura lineal

El criterio de rotura lineal más conocido es el de fricción interna o Mohr-Coulomb (Coulomb, 1773). Consiste en definir la superficie de rotura por medio de la tensión tangencial y normal del plano, donde se cumple la ecuación:

$$\tau = c + \sigma_n \tan \phi \quad (3.3.1.1)$$

c : Cohesión. Es un valor constante que, en caso de no haber tensión normal aplicada, representa la tensión cortante resistida.

σ_n : Tensión normal respecto al plano de rotura.

ϕ : Ángulo de fricción. Es el máximo ángulo que toma el material, en estado granular, al estar en reposo.

τ : Tensión tangencial respecto al plano de rotura.

La lógica detrás del criterio se basa en que esta ecuación es tangente a cada círculo de Mohr, por lo que pasa por la máxima resistencia del material, habiendo ocurrido falla

en algún plano previamente. Sin embargo, tiene problemas para su aplicación dado que queda limitada a materiales cerámicos porque funciona correctamente cuando el esfuerzo de falla en compresión es mayor al de tensión.

3.3.2 Criterio de rotura no lineal (Hoek & Brown, 2002)

Los métodos comúnmente utilizados para la caracterización geotécnica tienen un alto grado de subjetividad y depende de la experiencia de la persona a cargo para lograr un correcto modelo geotécnico, dado que es necesario identificar discontinuidades, alteración, rugosidad, relleno y otros parámetros cualitativos. Por este motivo, la metodología propuesta debe reducir el error asociado a la falta de experiencia y conocimiento técnico para el levantamiento geotécnico.

Dentro de estos métodos, el más simple y con menor requerimiento de conocimiento técnico para su aplicación, es el de Hoek & Brown. Esto se debe a que utiliza una aproximación que representa adecuadamente el comportamiento del macizo rocoso a partir de valores experimentales que ya fueron comprobados, por lo que sólo se requiere del UCS, un valor que presenta un mínimo error al obtenerse por medio de ensayos de laboratorio que se realicen a partir de la norma ASTM, y de una sola variable visual cualitativa que es el GSI. Sin embargo, esta variable puede ser cuantificada a por medio del método entregado en la ilustración 8, lo cual disminuye la necesidad de expertiz en el cálculo del GSI.

El criterio de rotura de Hoek & Brown se introduce en el año 1980 y busca predecir y valorar la falla del macizo rocoso. A diferencia de los criterios previos, este busca incluir sus características geológicas, además de las geotécnicas, de manera sencilla.

Desde su inicio se ha visto modificado constantemente con el fin de aumentar la exactitud de los cálculos al utilizarse en un amplio rango de problemas prácticos, por lo cual se ha introducido nuevos parámetros que permiten adecuarse a la particularidad de los casos. En el año 2002 se logra encontrar un ángulo de fricción y resistencia cohesiva que puede adaptarse para diferentes tipos de roca con presencia de diaclasas. Su último estudio converge en el criterio de Hoek & Brown generalizado, donde la forma de la curva de tensión principal, o la envolvente de Mohr, puede ajustarse por un coeficiente variable a .

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (3.3.2.1)$$

σ'_1 y σ'_3 son los esfuerzos principales mayor y menor, respectivamente.

σ_{ci} o UCS, es la resistencia, del material intacto, a la compresión uniaxial.

m_b constante del material que cumple la ecuación:

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right) \quad (3.3.2.2)$$

m_i es la constante del macizo rocoso.

s y a son constantes del macizo rocoso, las cuales satisfacen:

$$s = \exp \left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D} \right) \quad (3.3.2.3)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad (3.3.2.4)$$

Finalmente:

- *GSI* o *geological strenght index* incluye la información geológica respecto a la superficie y presencia de estructuras.

- D es un factor para definir la alteración del macizo rocoso en términos de daño. Este factor toma valor entre 0 y 1, el cual va desde inalterado hasta macizo muy alterado.

Por lo tanto, los valores que se encuentren sobre la curva de Hoek & Brown tienen rotura, dado que sus tensiones principales son mayores a la resistencia del macizo rocoso.

3.4 Esfuerzo inducidos y rotura (Hoek & Brown, 2002)

La rotura depende del máximo esfuerzo inducido mínimo (σ'_3) que puede soportar el macizo rocoso, el que a su vez viene dado por el tipo de explotación minera que tenga la faena, ya sea por medio de rajo en taludes o subterránea.

Para poder predecir esta rotura, es necesario considerar el comportamiento global del macizo rocoso, definiendo la variable “Resistencia del macizo rocoso”, la cual viene dada por los parámetros del criterio de Hoek & Brown de la siguiente forma:

$$\sigma'_{cm} = \sigma_{ci} \frac{[m_b + 4s - a(m_b - 8s)](\frac{m_b}{4} + s)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)} \quad (3.4.1)$$

A partir de la ecuación anterior, se ha logrado establecer una relación experimental entre la Resistencia del macizo rocoso y σ'_3 máximo. Para el caso de túneles, se cumple que:

$$\frac{\sigma'_{3max}}{\sigma'_{cm}} = 0,47 \left(\frac{\sigma'_{cm}}{\gamma H} \right)^{-0,94} \quad (3.4.2)$$

Por otro lado, para el caso de taludes, la rotura ocurre de manera circular lo que cumple la ecuación siguiente:

$$\frac{\sigma'_{3max}}{\sigma'_{cm}} = 0,72 \left(\frac{\sigma'_{cm}}{\gamma H} \right)^{-0,91} \quad (3.4.3)$$

3.5 **Modelo de simulación (Levkovitch & Reusch, 2010)**

Para tener un modelo geotécnico óptimo del macizo rocoso, se debe considerar las características de roca intacta y las estructuras presentes, las cuales están a diferentes escalas de longitud. Sin embargo, en la práctica se tiene información limitada sobre dichas estructuras, por lo que se ha desarrollado una simulación para el comportamiento en régimen de confinamiento. Esta se realiza por medio de elementos finitos y logra aproximar los parámetros geotécnicos para ser aplicable el modelo de rotura definido por Hoek & Brown.

En primer lugar, se modelan las partes continuas del macizo rocoso como material dilatante no lineal, o sea, mientras mayor sea el esfuerzo, con mayor tasa el material se ve debilitado, dilatado o ablandado. Por otro lado, las estructuras discretas se modelan como elementos cohesivos, las cuales permiten una gran dilatación y dislocación de tensiones en zonas de corte y de falla, haciendo posible obtener una respuesta de falla basada en la separación por tracción de los elementos cohesivos.

El resultado de la simulación permite encontrar la deformación, la cual es utilizada como estimador directo del daño, además de conocer la probabilidad de desprendimiento. La deformación puede presentarse en las siguientes etapas:

- a) Elástica: No existe daño en estructuras, por lo que se encuentra en una etapa segura al estar totalmente estable.
- b) Degradación plástica: Comienza con estabilidad, sin embargo, un conjunto de estructuras es parcialmente dañadas y se ven movilizadas, alineándose en la orientación del estrés principal, volviendo a estabilizarse.

- c) Fase inestable: Existe un daño moderado, pero ahora se dañan un segundo y tercer conjunto de estructuras, afectando a la integridad total del macizo rocoso. Este efecto es producido al intentar equilibrarse las estructuras junto con el estrés y la deformación de tensiones.

3.6 Parámetros de Hoek & Brown residuales *post peak*

El método de Hoek & Brown permite estimar los esfuerzos en *peak* del macizo rocoso, sin embargo, es necesario incluir el valor residual para lograr simular por elementos finitos el comportamiento del macizo en un talud u obra subterránea, dado que es necesario incluir el comportamiento dúctil de los materiales para el correcto modelamiento (Duncan, 1996). Por este motivo, se ha definido el GSI residual (Cai *et al*, 2006), el cual depende de las condiciones de las discontinuidades residuales y el volumen de bloque residual, los cuales son posibles de obtener por medio de estimaciones de terreno.

En primer lugar, la resistencia residual se define como carga o fuerza que un material dañado aún puede soportar tras ocurrir la falla. Dicho esto, es posible obtener todos los parámetros de Hoek & Brown residuales utilizando el GSI residual, el cual se calcula como:

$$GSI_r(V_b^r, J_c^r) = \frac{26,5 + 68,79 \ln J_c^r + 0,9 \ln V_b^r}{1 + 0,0151 \ln J_c^r - 0,0253 \ln V_b^r} \quad (3.6.1)$$

Y a su vez, se tiene que si el volume de bloques observados en terreno (V_b) es mayor que 10 cm^3 , el volumen de bloque residual (V_b^r), es desintegrado pudiendo ser estimado como 10 cm^3 . Por otro lado, si es menor a 10 cm^3 , no hay reducción de tamaño, por lo que $V_b^r = V_b$.

Además, para la condición de las discontinuidades, se cumple que:

$$Si \frac{J_w}{2} < 1, \quad J_w^r = 1; \quad Si \text{ no } J_w^r = \frac{J_w}{2}$$

$$Si \frac{J_s}{2} < 0,75, \quad J_s^r = 1; \quad Si \text{ no } J_s^r = \frac{J_s}{2}$$

Para J_A no hay reducción.

En donde J_w corresponde a ondulación a gran escala, J_s a pequeña escala y J_A la condición de la alteración.

Finalmente:

$$J_C = \frac{J_w * J_s}{J_A} \tag{3.6.2}$$

En el Anexo C se presenta las tablas para el cálculo de cada condición.

4 RESULTADOS

4.1 Catastro

Se realiza un catastro en el distrito minero Tiltill el que abarca 17 faenas, de las cuales 7 son mediante explotación subterránea y 10 por rajo. Del total de faenas catastradas, sólo 3 se encuentran actualmente en explotación. Este catastro busca levantar información respecto a las principales unidades geológicas del distrito, definiendo un GSI general por faena, a modo de aproximación, y muestras destinadas a ensayo de compresión uniaxial.

La selección de estas faenas busca considerar las unidades litológicas principales del Distrito y su comportamiento mediante explotación.

4.1.1 Información General

En primer lugar, es necesario destacar que los nombres de las faenas vienen dados por la revisión bibliográfica del Distrito. Sin embargo, en algunos casos no se dispone de información dado que existen faenas abandonadas y de mucha antigüedad en la zona de estudio, por lo que se utiliza una denominación por medio de alguna característica propia de la faena. La información general levantada, en orden cronológico, se puede apreciar en la Tabla 4-1.

Tabla 4-1: Información General Catatro. Elaboración propia.

Nombre Faena	WGS 284- Norte	WGS 284-Este	WGS 284- M.S.N.M	Método de explotación	En producción
-----------------	-------------------	-----------------	---------------------	--------------------------	------------------

Panal	6336270	316531	860	Rajo	No
San Aurelio	6336158	316977	784	Rajo	Sí
El Muro	6335864	317286	755	Rajo	No
El Muro Alto	6335879	317178	800	Subterránea	No
San Aurelio Norte	6336198	316904	903	Rajo	No
Santa María	6335317	314888	1078	Mixto	No
La Cobra	6335477	314538	953	Subterránea	No
San Aurelio Oeste	6335830	316960	855	Rajo	No
El Muro Oeste	6335718	317033	863	Rajo	No
La Poza	6334856	316749	820	Rajo	Sí
Mogote	6332425	317765	925	Subterránea	No
Julia	6334562	317272	680	Rajo	No
Lujan	6332976	317107	853	Rajo	No
Esmeralda	6335652	314833	920	Subterránea	No
La Vaca	6335825	314241	1093	Subterránea	Sí
El Manto	6334841	313522	1259	Subterránea	No
Peumo	6334806	313667	1266	Subterránea	No

Muchas de las faenas visitadas no se encuentran en explotación. Esto se debe al declive del desarrollo minero del distrito y a las limitaciones de conocimiento en cuanto a geología de yacimientos y problemas geomecánicos, según lo observado en terreno, donde no se resuelve de manera integral estas consideraciones geo-mineras. Producto de lo anterior, se tiene un diseño minero no acorde al yacimiento e imposibilitando la continuación de su explotación, dada la gran incertidumbre que presentan.

4.1.2 Características de diseño de explotación

Sobre los parámetros de diseño de las faenas, se observa casi nula preocupación por incluir el comportamiento del macizo rocoso y su posibilidad de desprendimiento por daño. Esto se muestra en un método de trabajo peligroso, donde es posible observar bancos de hasta más de 5 metros y con un ángulo de talud cercanos a la verticalidad, o en casos, superándola. Además, no se considera la orientación de las estructuras al momento de construcción de túneles ni talúdes, gatillando la caída de material.

La información recolectada se muestra en las siguientes tablas, considerando los ángulos de talud negativo cuando sobrepasa la vertical.

Tabla 4-2: Parámetros de diseño de minería por rajo. Elaboración propia.

Nombre Faena	Altura bancos (m)	N° Bancos	Ángulo de talud (°)
Panal	5 a 6	2	80 a –85
San Aurelio	3 a 7	4	85
El Muro	5 a 7	5	75 a 85
El Muro Alto	7 a 8	2	85

San Aurelio Norte	3 a 7	7	80 a 85
Santa María	3 a 5	2	80
San Aurelio Oeste	3 a 8	3	75
El Muro Oeste	4 a 6	2	80 a -85
La Poza	8	1	80
Julia	6	2	85 a -85
Lujan	3 a 5	3	80-85

En la mayoría de las faenas abandonadas, tales como San Aurelio Norte, El Muro, Panal, Santa María es visible desprendimiento de gran cantidad de material debido a las estructuras subverticales y el diseño de taludes, incluso dificultando la identificación visual del talúd en ciertos frentes.

Tabla 4-3: Parámetros de diseño minería subterránea. Elaboración propia.

Nombre Faena	Alto túnel (m)	Ancho túnel (m)	Profundidad (m)	Desprendimiento de material producto de estructuras
Muro Alto	2	1,5	60	Sí
Santa María	3	4	30	Sí

La Cobra	4	5	50	Sí
Mogote	4	5	80	Sí
Esmeralda	1	1,8	80	Si
La Vaca	2	3	120	No
El Manto	4	5	60	Si
Peumo	4	5	80	Si

En el caso de “La Vaca” en la que no se divisó problemas geomecánicos, fue por destacarse en su operación por sobre las demás faenas catastradas, dado por la presencia de fortificaciones, polvorín fuera de la mina y medidas de seguridad. Por otro lado, todas las demás faenas, a pesar de que algunas tengan una buena calidad de roca general, se prioriza la producción sobre el riesgo geomecánico convergiendo a deslizamiento de roca por fallas y orientación del socavón.

Finalmente, llama especial atención el caso de la mina subterránea Mogote, dado que se observa gran cantidad de desprendimiento de material producto del fracturamiento de roca. Esto se debe a la presencia de múltiples fallas que permitieron la captura de óxidos de cobre, sin embargo, no se tuvo precaución al momento de la explotación, generando un deslizamineto de los bloques e imposibilitando seguir la extracción de mineral, por lo que la mina se encuentra abandonada actualmente. Por otro lado, en el caso de la mina San Aurelio, que se encuentra en explotación, se imposibilitó seguir en producción en uno de sus frentes por consecuencias geomecánicos por su elevado ángulo de talud.

4.1.3 Características Geomecánicas del macizo rocoso.

Los resultados de los parámetros geomecánicos obtenidos del catastro se pueden observar en la Tabla 4-4.

Tabla 4-4: Características geomecánicas del macizo rocoso. Elaboración propia

Nombre Faena	GSI	Fortificaciones	Criterio calidad visual	Observaciones
Panal	40	No	Mala	Desprendimiento. Zona superior con grava y arenillas
San Aurelio	50	No	Media	Está anegado.
El Muro	30	No	Mala	Zonas con mucho desprendimiento en taludes.
El Muro Alto	50	No	Media	Zona de rajo con desprendimiento.
San Aurelio Norte	40	No	Mala	Mucho desprendimiento de roca.

Santa María	60	No	Media	Problemas geomecánicos por trancisión rajo-subte.
La Cobra	40	No	Mala	Muy bloquizada. Mucho desprendimiento.
San Aurelio Oeste	55	No	Buena	No se observa desprendimiento
El Muro Oeste	60	No	Buena	Bloques grandes.
La Poza	45	No	Media	Zonas de mucho fracturamiento, se observa desprendimiento de material en cierta sección.
Mogote	50	No	Mala	Desprendimiento por estructuras. Gran presencia de fallas.

Julia	45	No	Buena	Pequeños desprendimientos de material.
Lujan	50	No	Buena	Roca competente. Pequeños desprendimiento por ángulo talud.
Esmeralda	35	No	Buena	Roca competente. Desprendimiento por fallas.
La Vaca	45	Sí	Buena	Sin problemas.
El Manto	40	Sí	Media	Presencia de agua. Muy bloquizado.
Peumo	45	No	Media	Desprendimiento de roca.

En el caso del GSI, los valores se encuentran en un rango de hasta 5 puntos.

4.1.4 Características Geológicas de las minas

Respecto a la geología, se logran identificar distintas litologías, las cuales concuerdan con los antecedentes geológicos estudiados del distrito Tiltit (Wall *et al.*, 1999),

(Cabello, 1977), (Zeballos, 2007), (Thomas, 1958), (Parada, *et al.*, 2002). Sin embargo, se levanta información de detalle perteneciente a cada una de las faenas catastradas, identificando litología principal, minerales hipógenos y supérgeos (Tabla 4-5). Las litologías principales corresponden a cuerpos intrusivos (Dioritas y Monzonitas) y rocas volcánicas (Brechas y Andesitas), las que se asocian a las formaciones principales del Distrito vistas anteriormente. Por otro lado, la mineralización principal es de metales asociados a los cuerpos intrusivos o producto de trampas geológicas, siendo minas de óxidos de cobre principalmente, con zonas de mineralización hipógena de calcopirita-pirita asociado a la precipitación de estos metales en niveles inferiores encontrados en algunas faenas. En la tabla 4-5 se aprecia la información recolectada, en donde la nomenclatura indica:

Tabla 4-5: Geología del catastro. Elaboración propia. (IL): Intensidad leve. (IM): Intensidad media. (IA): Intensidad alta. (OD): Ocurrencia diseminada. (OV): Ocurrencia en vetillas. (ORV): Ocurrencia en vesículas. (OP): Ocurrencia en patinas. (OF): Ocurrencia en fracturas.

Nombre Faena	Litología	Mineral hipógeno	Mineral Supérgeo
Panal	Diorita	No hay	Azurita (IL)(OD), Crisocola (IM)(OP), Limonitas(IL)(OD)

San Aurelio	Diorita Cuarzífera	Calcopirita(M)(D), pirita(L)(D)	Brochantita (IA)(OD), Crisocola(IM)(OP)
El Muro	Andesítas	Calcopirita (M)(D), pirita (L)(D), Bornita (L)(D)	Crisocola (IA)(OD), Azurita(IL)(OD), Brochantita(IM)(O D), Limonitas (IA)(OD)
El Muro Alto	Andesítas	Calcopirita (L)(D/V)	Malaquita(IM)(OF)
San Aurelio Norte	Monzodiorita	No hay	Crisocola (IM)(OF), Malaquita (IM)(OF), Brochantita (IM)(OF)
Santa María	AndesitaOcoítas	Calcopirita (M)(F), especularita(M)(R V)	Malaquita (IL)(ORV), Limonitas (IA)(OF)
La Cobra	AndesitaOcoítas	Calcopirita(A)(V/D) , Bornita (L)(RV)	Crisocola (IA)(OD), Limonitas (IA)(OD)

San Aurelio Oeste	Ocoífas	No hay	Crisocola (IA)(OD), Malaquita(IA)(OD)
El Muro Oeste	Andesitas	No hay	Limonitas (IA)(OD), Crisocola (IA)(OD)
La Poza	Andesitas	No hay	Crisocola (IA)(OF), Malaquita(IM)(OP)
Mogote	Andesitas	Calcopirita (M)(D)	Malaquita(IA)(OP)
Julia	Andesitas	No hay	Malaquita (IM)(OP), Patinas (IM)(OP)
Lujan	Brechas	Calcopirita (L)(D)	No visible
Esmeralda	Monzodiorita	Sin información	Malaquita (IL)(OD), Limonita (IM)(OD)
La Vaca	Andesitas	Calcopirita (A)(D)	Malaquita (IM)(OP)
El Manto	Andesitas	Calcopirita (A)(RV), pirita (M)(RV), bornita (L)(RV)	No visible

Peumo	Brechas	Calcopirita (M)(RV), especularita(A)(D)	No visible
-------	---------	---	------------

A partir de toda la información recolectada del catastro, es posible seleccionar los dos yacimientos para estudiar en mayor detalle sus condiciones geotécnicas principales para modelar, y posteriormente, utilizar la información distrital para evaluar la precisión de estos modelos.

La primera condición para seleccionar las faenas es que deben pertenecer a un tipo de roca diferente para poder utilizar mayor información distrital y permitir desarrollar la metodología en dos casos distintos. Además, se busca utilizar distintos parámetros de diseño, por lo que los frentes de explotación seleccionados deben ser variables respecto a esto en distintas secciones horizontales para ser modelados. Por último, se desarrolla el análisis para frentes de explotación de taludes, dado que no se dispone de información suficiente para faenas subterráneas que se encuentren en explotación (con excepción de mina “La Vaca”), es por esto que se selecciona mina “San Aurelio” (Cuerpo intrusivo) y mina “La Poza” (Formación Las Chilcas), ambas actualmente en explotación, con distintos parámetros de diseño de taludes, diferentes unidades litológicas y con mineralización de óxidos de cobre. Respecto del frente de explotación de cada uno, mina la Poza tiene una sección con desprendimiento, a diferencia del frente seleccionado de mina San Aurelio, lo que permite realizar un análisis más detallado del factor de seguridad y de los parámetros adecuados de diseño minero al comparar la metodología en estos dos frentes.

4.2 Casos de estudiados: dos yacimientos seleccionados

Para los dos casos de estudio, se selecciona un talud de 8 metros de potencia, que es un frente de explotación con la presencia de distintas unidades geotécnicas. Este ancho permite sub-dividir en 3 secciones verticales de estudio para abarcar todas las unidades. La altura del talud seleccionado se debe a secciones sobre los 6 metros, que conlleva a factores de seguridad menores, y por ende, un mayor impacto al momento de aplicar la metodología al tener un modelo geomecánico.

4.2.1 Mina San Aurelio

Se observa que la mineralización viene dada por las estructuras principales, las cuales contiene los óxidos de cobre. Estos óxidos de cobre se encuentran en una potencia de 15 metros con corrida de 40 m y un máximo de 21 m de altura. Además, en la zona con mayor profundidad, hay presencia de mineralización hipógena de calcopirita y pirita, junto con agua.

Dada la existencia de minerales de alteración, se define una alteración sericítica-propilítica.

Respecto al levantamiento de información geotécnica, se toma como frente de estudio la pared Norte del rajo, la cual se divide según unidades geológicas y/o distinto nivel de GSI (Figura 4-1). Esto se realiza con el fin de realizar un adecuado muestreo, por unidad litológica e identificar las zonas críticas del frente de explotación que son más propicias a desprendimiento de roca por el criterio de Hoek & Brown.

Se definen 7 zonas geotécnicas principales que incluye un dique Andesítico. Las zonas son definidas por: (a) distinta unidad litológica, que en este caso hace la distinción entre la zona I (Brechas), dique (Andesitas) y las demás zonas (Dioritas). (b) Presencia o no de mineralización, las zonas I, II, IV y VI presentan mineralización de óxidos de cobre, en cambio, las zonas III y V no contienen mineralización de ningún tipo. (c) Diferente GSI producto de estructuras, este caso se debe a que sobre la Zona V es posible identificar una pequeña falla que genera una distinción entre esta zona y la III (Alto grado de fracturamiento y relleno arcilloso). (d) Perturbación de la superficie y tamaño de bloques que conlleva a un diferente GSI, la zona II contiene cierto grado de perturbación, lo que la hace diferir de las zonas IV y VI. La Zona IV tiene escaso fracturamiento y bajo grado de meteorización (GSI 70), a diferencia de la zona VI (GSI 50).

Además, se definen 3 secciones verticales que abarquen las distintas zonas geotécnicas (marcadas con líneas negras punteadas).

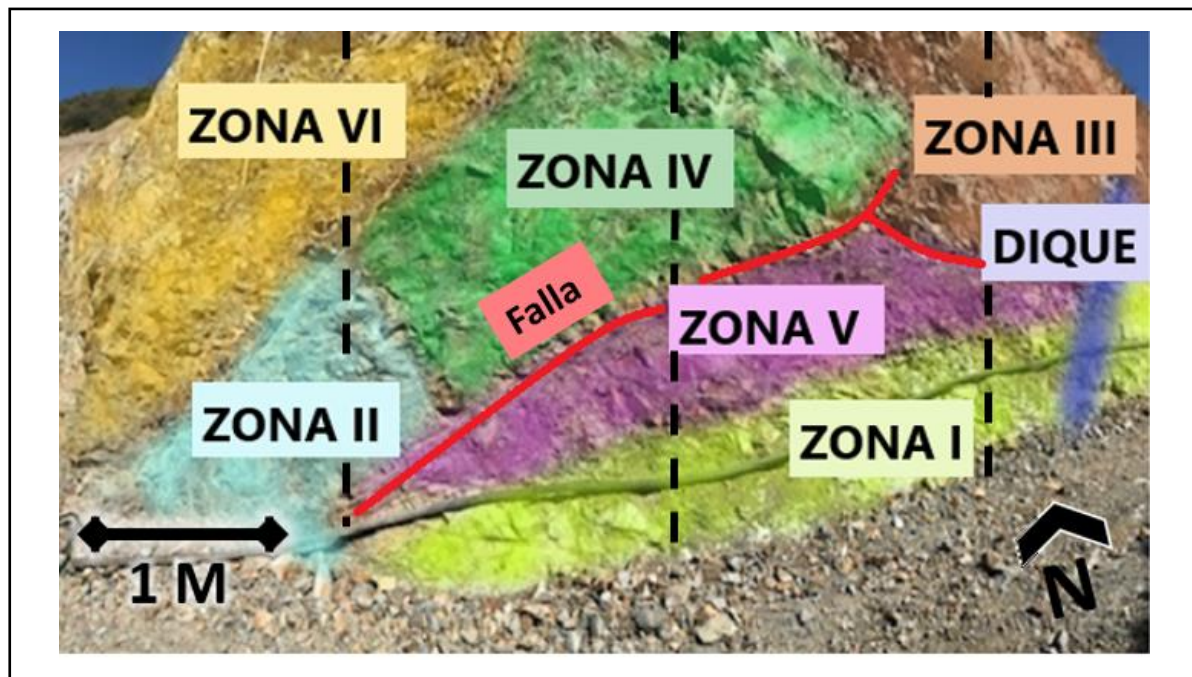


Figura 4-1: Zonas Geotécnicas San Aurelio. Elaboración propia.

El resumen de las características de cada zona se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 4-6: Características geotécnicas zonas San Aurelio. Elaboración propia.

Sector	GSI	Litología
Zona I	80	Brecha mineralizada
Zona II	40	Diorita mineralizada
Zona III	20	Diorita sin mineralización
Zona IV	70	Diorita mineralizada
Zona V	35	Dioritas muy alteradas
Zona VI	50	Diorita mineralizada

Dique	60	Andesítico
-------	----	------------

Además, todas las zonas presentan un factor de alteración igual a 0,7, debido a lo observado en terreno por el bajo daño de tronadura y la excavación mecánica.

Cada una se muestra en mayor detalle a continuación.

Zona I:

En la zona de brechas mineralizadas se observa la roca intacta con poca presencia de discontinuidades, pero existentes, lo cual genera algunos bloques. Además, no presenta meteorización y es una superficie rugosa, por lo que es posible definir un GSI cercano a 80. En la figura 4-3 se identifican sectores representativos de esta zona. La parte A muestra la presencia de óxidos de cobre diseminados, la parte B es clara evidencia de los clastos característicos de esta brecha y la línea C es la zona de contacto entre brechas y dioritas. Escala a partir del martillo de terreno.



Figura 4-2: Zona I San Aurelio.

Zona II:

Sobre el nivel de brechas y fuera de la zona de fallas, hay presencia de diorita mineralizada con fracturas, cierto grado de perturbación y superficie regular. Esto define un GSI de 40. En la figura 4-4 se aprecia la línea A que indica la falla y el sector B los bloques formados por las fracturas. Martillo de terreno funciona como escala.



Figura 4-3: Zona II San Aurelio.

Zona III:

En la parte superior de la zona Este de la pared, existe diorita sin mineralización, la cual se caracteriza por estar muy fracturada y perturbada, junto con relleno arcilloso. Es posible definir un GSI de 20. En la figura 4-5 la parte A muestra bloques de menor tamaño y angulares producto del alto grado de fracturamiento, línea B es la falla y parte C corresponde a la zona V, donde se aprecian óxidos de cobre diseminados. Martillo funciona como escala.

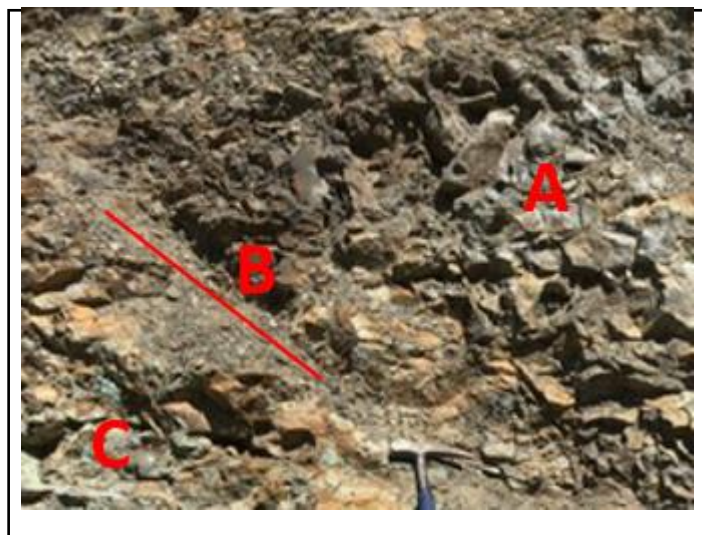


Figura 4-4: Zona III San Aurelio.

Zona IV:

En la parte central superior se observa diorita con mineralización la cual tiene un GSI de 70. Esto se debe a tener fracturamiento pero que genera bloques cúbicos y tiene una superficie buena, dada por la alta rugosidad y escaso grado de meteorización de la roca. En la figura 4-6 se muestra la escala, los bloques de mayor tamaño de esta zona (Letra A) y la diferencia con bloques más pequeños (Letra B) pertenecientes a la zona V. Además, se muestra la falla (línea C).

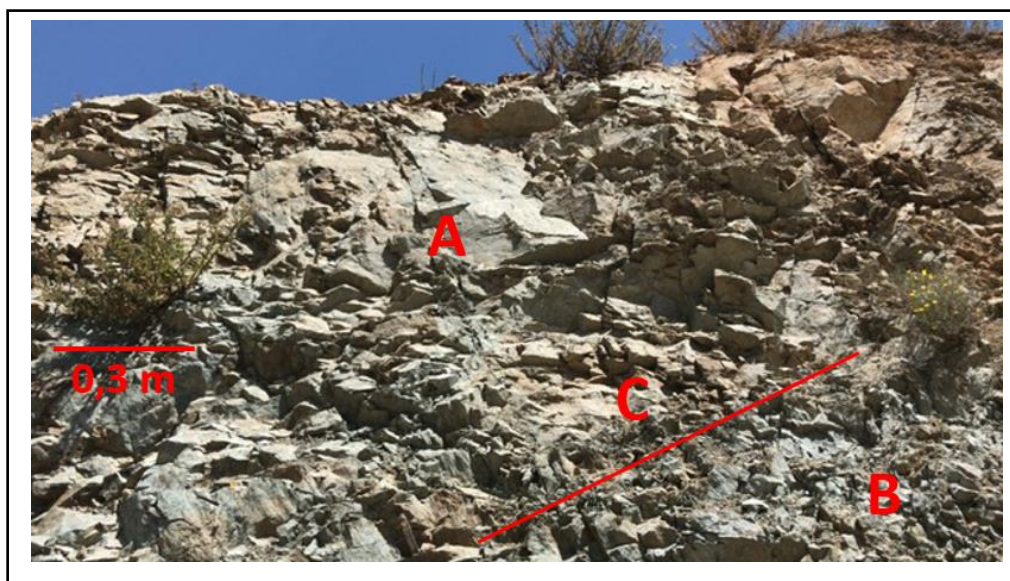


Figura 4-5: Zona IV San Aurelio.

Zona V:

Entre la falla y el contacto litológico, existe un alto grado de fracturamiento generando bloques, pero con parcial perturbación. Se tiene una superficie pobre por la alta meteorización y el relleno de pequeños fragmentos, o sea, un GSI de 35. En la figura 4-7 se indica el contacto con las brechas (letra A), bloques pequeños característicos de esta zona (letra B) y la falla (línea C). Martillo indica escala.

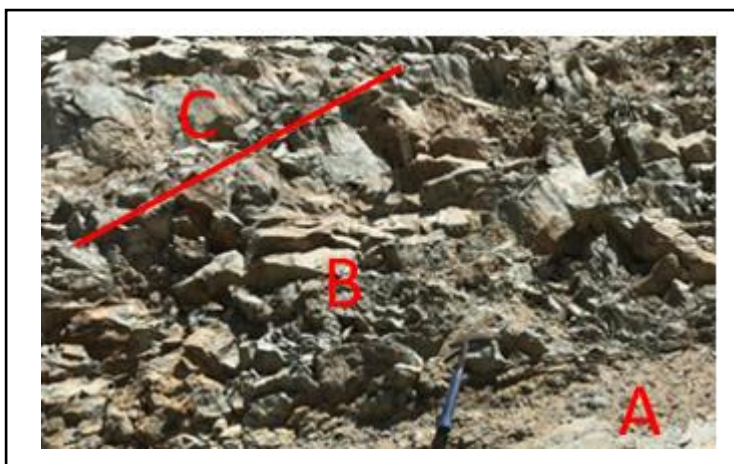


Figura 4-6: Zona V San Aurelio.

Zona VI:

En la zona más Oeste hay diorita mineralizada con presencia de fracturas, pero sin perturbación ni alta meteorización. Esto se traduce en un GSI de 50. En la figura 4.8 el martillo de terreno representa la escala y se observa óxidos de cobre diseminados.

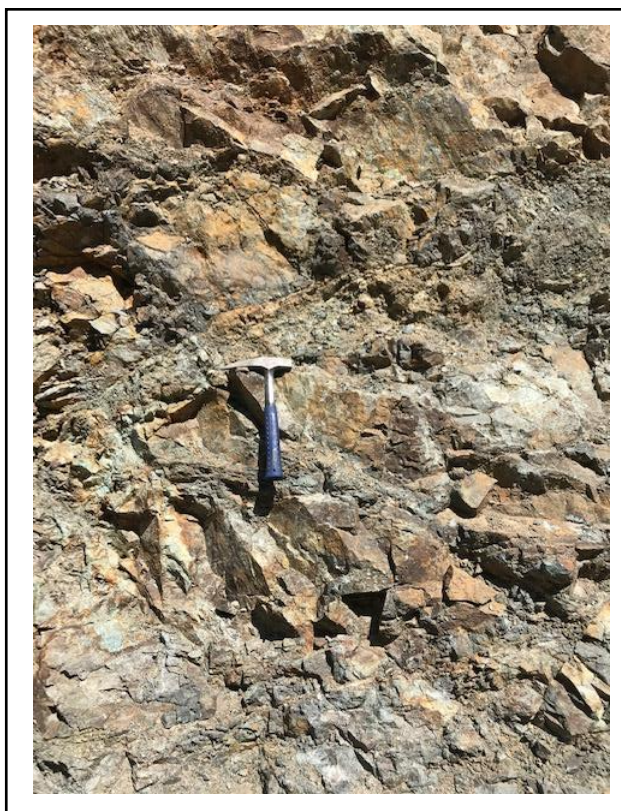


Figura 4-7: Zona VI San Aurelio.

Dique:

El dique tiene composición andesítica y presenta fracturamiento con bloques cúbicos y superficie rugosa, pero con cierto grado de alteración, teniendo una calidad de superficie regular a buena. A partir de esto se tiene un GSI de 60. En la figura 4-9 se indica con líneas punteadas el dique (letra A) y la zona superior correspondiente a zona III, con un mayor grado de fracturamiento.



Figura 4-8: Dique San Aurelio

4.2.2 Mina La Poza

Para el caso de mina La Poza, de igual manera se tiene un dominio estructural para los óxidos de cobre, el cual viene dado por las estructuras principales. Tiene una potencia de 8 m con corrida de 40 m y alto de 8 m. Existe un nivel inferior de sulfuros con 5 m de altura. De igual manera que en San Aurelio, el factor de alteración es de 0,7.

En el caso del mapeo geotécnico, se observan 4 zonas bien definidas, las que se muestran en la Figura 4-10. Todas las zonas corresponden a andesitas, sin embargo, la zona I y IV no presentan mineralización. La diferencia entre ambas zonas viene dada principalmente por el espaciamiento de sus discontinuidades, donde la zona I presenta grandes bloques rectangulares y superficie rugosa (GSI 80). Por otro lado, la zona III presenta un alto grado de fracturamiento, relleno de fragmentos menores y alta meteorización lo que conlleva a un GSI de 20, a diferencia de la zona II con un GSI de 60, por la presencia de fracturas medianamente espaciadas. Se destaca la presencia de una falla cercana a la zona III, lo que aumenta la frecuencia de fracturas. De igual manera que en mina San Aurelio se definen 3 secciones verticales.



Figura 4-9: Zonas Geotécnicas La Poza. Elaboración propia.

Zona I:

En la parte Este del frente estudiado, se tiene roca andesítica intacta con discontinuidades muy espaciadas, sin presencia de mineralización y con un grado bajo de meteorización, además de tener una superficie rugosa. Dado esto, es posible identificar un GSI de 80 aproximadamente. En la figura 4-11 la letra A indica los grandes bloques con poca presencia de fracturas y la línea B es el límite con la mineralización. Esta se debe a trampas geológicas. Persona indica escala.



Figura 4-10: Zona I La Poza

Zona II:

La zona central del frente son óxidos de cobre en andesitas, donde se forman bloques cúbicos por la presencia de fracturas medianamente espaciadas, las cuales permiten la mineralización, además existe un moderado grado de meteorización y alteración. Se tiene un GSI de 60. En la figura 4-12 la letra A indica la zona con mineralización de óxidos de cobre y bloques cúbicos, por otro lado, la letra B muestra el desprendimiento de material en esta sección.

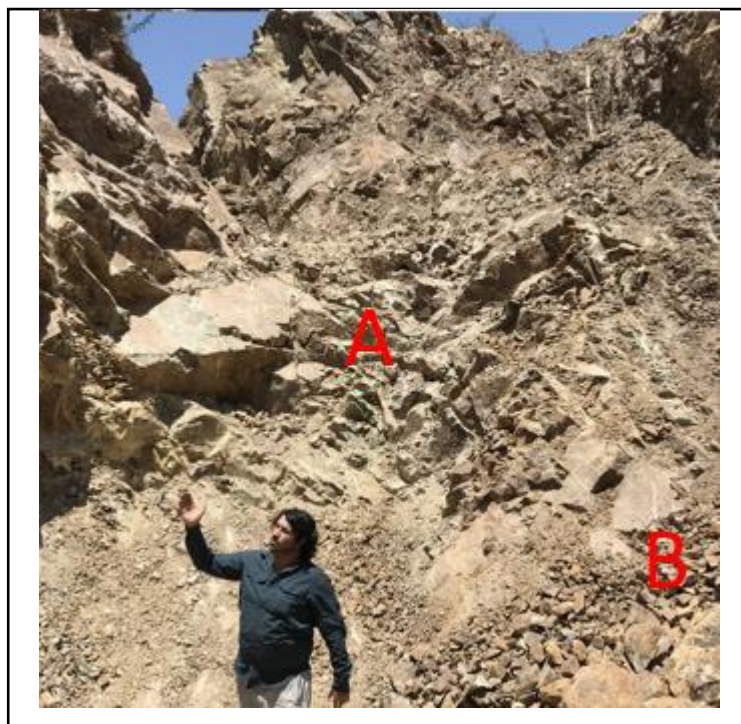


Figura 4-11: Zona II La Poza

Zona III:

Al Oeste de la zona mineralizada se tiene una zona de influencia de falla, por lo que se observa mayor grado de fracturamiento y perturbación, lo cual conlleva a pequeños bloques angulares, junto con relleno de fragmentos menores, alta meteorización y alteración. Lo anterior permite definir un GSI de 20. En la figura 4-13 se indica la escala, la falla (línea A), la zona III con relleno de fragmentos menores (letra B) y la zona II con fracturas más espaciadas (letra C)

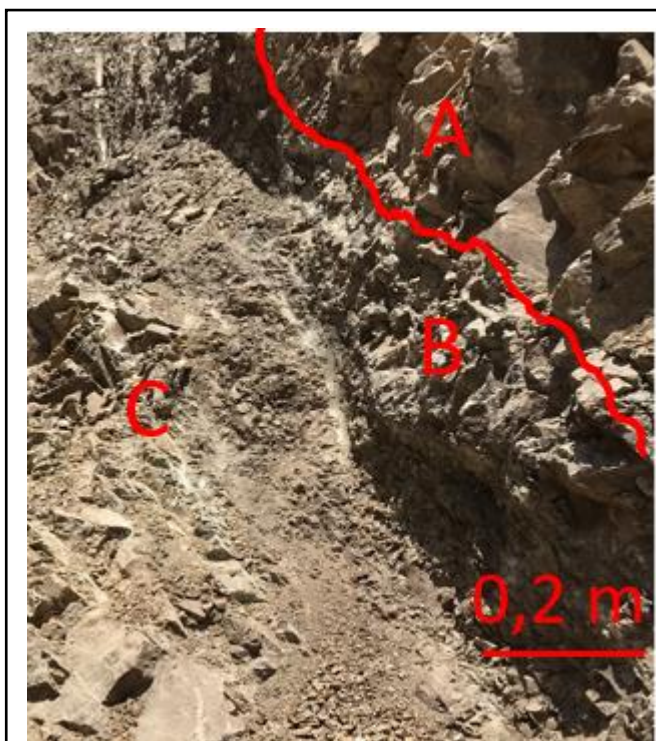


Figura 4-12: Zona III La Poza.

Zona IV:

En la Zona más Oeste del frente, se tiene roca andesítica sin mineralización, junto con una notoria orientación de las fracturas, las cuales definen bloques cúbicos, y por otro lado, existe un grado de meteorización bajo y poca alteración. Se tiene un GSI de 30 aproximadamente. En la figura 4-14 la escala viene dada por el martillo de terreno (letra C), además, se indica con la letra A los bloques de mayor tamaño y la línea B corresponde a la falla.

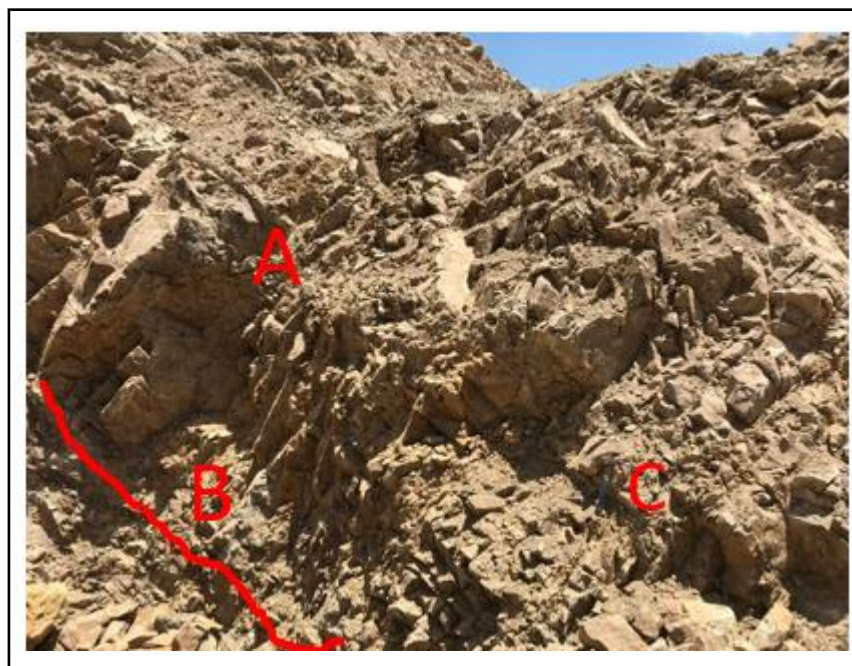


Figura 4-13: Zona IV La Poza.

4.3 Muestreo distrital y de casos de estudio

Durante el catastro se obtuvieron muestras destinadas a laboratorio con el fin de complementar los antecedentes distritales y generar información para crear un nuevo modelo que sea aplicable al diseño minero.

La toma de muestras para ensayos geotécnicos busca determinar la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) para poder generar el modelo geomecánico. Este muestreo consta de dos partes: la primera es para obtener datos respecto a las unidades principales de roca del Distrito, de acuerdo con las formaciones geológicas presentes, por lo que se toman muestras de lavas ocoitas, dioritas y andesitas con diferentes grados de alteración o mineralización. En segundo lugar, para incluir los datos de los yacimientos y así crear el modelo ajustado a partir de la información Distrital, por lo

que se toman muestras de las unidades geológicas presentes de un frente de explotación, en donde se consideran dos casos de estudio: La Poza y San Aurelio.

Para el muestreo distrital, dado que no se dispone de sondajes ni es el fin del modelo buscado, se buscan afloramientos o faenas mineras que estén situadas en cada formación, de acuerdo con los antecedentes geológicos que se dispone para Veta Negra, Las Chilcas e intrusivo Caleu.

Según la geología obtenida en el catastro, se seleccionan faenas donde sea posible obtener muestras sin fracturas y sean pertenecientes a cada Formación. Para el caso de las lavas ocoítas y diorita, se buscan otros lugares del distrito para obtención de muestras, dado el alto grado de mineralización o alteración en las faenas. Junto a esto, es importante destacar que la muestra de diorita mineralizada perteneciente a San Aurelio es utilizada para caracterización Distrital y de yacimiento. En la Figura 4-15 se puede observar los lugares de muestreo.

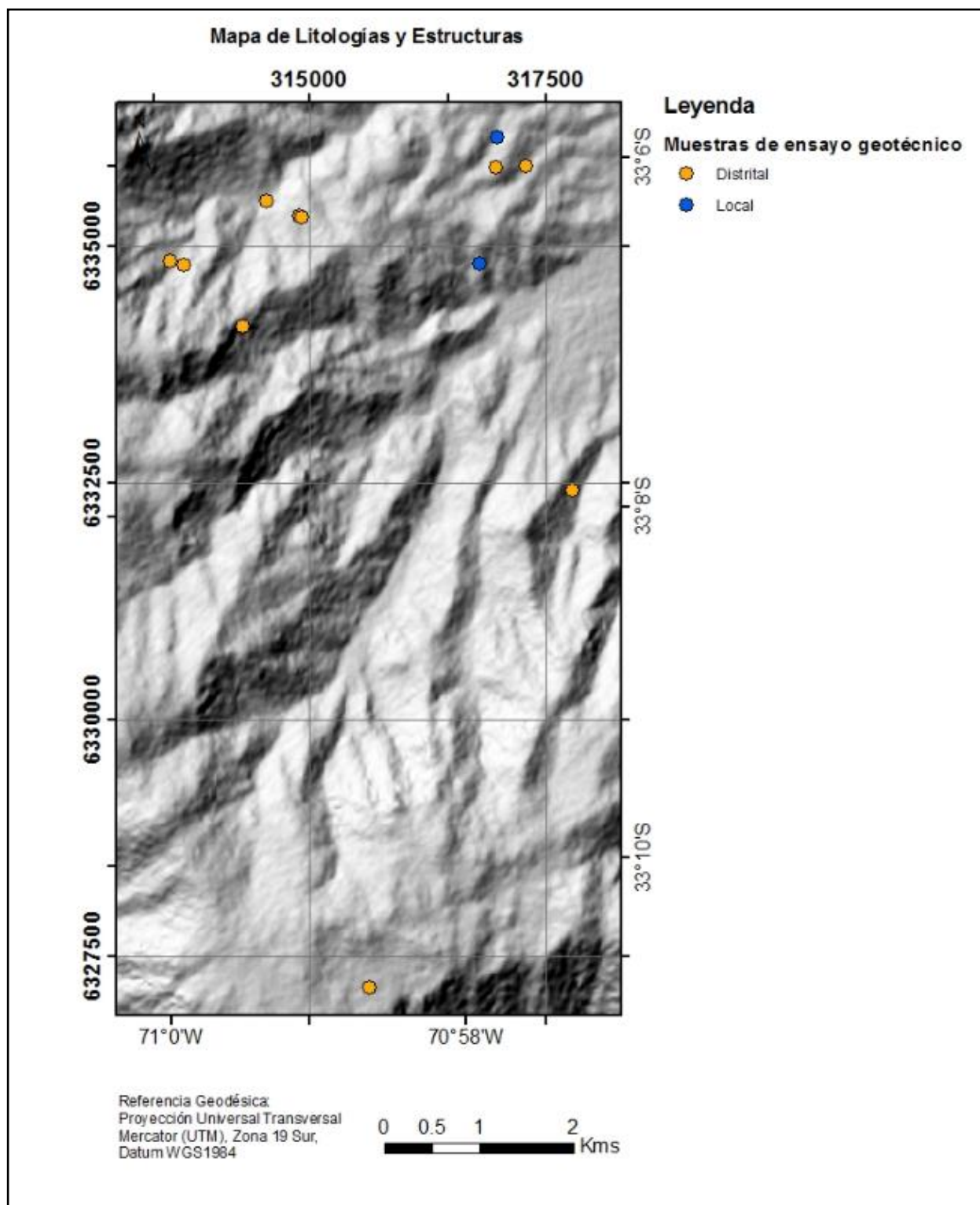


Figura 4-14: Mapa de puntos de muestreo.

En la tabla 4-7 se muestran las características de cada muestra Distrital. Se aprecia que las muestras corresponden a rocas volcano-sedimentarias (formación Las Chilcas y formación Veta Negra) y de intrusivos (Dioritas) obtenidas para distintas faenas o puntos de afloramiento que permitan muestras excentas de fracturas.

Tabla 4-7: Muestras Distritales Geotécnia. Elaboración propia.

ID Muestra	Lugar	WGS 284-Norte	WGS 284-Este	WGS 284-M.S.N.M	Observación
MUR01	El Muro	6335852	317279	738	Andesita
Mo01	Mogote	6332425	317765	925	Andesita con óxidos de cobre
LC01	La Cobra	6335477	314538	953	Andesita con calcopirita
LI05	Laguna del Inca	6327164	315625	2032	Diorita
LM01	El Manto	6334841	313522	1259	Andesita con Calcopirita y pirita
PE01	Peumo	6334806	313667	1266	Brechas volcánicas con calcopirita
SM01	Mina Santa María	6335317	314888	1078	Andesita
Ma02	Mina Santa María 2	6335301	314907	1072	Andesitas ocoítas
VN2	s/n	6334155	314288	1379	Lavas ocoítas de la Fm Veta Negra
VN3	s/n	6334155	314288	1379	Lavas ocoítas muy alteradas (Fm. Veta Negra)
VN4	s/n	6335830	316960	855	Lavas ocoítas con óxidos de

					cobre (Fm. Veta Negra)
SA01	San Aurelio	6336158	316977	784	Diorita Mineralizada

Por otro lado, para el muestreo de yacimiento, se seleccionan dos casos de estudio a partir de las faenas que se encuentren en diferentes formaciones. En el caso de La Poza, esta pertenece a Formación Las Chilcas y San Aurelio a intrusivo (Plutón Caleu).

En San Aurelio se toman muestras del dique, brecha y diorita del frente de explotación, dado que son las unidades litológicas observadas. Por otro lado, para el caso de La Poza, sólo hay presencia de andesitas, por lo que se toman muestras con y sin mineralización. El detalle de las muestras se observa en la Tabla 4-8.

Tabla 4-8: Muestras yacimientos geotécnica. Elaboración propia.

ID muestra	Lugar	Zona geotécnica	WGS 284-Norte	WGS 284-Este	WGS 284-M.S.N.M	Observación
LP-GTV1-4	La Poza	Zona I	6334820	316787	819	Andesita
LP-GTV2	La Poza	Zona II	6334820	316787	819	Andesita Mineralizada con óxido Cu
SA-B-GT1	San Aurelio	Zona I	6336158	316977	784	Brecha volcánica
SA-D	San Aurelio	Dique	6336158	316977	784	Dique andesítico
SA-MGT2	San Aurelio	Zona V	6336158	316977	784	Diorita Mineralizada

En total se recolectan 16 muestras, de las cuales 11 corresponden a muestreo distrital, las que fueron obtenidas en faenas y puntos de interés. De las restantes 5 para el caso

del muestreo local, se obtienen 3 muestras para la mina San Aurelio y 2 para mina La Poza.

4.4 Preparación de testigos y resultados de ensayos de compresión

En primer lugar, se realiza la extracción de testigos de las 16 muestras obtenidas para caracterización geotécnica. Con esto se generan testigos de 2 pulgadas de diámetro y largo variable, dependiente del tamaño y, en caso de suceder, la fractura inducida en cada muestra.

Durante el proceso de extracción, en el caso de la muestra de Santa María 1, se realizaron diversos intentos para la obtención del testigo, sin embargo, en todos se obtuvo rotura por medio de fracturas inducidas. De la misma manera, para las muestras de mogote y veta negra muy alterada, se imposibilitó la extracción del testigo.

Posterior a la extracción, no se observaron problemas generados por el proceso de curado. Luego, en el proceso de corte y pulido de caras paralelas de los testigos, se obtuvo fractura para las muestras del dique de San Aurelio y Los Mantos.

Finalmente, se obtienen 11 testigos para la realización de los ensayos de compresión uniaxial, donde se muestra su identificación de laboratorio, esbeltez, densidad y factor de corrección por esbeltez calculadas.

Tabla 4-9: Testigos para ensayo de compresión.

ID muestra	ID testigo	Esbeltez	Densidad (g/cm ³)	Factor corrección
LP-GTV2	41075	1,9	2,3	0,99

LI05	41076	2,04	2,55	1
PE01	41077	2	2,46	1
LP-GTV1-4	41078	1,7	2,31	0,96
SA-B-GT1	41080	1,94	2,49	0,99
VN4	41081	1,47	2,46	0,92
SA-MGT2	41083	2,02	2,53	1
MUR01	41084	1,7	2,63	0,96
LC01	41086	1,59	2,75	0,94
VN2	41087	1,46	2,55	0,92
Ma02	41088	1,69	2,55	0,96

Además, fue posible obtener la densidad del dique de San Aurelio y muestra de mina

Los Mantos las cuales corresponden a $2,55 \text{ g/cm}^3$ y $2,48 \text{ g/cm}^3$, respectivamente.

Los testigos obtenidos se muestran en la Figura 4-16.



Figura 4-15: Testigos para ensayo de compresión

Los valores obtenidos para la resistencia a la compresión uniaxial corregido de cada testigo, junto con comentarios del ensayo de compresión uniaxial, se pueden observar en la Tabla 4-10.

Tabla 4-10: Resistencia a la compresión uniaxial

ID muestra	UCS (MPa)	Observaciones
LP-GTV2	53	Rotura gradual
LI05M3	114,6	Rotura explosiva
PE01	114,7	Rotura explosiva
LP-GTV1-4	74,8	Rotura gradual
SA-B-GT1	78,2	Rotura gradual

VN4	77,5	Rotura gradual
SA-MGT2	119,6	Rotura explosiva
MUR01	278,3	Rotura muy explosiva
LC01	50,4	Rotura gradual
VN2	104,7	Rotura explosiva
Ma02	47,7	Rotura gradual

Se observa una relación entre la explosividad de la rotura y el mayor valor de la resistencia a la compresión.

4.5 Parametros y comportamiento geomecánico de los yacimientos

4.5.1 Calculo de parámetros geomecánicos

En primer lugar, se realiza el modelo de yacimiento para identificar las zonas críticas con riesgo geomecánico, y a partir de esto, ver la manera de simplificar el estudio considerando este caso base, seleccionando un talud con 8 metros de potencia. Para mina San Aurelio, dado que no se pudo obtener la resistencia a la compresión uniaxial del dique, se utiliza el valor de la muestra LP-GTV1-4. Esto se debe a que ambos presentan composición andesítica sin mineralización y con un grado similar de alteración.

Los parámetros de Hoek & Brown de cada zona, para el caso de mina San Aurelio, se muestran en la siguiente tabla, en donde la constante de roca intacta viene dada a partir del tipo de roca:

Tabla 4-11: Parámetros de Hoek & Brown.

Zona	m_i	m_b	s	a
Zona I	18	5,999	5,51 E-02	0,501
Zona II	28	1,036	1,7 E-04	0,511
Zona III	28	0,345	9,219E-06	0,544
Zona IV	28	5,386	1,293 E-02	0,501
Zona V	28	0,787	8,106E-05	0,516
Zona VI	28	1,795	7,128E-04	0,506
Dique	19	2,11	3,036E-03	0,503

La envolvente de rotura por zona se puede observar en la Figura 4-17.

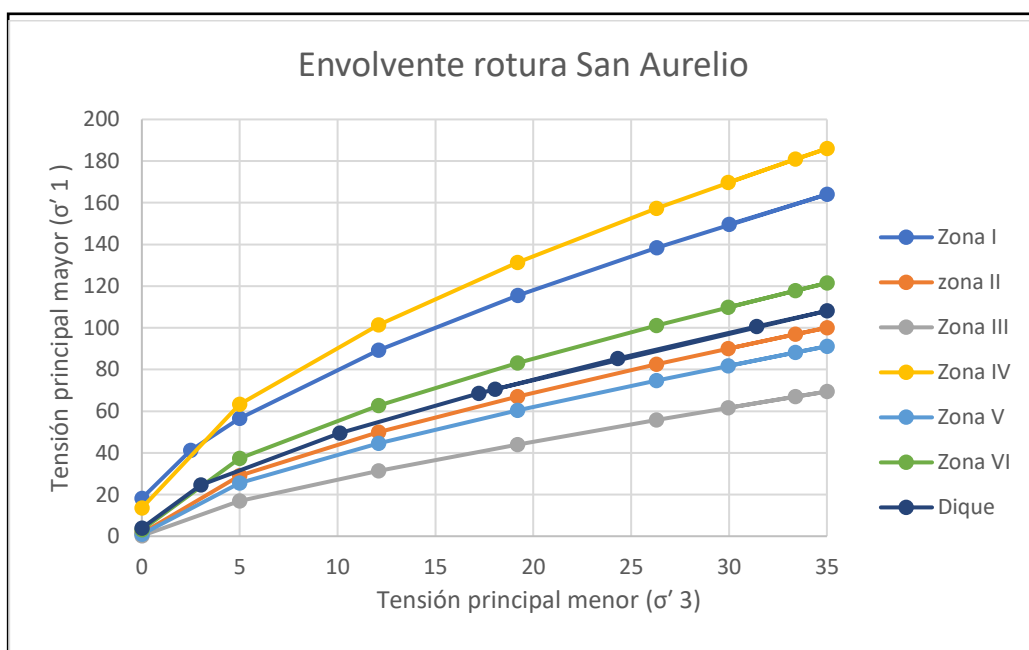


Figura 4-16: Envolvente de rotura por zona, mina San Aurelio.

Se observa que las Zonas III, V y II son las con mayor riesgo geomecánico, lo que coincide con la cercanía a fallas por lo que existe un mayor grado de fracturamiento. Por otro lado, las zonas IV y I presentan los parámetros de Hoek & Brown más altos, que se deben al mayor GSI y UCS, respectivamente.

Para el caso de mina La Poza, los resultados son:

Tabla 4-12: Parámetros de Hoek & Brown, La Poza.

Zona	m_i	m_b	s	a
Zona I	19	6,33	5,51 E-02	0,500
Zona II	19	2,101	3,04 E-03	0,503
Zona III	19	0,406	3,93E-05	0,522
Zona IV	19	0,198	5,97 E-06	0,553

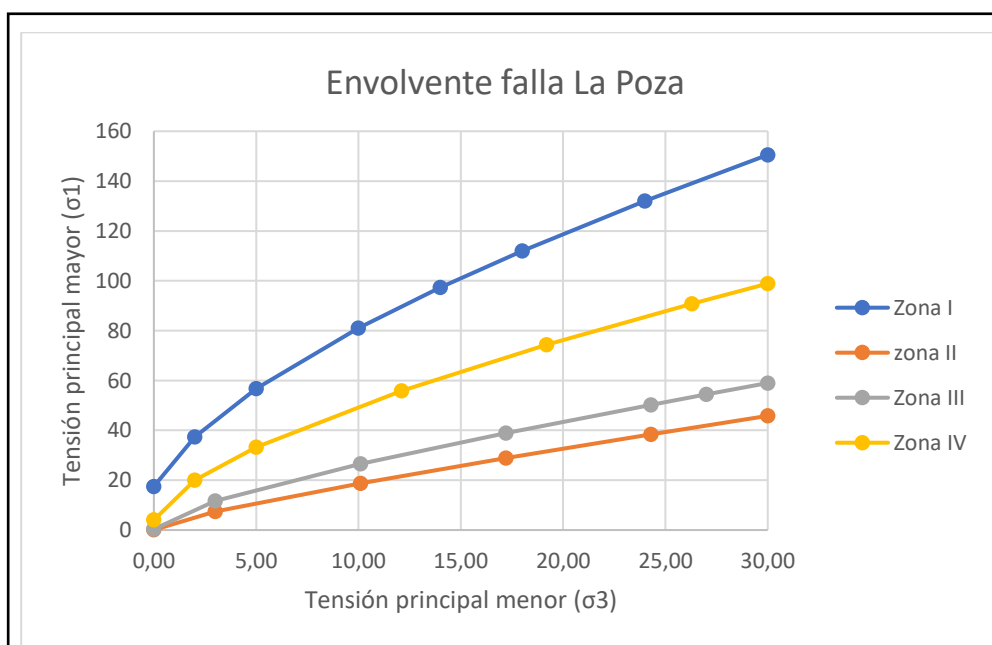


Figura 4-17: Envolverte de rotura por zona, mina La Poza.

Se logra identificar las zonas críticas, las cuales corresponden a la II y III a partir de un bajo valor del GSI. En cambio, la zona I tiene el valor más alto de esta variable, y por ende, una envolvente de falla mucho mayor.

Respecto a los parámetros residuales (Cai *et al.*, 2004), estos corresponden a:

Tabla 4-13: Parámetros residuales por zona, mina San Aurelio.

Parámetros San Aurelio	Zona I	Zona II	Zona III	Zona IV	Zona V	Zona VI
Vb Residual (cm ³)	10	10	10	10	10	10
Jw residual	1,25	1	1	1	1,25	1
Ja residual	1	2	6	1	4	1
Js residual	1	0,75	0,75	1	0,75	1
Jc residual	1,25	0,375	0,125	1	0,234	1
GSI residual	32,307	21,523	11,307	30,339	17,198	30,339
m residual	1,604	1,698	1,178	2,326	1,454	2,326
s residual	5,4E-04	1,63E-04	5,25E-05	4,35E-04	1,01E-04	4,35E-04
a residual	0,5191	0,539	0,578	0,522	0,552	0,522

Tabla 4-14: Parámetros residuales por zona, mina La Poza.

Parámetros La Poza	Zona I	Zona II	Zona III	Zona IV
Vb Residual (cm ³)	10	10	10	10
Jw residual	1	1	1	1
Ja residual	1	2	6	1
Js residual	1	0,75	0,75	1
Jc residual	1	0,375	0,125	1
GSI residual	30,339	21,523	11,307	30,339

m residual	1,578	1,152	0,800	1,578
s residual	4,35E-04	1,63E-04	5,25E-05	4,35E-04
a residual	0,521	0,539	0,578	0,521

4.5.2 Modelamiento geomecánico de yacimientos (local).

El modelamiento geomecánico se realiza en las frentes seleccionadas, por cada faena ya descritas, a partir de la evaluación de diferentes secciones que consideran tanto las distintas litologías presentes como las diversas zonas geotécnicas (distintos valores de GSI y/o UCS). Estas secciones consisten en un corte vertical del talud, donde la cantidad adecuada debe incluir los distintos contactos entre las zonas geotécnicas, por lo que para mina San Aurelio, se tiene: (a) una primera sección con zonas I, V y VI,; (b) una sección que abarca las zonas II, IV y VI y finalmente, (c) una sección con las zonas I, III, V y dique. Por otro lado, para mina la Poza se tienen: (a) Zona I, (b) zonas II y III, y por último, (c) zonas III y IV.

A partir de los parámetros en *peak* y residuales de Hoek & Brown de cada zona, es posible crear el modelo geomecánico para las distintas secciones de talud en cada faena utilizando el *software phase* de “Rocscience”, que considera todas las zonas geotécnicas para litologías con distinto valor de GSI y/o UCS. Posterior a esto, por medio del mismo *software*, se simula con elementos finitos la posible falla, obteniéndose el factor de seguridad de cada sección y su superficie de falla, con los desplazamientos en metros.

La manera de realizar el modelamiento geomecánico mediante Rocsciene consiste en:

(1) Construir una superficie para cada sección. Esta es una superficie topográfica que incluye la altura del talud y ángulo por sección, además de un cubo lo suficientemente grande en la zona inferior (30 metros de ancho) para que considere el comportamiento del macizo rocoso y la distribución de esfuerzos a través de este. Estas secciones consisten en un corte vertical del talud, donde la cantidad adecuada debe incluir las distintas posibilidades de contacto entre las zonas geotécnicas.

(2) A cada sección se debe establecer el contacto de las zonas geotécnicas presentes, junto con su proyección hacia el interior del talud. Esta proyección se basa en antecedentes geológicos de terreno, tales como la orientación de la falla o contactos litológicos.

(3) Se agregan a cada sección creada con Rocscience sus propiedades geotécnicas (en peak y residuales) correspondientes a cada material, calculadas anteriormente.

(4) Se corre la simulación para obtener el factor de seguridad, superficie de falla (indicada por el mayor Maximum Shear Strain) y desplazamientos totales. Estos desplazamientos se deben a la dirección de los esfuerzos inducidos e indica la dirección de deslizamiento de material al momento de fallar. El factor de seguridad es el cociente entre el esfuerzo admisible y el esfuerzo realizado, por ende, si se tiene un factor de seguridad bajo 1, el talud presenta deslizamiento de material, por otro lado, superior y cercano a 1, existe un riesgo geomecánico, o sea, una alta probabilidad de deslizamiento al incluir factores sísmicos o meteorológicos.

Se realiza el modelamiento para 3 secciones de mina San Aurelio y 3 de mina La Poza, dado que se procura abarcar longitudinalmente todas las zonas geotécnicas y diversos

ángulos y alturas de talud, para lograr identificar las zonas con mayor riesgo geomecánico de cada frente de explotación.

Se presenta el modelo geomecánico obtenido para la sección 1 con un talud de 8 metros de altura perteneciente a mina San Aurelio. Se observa que la superficie de falla presenta un mayor valor del “Maximum Shear Strain” (color verde a amarillo), lo que genera un bloque colgante en la zona superior izquierda. Además, como se definió anteriormente la sección 1 con la zona I (Brechas) en la parte inferior, se aprecia que esta zona no se ve afectada por desplazamientos importantes (Figura 4-19), lo que se debe a sus “mejores” parámetros geotécnicos, tanto en peak como residuales. Mientras más altos sean estos parámetros, mayor será la envolvente de falla, y en este caso, la zona 1 tiene valores mucho mayores a las demás de su sección, por lo que se esperaba, y comprueba, que no se ve afectada por el deslizamiento de material.

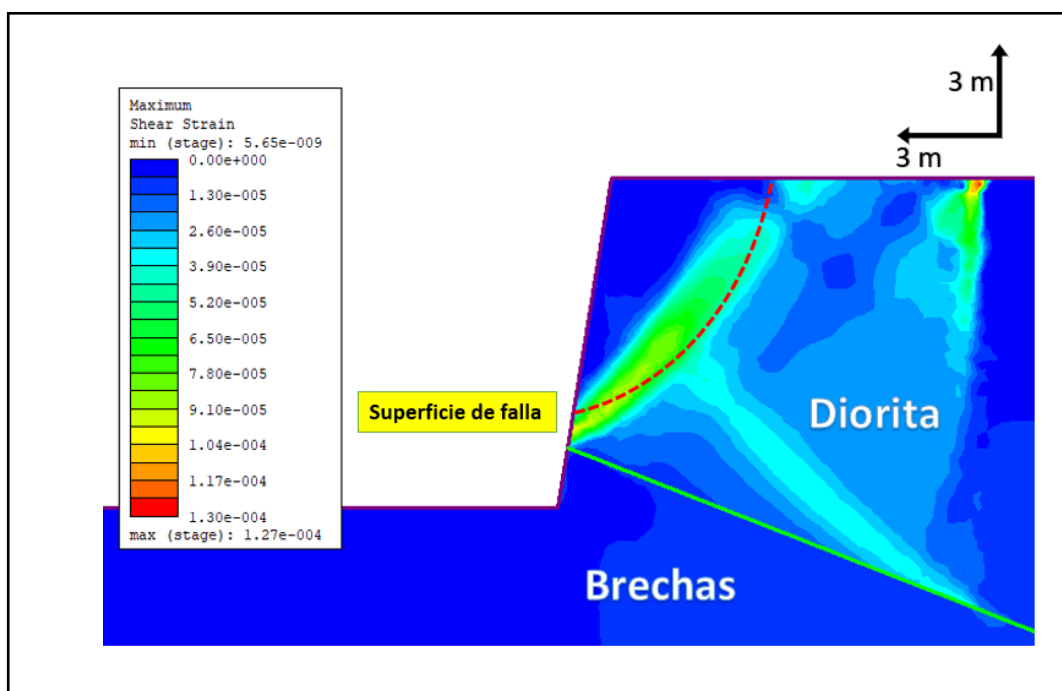


Figura 4-18: Maximum Shear Strain en sección, mina San Aurelio.

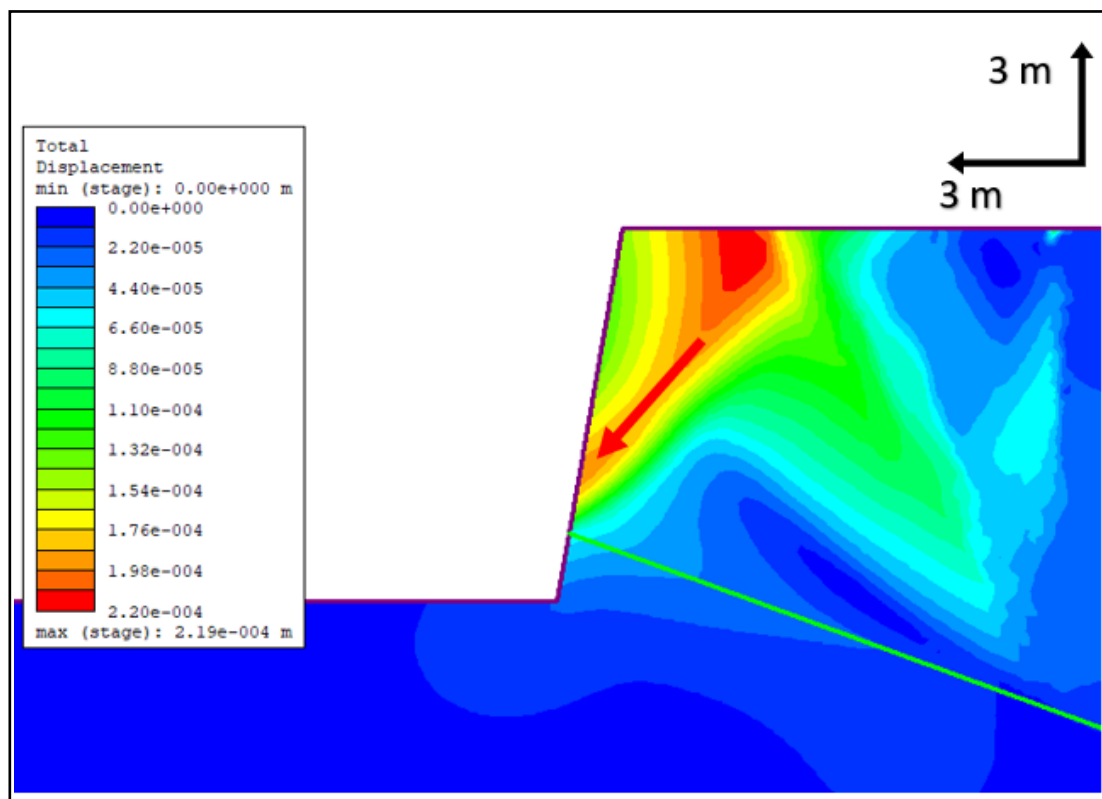


Figura 4-19: Desplazamiento total en metros por sección, mina San Aurelio.

De la figura 4-19, se observa que los desplazamientos totales tienen dirección señalada con flecha roja, que genera un desprendimiento de roca en esa dirección al momento de fallar, o sea, aproximadamente a 3 metros de altura respecto a la base del talud.

Respecto al análisis geológico, se tiene que una mineralización de óxidos de cobre presente en brechas tiene una mejor calidad geotécnica, lo cual se debe principalmente a un menor grado de fracturamiento (que conlleva a un mayor GSI) al no ser colindante

a la falla geológica del frente. Además, las zonas con diorita presentes en esta sección contienen un relleno arcilloso, que genera una pobre condición de discontinuidades. Esta condición rige el comportamiento mecánico del talud, que en este caso converge en una falla circular local (línea roja en Figura 4-19) que incluye las zonas de dioritas en la sección 1. La línea verde marca el contacto entre ambas litologías a partir de la interpretación geológica del frente.

Los resultados del factor de seguridad para cada sección, por mina, se aprecian en la tabla 4-15. Se destaca que la sección 3 de mina la Poza tiene un factor de seguridad bajo 1, lo que concuerda con el desprendimiento de material visto en terreno.

Tabla 4-15:Factor de seguridad para cada sección.

Secciones	FS Mina San Aurelio	FS Mina La Poza
Sección 1	2,38	1,03
Sección 2	4,57	3,17
Sección 3	9,89	0,73

4.6 Modelos geomecánicos de yacimientos usando información Distrital

Se ajusta el modelo iterando para cada metodología de estimación del UCS y GSI. Se tiene la metodología de martillo de terreno, data de la literatura, información distrital y una combinación lineal entre distrital y martillo de terreno (50-50 y 75-25, respectivamente) para el caso del UCS. Estos ponderadores buscan encontrar un mejor desempeño en la estimación de los parámetros y precisión del modelo, o dejar en claro

qué metodología distrital usada anteriormente influye de mejor manera en encontrar un factor de seguridad cercano a los casos de estudio de yacimientos.

Por otro lado, para el GSI se realiza una estimación por una metodología Distrital, la cual considera un GSI promedio por faena catastrada que se replicará en los yacimientos en caso de pertenecer a la misma unidad geológica y estar en el rango de magnitud.

4.6.1 Aproximación del UCS

Existe información de los posibles valores medios del UCS a partir de la base de datos de algunas investigaciones, entregadas en la Tabla 3-3. Por ejemplo, en los casos estudiados de Andesita se tienen valores usuales entre 210 a 320 MPa y Dioritas entre 180 a 245 MPa.

De igual manera, se dispone de una aproximación de terreno en la Tabla 3-4 basada en el comportamiento que presenta la muestra frente a accesorios de mano.

Junto a las dos aproximaciones anteriores, y considerando los resultados del muestreo distrital, se realiza la modelación geomecánica para cada uno. Además, se incluyen ponderadores para el caso de martillo y distrital, con el fin de demostrar, o no, cierta correlación.

Los resultados del factor de seguridad de cada modelo, para mina San Aurelio, se muestran en la Tabla 4-16.

Tabla 4-16: Factor de seguridad por modelos UCS en cada sección, mina San Aurelio.

Factor de seguridad Mina San Aurelio	Caso Estudio	UCS distrital	Valor medio UCS literatura	Valor medio UCS martillo terreno	50% martillo y 50% distrital	75% distrital y 25% martillos
Sección 1	2,38	2,33	2,27	3,31	2,82	2,55
Sección 2	4,57	4,76	5	4,37	5,05	4,18
Sección 3	9,89	11,12	17,98	15,55	13,36	12,36

Es interesante observar estos resultados de manera de mostrar la variación porcentual del UCS para cada método respecto del UCS del caso de estudio, y junto a esto, ver su impacto en la variación porcentual del factor de seguridad, lo que determina si el método es adecuado como aproximación.

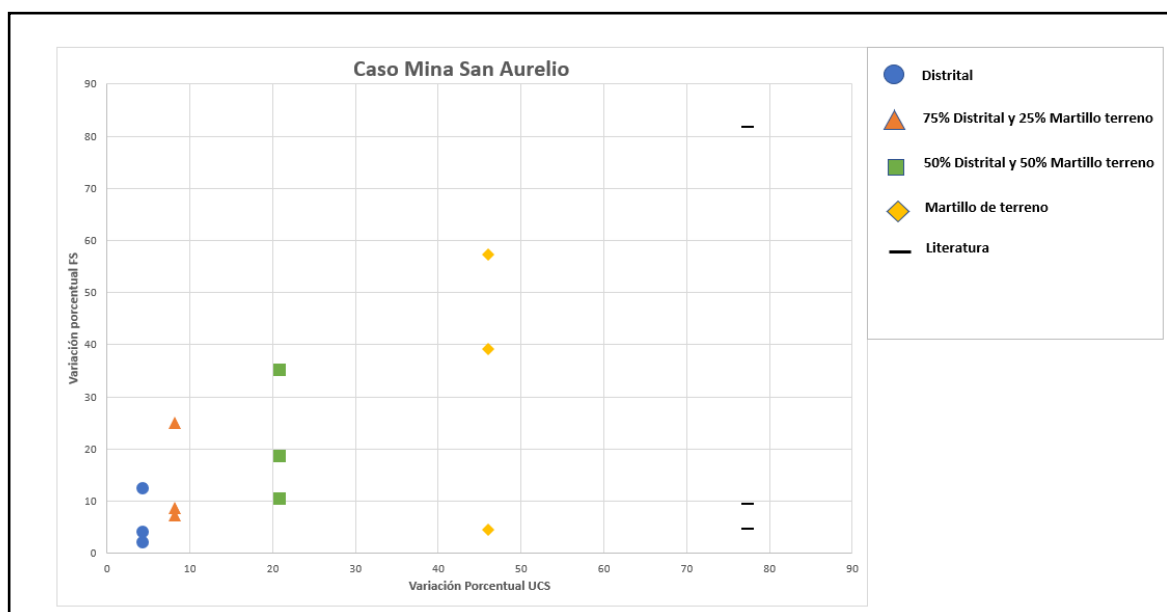


Figura 4-20: Variación Porcentual UCS y FS por sección, mina San Aurelio.

De acuerdo con los resultados obtenidos de mina San Aurelio, se tiene que el método distrital presenta gran exactitud y precisión respecto al factor de seguridad del modelo, debido a una variabilidad de sólo el 12% y con una menor desviación estándar entre

los otros métodos, siendo de 5,47 de la variación porcentual del factor de seguridad. Junto a esto, se aprecia que los valores de la literatura y martillo de terreno no son una adecuada aproximación del UCS, producto del amplio rango de valores que estos presentan, lo que entrega una estimación de baja precisión. Además, se observa que mientras mayor sea el ponderador del método distrital, más exacto es el modelo.

En el caso de mina La Poza, los resultados del factor de seguridad se presentan en la Tabla 4-17.

Tabla 4-17: Factor de seguridad por modelos UCS en cada sección, mina La Poza.

Factor de seguridad Mina La Poza	Caso Estudio	UCS distrital	Valor medio UCS literatura	Valor medio UCS martillo terreno	50% martillo y 50% distrital	75% distrital y 25% martillos
Sección 1	1,03	3,3	3,1	1,02	1,64	2,1
Sección 2	3,17	4,04	5,89	3,52	4,08	4,09
Sección 3	0,73	1,02	1,3	0,72	0,99	1,1

Al analizar sus variaciones porcentuales, se tiene:

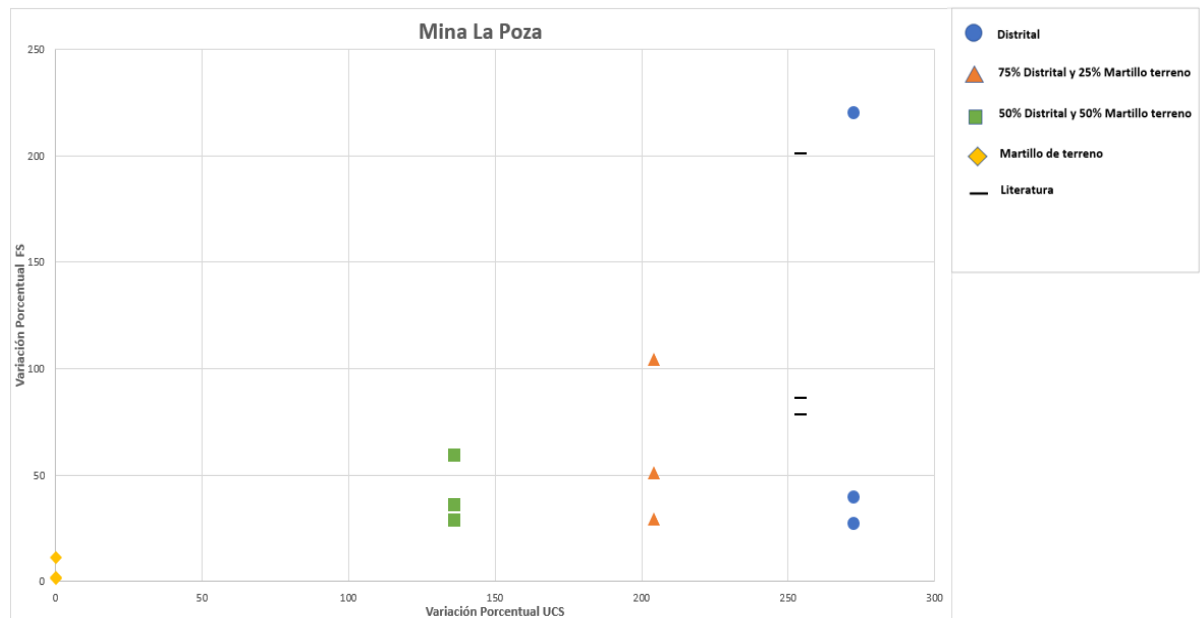


Figura 4-21: Variación Porcentual UCS y FS por sección, mina La Poza.

La figura 4-21 indica que la metodología de martillo de terreno es la que mejor se ajusta para estimar los valores del UCS en mina La Poza. Esto se debe a que esta metodología presenta mayor exactitud, o sea, se obtuvo valores muy cercanos al factor de seguridad respecto al caso de estudio para cada una de las secciones, en términos de la variación porcentual se tiene que para la sección 1 es 0,97%, sección 2 11,04% y sección 3 de 1,37%, lo que indica que se cumple una variación porcentual menor al 10%, funcionando adecuadamente como estimación. Además, este método presenta la menor desviación estándar igual a 5,7 entre los valores de la variación porcentual de las secciones, a diferencia de la metodología de la data literatura y distrital que tienen un valor muy alto de variación porcentual del UCS (mayor al 200%) y con una desviación estándar de 68,82 para la metodología de literatura y 108,03 para la metodología Distrital, que indica una alta dispersión de los valores obtenidos del factor

de seguridad, respecto al real del caso de estudio, por sección. Finalmente, con un mayor ponderador del método de martillo de terreno en la combinación lineal, más exacto es el factor de seguridad (los puntos naranjos se alejan más del origen en comparación a los puntos verdes), esto indica que la mejor combinación lineal es la que utiliza el 100% de información del martillo de terreno.

4.6.2 Aproximación del GSI

Se propone analizar la variabilidad del modelo geomecánico a partir de una aproximación del GSI, la cual requiere de levantamiento de información de terreno de los distintos puntos del distrito, con el propósito de obtener un GSI promedio de cada faena o sector de interés. Este considera la principal unidad geotécnica, dejando de lado los sectores anómalos que difieran del GSI principal producto de la existencia de ciertas estructuras. Junto a esto, se utiliza una nueva aproximación de los parámetros residuales con el fin de reducir en tiempo, costos y conocimiento profesional el nuevo modelo aproximado.

Se busca estimar el GSI a partir de una estimación basada en la hipótesis de que las mismas unidades litológicas pertenecientes a un mismo Distrito y con (o sin) presencia de mineralización, tienen características similares respecto al fracturamiento y grado de alteración de superficie. Por lo que, a partir de los valores obtenidos del catastro de cada zona geotécnica predominante en los puntos catastrados, sirve como base para reemplazar este valor del GSI y comprobar, o no, la correcta estimación de esta variable.

Los resultados del levantamiento distrital utilizados son mostrados en la siguiente tabla, junto con su litología principal, con un rango de valor de hasta 5 puntos. Estos

valores provienen de la Tabla 4-18 de las minas catastradas, junto con dos puntos pertenecientes al sector veta negra.

Tabla 4-18: Estimación GSI por faena.

Faena o lugar de interés	GSI	GSI_{residual}	Litología
Mina Panal	40	21,5	Diorita
Mina El Muro	30	15,1	Andesita
Mina Mogote	50	24,1	Andesita
Laguna del Inca	60	38,9	Diorita
Mina La Cobra	40	33,9	Andesita
Mina Peumo	45	33,9	Brechas
Mina Santa María	60	27,8	Lavas ocoíticas
Sector Veta Negra 1	40	24,1	Lavas ocoíticas
Sector Veta Negra 2	60	38,9	Lavas ocoíticas

Dado que se quiere comprobar si es posible llegar a una aproximación adecuada del modelo geomecánico a partir de la hipótesis que el GSI distrital, de la misma litología que la zona de estudio, es similar producto de sus características geológica-estructurales, se define el método del GSI Distrital como la modelación de los distintos frentes de estudio reemplazando el GSI de cada zona geotécnica, medido a detalle por medio de parámetros cuantificables (Carter, et al., 2013), por una aproximación de la misma litología que sea similar, tomado de manera general en las distintas zonas distritales. Por ejemplo, si se tiene que el GSI del frente estudiado corresponde a 45 (medio-bajo) y es diorita, su aproximación utiliza el valor de una faena catastrada de igual unidad litológica con similar grado de magnitud, en este caso corresponde a mina Valdi con un GSI de 40 (medio-bajo), por otro lado, si el GSI del frente es 70 (medio-

alto) y diorita, el valor aproximado para la modelación es de GSI 60 (medio-alto) dado por Laguna del Inca.

Esta aproximación busca analizar la sensibilidad del modelo geomecánico a distintos valores del GSI para cada unidad litológica, permitiendo (o no) el caso de estimar esta variable en un frente de explotación con información distrital ya conocida, sin necesidad de ser medido por cada nuevo frente.

En la tabla 4-19 se presentan los resultados obtenidos para el factor de seguridad de cada sección, por yacimiento estudiado, al considerar el método del GSI Distrital. Además, se incluye los resultados al utilizar la aproximación del GSI y UCS, en donde este último se estima a partir de los resultados obtenidos previamente en la sección anterior, o sea, considerando un UCS distrital para mina San Aurelio y un UCS de martillo de terreno para mina La Poza, lo que aumenta la precisión y exactitud de los modelos.

Tabla 4-19: Factor de seguridad por sección respecto al modelo GSI, mina San Aurelio.

Factor de seguridad mina San Aurelio	Caso Estudio	GSI Distrital	GSI Distrital y UCS Distrital
Sección 1	2,38	3,62	4,04
Sección 2	4,57	4,24	4,81
Sección 3	9,89	6,46	6,64

Tabla 4-20: Factor de seguridad por sección respecto a modelo GSI, mina La Poza.

Factor de seguridad	Caso Estudio	GSI Distrital	GSI Distrital y UCS Martillo
---------------------	--------------	---------------	------------------------------

mina La Poza			
Sección 1	1,03	0,5	0,86
Sección 2	3,17	2,93	3,54
Sección 3	0,73	1,05	0,99

De acuerdo con los resultados de las tablas 4-19 y 4-20, se deduce que la variación porcentual del factor de seguridad depende de cada sección, dado que presentan distintas variaciones para el GSI, por lo que se requiere analizar cada caso particular. Además, al considerar la combinación de ambos métodos (estimación GSI y UCS) se logra una mejor aproximación, o simplemente, valores bastante similares al utilizar sólo el método distrital del GSI, dejando en evidencia el impacto de la correcta estimación de esta variable.

Para mina San Aurelio, la sección 2 es la que presenta la menor variación porcentual del factor de seguridad respecto al caso de estudio (7,22%). Este resultado es coherente al considerar el menor cambio total en el GSI, de 10 puntos, en comparación a 35 y 40 puntos totales para la sección 1 y 3, respectivamente.

Por otro lado, para mina La Poza, la sección 2 presenta una variación porcentual de 7,6% del factor de seguridad, con una variación total de 20 puntos del GSI. Sin embargo, la sección 3 tiene una variación total del GSI igual, no así su variabilidad porcentual del factor de seguridad (43,8%), no pudiendo tener una conclusión exacta para estos modelos, dado que depende de las propiedades de los taludes y la amplitud de las litologías presentes. En la Figura 4-22 se muestran los cambios absolutos del

GSI por unidad litológica en sección y el impacto que tiene en el modelo geomecánico (medido como la variación porcentual del factor de seguridad).

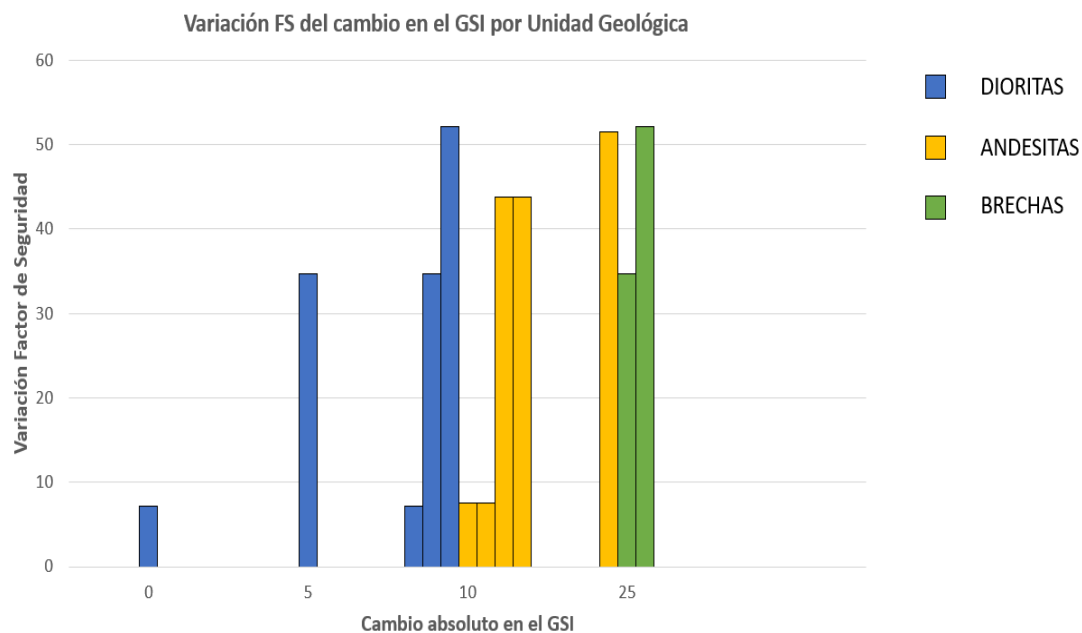


Figura 4-22: Variación FS Respecto a cambio en el GSI por unidad geológica.

La Figura 4-22 indica que existe una relación entre un mayor cambio absoluto en el GSI y la variación porcentual del factor de seguridad, sin embargo, no es una relación clara y debe ser analizada por medio de un análisis más exhaustivo que ayuda a entender el comportamiento y cuando es posible su estimación por el método distrital, lo cual será discutido en el siguiente capítulo.

5 DISCUSIÓN

De acuerdo con los resultados obtenidos para la aproximación del UCS, se observa que la metodología distrital funciona adecuadamente para mina San Aurelio, pero no ocurre de manera similar en mina La Poza, dada la alta diferencia en la competencia de la roca respecto a otras faenas con similares litologías del sector, lo cual es posible apreciar en los desprendimientos de ciertos sectores en taludes, como en el caso de la sección 3 de mina La Poza (Pared Oeste). Esto se puede solucionar de acuerdo con una primera condición que asegure que ambos valores del UCS, tanto distrital como del caso de estudio, sean relativamente similares, por lo que se debe comprobar con la metodología de martillo de terreno. En caso de que no se cumpla la similitud, el martillo de terreno actúa como una correcta aproximación, tal como se aprecia en mina La Poza, dado que en ningún caso los valores medios de la literatura tienden a funcionar adecuadamente como un estimador del UCS, producto de su gran dispersión. Otra posible solución es aumentar la cantidad de muestras distritales, por unidad de roca, destinadas a ensayos de compresión. El número de muestras viene dado por abarcar cada categoría del método de martillo de terreno y para cada unidad litológica. Esto permite replicar, de manera correcta y rápida, el UCS distrital en cada zona de estudio al complementar ambos métodos. En este caso, sería un total de 4 muestras por unidad geológica (al asumir que no tendrá un UCS menor a la categoría R3 de 25 a 50 MPa, dado que es roca intacta). Además, al considerar las principales unidades litológicas del sector (definidas por el catastro minero), las que corresponden a dioritas, andesitas, brechas y lavas ocoíticas, con y sin presencia de mineralización, se tendría

un total de 32 muestras para todo el Distrito, con su correspondiente resultado del UCS. Un impacto no menor es que al disponer de todos los rangos de valores distritales de este parámetro, es posible utilizarlos a medida que se avance en la explotación minera de un nuevo frente.

Al aplicar estas estimaciones del UCS, se reducen las pruebas de laboratorio, las cuales requieren de tiempo y costos considerables. Para analizar estos factores, se propone el caso del Distrito estudiado y que cada una de las 17 faenas actuara de manera individual. Al asumir un frente de explotación con dos a tres litologías principales, junto con tener o no mineralización, se tiene un total de 4 a 6 muestras por faena para ser enviadas a laboratorio. Lo que requiere de 68 hasta 102 ensayos de laboratorio, con un costo unitario de envío, preparación y ensayo de compresión de \$CLP 120.000 (calculados a partir del valor comercial en distintos laboratorios de Chile), con un total de entre \$CLP 8.160.000 a \$CLP 12.240.000 (o individualmente entre \$CLP 480.000 a \$CLP 720.000). Por otro lado, con el envío distrital de 32 muestras se tiene un costo total de \$CLP 3.840.000 o aproximadamente \$CLP 226.000 de manera individual. Otra consideración importante es que de manera individual no se asegura que se disponga de los datos correctos al avanzar en un nuevo frente, requiriendo de un nuevo envío de muestras de laboratorio por encontrar una litología distinta o presentar otro rango de UCS, donde esto es cuantificable en el tiempo de espera para los resultados de laboratorio, que tienden a ser de entre 1 a 2 semanas, sin control geomecánico del frente en explotación.

Por otro lado, en el caso de una aproximación para el valor del GSI, se comprueba el gran impacto que presenta en los modelos geomecánicos una mala estimación de esta variable. Sin embargo, es posible tener una gran precisión si la variabilidad del GSI está dentro de los rangos “aceptables”. Como se vio anteriormente, un cambio en el GSI de hasta 10 puntos puede llevar a una variabilidad porcentual del factor de seguridad de no más del 10% para algunos casos, lo que sirve para estimar esta variable con información distrital del catastro. En particular, los modelos que permiten aproximar hasta 10 puntos el GSI, son los valores de GSI bajo 30 puntos, lo que es coherente dado el comportamiento perfectamente plástico que presentan los valores bajos de esta variable (Alejano, 2010) sin tener un cambio de volumen, por lo que no tiene gran impacto en la superficie de falla ni en el factor de seguridad del modelo. Por otro lado, en el caso de rocas masivas ($70 < \text{GSI} < 90$), se genera una falla de roca intacta producto del alto estrés (Crowder & Bawden, 2004), y tal como se vio en los resultados, se aprecia que aproximar los valores altos del GSI (como en el caso de las brechas) tienen poca precisión sobre el modelo geomecánico real, por lo que se requiere un análisis exhaustivo del GSI en estas zonas, dado que depende del comportamiento de roca intacta y sus propiedades, como el valor de su UCS, porosidad, entre otros. Para modelos geomecánicos con un factor de seguridad cercano a 1, un cambio de 10 puntos en un GSI de calidad media (cerca de 50-60 puntos), no logra aproximar al modelo dado que un pequeño cambio en esta variable puede traer a subestimar, o sobreestimar, el factor de seguridad, causando un alto riesgo geomecánico. Esto no ocurre para valores altos del factor de seguridad, donde un pequeño cambio en el GSI no genera grandes impactos.

Respecto al riesgo geomecánico mencionado anteriormente, se aprecia de los resultados que mina La Poza presenta un factor de seguridad bastante bajo. Esto conlleva a discutir sobre sus características para evitar zonas de alto riesgo y llevar a cabo un nuevo diseño minero. En este caso, el valor del UCS se encuentra dentro del rango de martillo de terreno de R4, y junto a esto, presenta un amplio rango de valores para el GSI, con zonas de roca masiva, fracturadas (medias y fuertes) y muy débiles. Como se vio anteriormente, es posible aproximar las rocas muy débiles, dado su comportamiento, sin embargo, una aproximación en rocas fracturadas lleva a alejarse del valor real del factor de seguridad, por lo que no se recomienda en valores muy bajos de este. Dicho esto, se genera un nuevo modelamiento con la metodología óptima, donde sus valores se aprecian en la Tabla 5-1.

Tabla 5-1: Comparación del factor de seguridad con la nueva metodología

	Caso de estudio	Nueva Metodología	Variabilidad porcentual
Sección 1 Mina La Poza	1,03	1,02	0,97
Sección 2 Mina La Poza	3,17	3,41	7,57
Sección 3 Mina La Poza	0,73	0,69	5,47
Sección 1 Mina San Aurelio	2,38	2,25	5,46
Sección 2 Mina San Aurelio	4,57	4,81	5,25
Sección 3 Mina San Aurelio	9,89	8,94	9,6

En síntesis, la nueva metodología consiste en: (a) Estimación del UCS cuando se encuentre en el mismo rango del método de martillo de terreno (Hoek & Marinos, 2002), (b) GSI bajo los 30 puntos es posible estimarlo a partir de información distrital (GSI y GSI residual) de una faena de la misma unidad litológica y con un GSI bajo 30, (c) Cálculo del GSI para valores sobre 30 puntos para cada unidad geotécnica del frente a partir del método de cuantificación del GSI (Hoek, et al., 2013), (d) Cálculo de residuales en terreno a partir de su volumen de bloque y condición de discontinuidades (Cai, et al., 2004) (e) Modelación por secciones que incluyan todas las zonas geotécnicas de un frente y diferentes parámetros de diseño de taludes (altura y pendiente) con el fin de obtener el factor de seguridad.

Se aprecia que la nueva metodología funciona adecuadamente para mina La Poza, al tener una variabilidad porcentual de factor de seguridad menor al 10% respecto del caso de estudio, sin embargo, sus características de diseño minero no son adecuadas para las propiedades geotécnicas de la faena. Al igual que la mayoría de las minas catastradas en Distrito Tilti, estas presentan ángulos de 80° o cercanos a la verticalidad, además de alturas de entre 6 a 8 metros. Es por esto que se propone un nuevo diseño minero, considerando mantener el ángulo de talud dado que es característico de la pequeña minería producto de la falta de tiempo y necesidad de rapidez para explotar el mineral, con lo que es posible aumentar considerablemente el factor de seguridad (a 3,44) si se disminuye en la sección 3 de una altura de talud de 7 metros a 5 metros.

Además, queda abierto el análisis para ser realizado en la otra unidad geológica principal del distrito, dado por la formación Veta Negra, en donde se disponen de datos para las lavas ocoíticas de manera distrital (UCS y GSI de los sectores estudiados). Sin embargo, las faenas mineras presentes a esta formación son de tipo subterráneas, por lo que se requiere de una nueva modelación, y además, es necesario comprobar si la metodología encontrada para aproximar un modelo geomecánico en taludes mineros es utilizable en obras subterráneas, dado que no necesariamente la variación del GSI o UCS tiene el mismo impacto en el factor de seguridad, requiriendo condiciones nuevas para túneles.

Sin embargo, en el caso de que se requiera realizar taludes mineros en la Formación Veta Negra, dado que las unidades litológicas son similares en su composición y varían principalmente en su edad de formación (Zeballos, 2007), se analiza las características de diseño posibles. En el caso que presente una resistencia a la compresión de R4, es posible aproximar con el valor del UCS de Veta Negra de 77,5 entregado por los ensayos de compresión, por lo que, si se presenta una zona con un GSI medio o bajo, se sugiere taludes de no más de 5 metros de altura al utilizar pendientes sobre los 80°, similar a mina La Poza. Por otro lado, si se tiene una resistencia de R5, es posible estimar el UCS como 104,65, y sumado a un GSI medio-alto en caso de ser sector Veta Negra 2, tal como mina San Aurelio, las alturas de talud típicas de la pequeña minería de entre 6-8 metros no tendrían un riesgo geomecánico considerable.

Por último, se sugiere ampliar la base de datos (ángulos de talud, alturas de talud, UCS por rangos de martillo de terreno y distintas unidades litológicas) debido a que estos corresponden sólo a los dos casos de estudio, y finalmente, aumentar el muestreo de

los valores del UCS con el fin de lograr definir una regresión que permita estimar adecuadamente esta variable, a partir de diversos parámetros propios de las unidades geológicas del distrito, tal como se ha realizado en distintas zonas a nivel mundial (Alvarez Grima & Babuska, 1999; Alvarez Grima & Meulenkamp, 1999 ; Gokceoglu & Zorlu, 2004; Karakus & Tutmez, 2006). A partir de las consideraciones anteriores, se puede disponer de sugerencias más precisas para los parámetros del método de explotación y disminuir el riesgo geomecánico en la minería. Dicho esto, se requieren, al menos, 4 UCS de distinto rango de la metodología de martillo de terreno por unidad geológica del distrito, y priorizar el catastro de faenas con un medio y medio-bajo GSI para utilizar como aproximación distrital, con una variación de no más de 5 puntos entre ellas, por lo que se requieren al menos 9 faenas de una misma unidad geológica con distintos GSI entre estos valores (de 20 a 60 puntos de GSI).

Con los resultados obtenidos de esta metodología, se puede definir el protocolo a seguir para las mismas unidades litológicas que presenten valores similares en su UCS y GSI. En la Figura 5-1 se muestran las recomendaciones de parámetros de diseño de taludes.

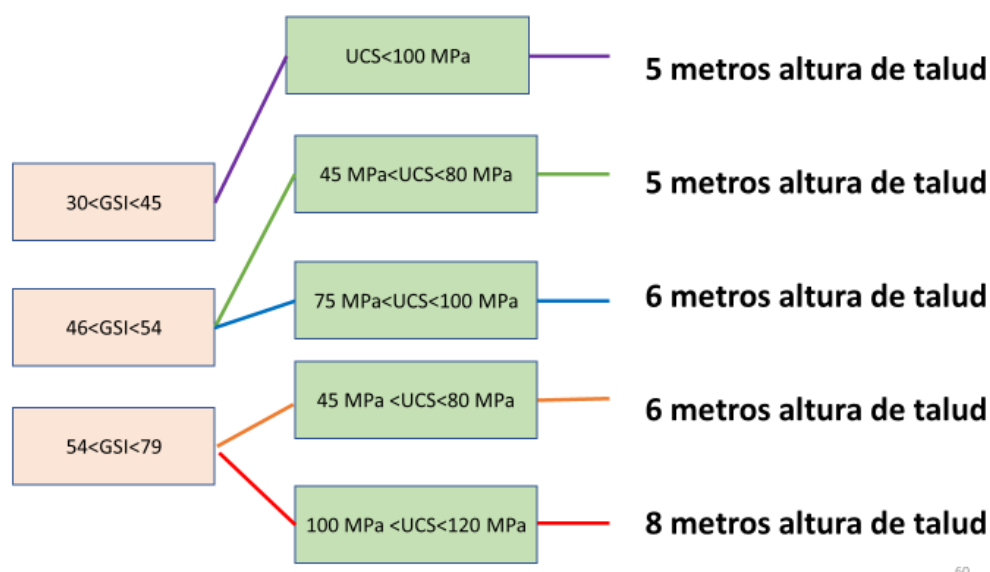


Figura 5-1: Recomendaciones en el diseño de taludes.

5.2 Recomendaciones

Se sugiere ampliar la base de datos para mayores rangos de GSI distritales, otros ángulos y altura de talud, debido a que estos corresponden sólo a los dos casos de estudio, y finalmente, aumentar el muestreo de los valores del UCS con el fin de lograr definir una regresión que permita estimar adecuadamente esta variable, a partir de diversos parámetros propios de las unidades geológicas del distrito, tal como se ha realizado en distintas zonas a nivel mundial (Alvarez Grima & Babuska, 1999; Alvarez Grima & Meulenkamp, 1999 ; Gokceoglu & Zorlu, 2004; Karakus & Tutmez, 2006). A partir de las consideraciones anteriores, se puede disponer de sugerencias más precisas para los parámetros del método de explotación y disminuir el riesgo geomecánico en la minería. Dicho esto, se requieren datos respecto del UCS para las 4 categorías superiores de la metodología de martillo de terreno (desde 25 MPa hasta

superior a 250 MPa) y para cada unidad geológica del distrito (Con y sin mineralización, junto con priorizar el catastro de faenas con un medio-bajo GSI para utilizar como aproximación distrital, con una variación de no más de 5 puntos entre ellas, por lo que se requieren al menos 9 faenas de una misma unidad geológica con distintos GSI entre estos valores (de 20 a 60 puntos de GSI).

Otro punto importante es la integridad del modelo. Se recomienda tener una base de datos extra sobre geoquímica para lograr optimizar el diseño minero apoyado con las restricciones de las características de diseño posibles a partir del uso de esta metodología.

Finalmente, si se logra replicar esta metodología en suficientes faenas, con el fin de tener una cantidad de datos que abarque distintas litologías y un amplio rango de valores para el GSI y UCS, se dispone de las características de diseño en taludes adecuadas para que sea automatizable el proceso y utilizado en cualquier faena de pequeña o mediana minería.

6 CONCLUSIONES

Los estudios en Tilttil indican; en primer lugar, que los valores de UCS Distrital y de los casos de estudios funcionan como una adecuada estimación al modelo en caso de que ambos se encuentren en un rango de resistencia similar y; en segundo lugar, el análisis del GSI requiere ser estudiado caso a caso, dado que es una variable que afecta en gran medida al factor de seguridad del modelo. Por este motivo, sólo es posible la estimación del GSI con valores Distritales en yacimientos sólo cuando los valores estimados en las minas son bajos (menor a 30) a partir de los datos disponibles del catastro. En los casos en que el GSI es mayor a 30, es necesario un cálculo detallado para los frentes de yacimientos, evitando posibles dispersiones respecto de una estimación del GSI distrital, lo que permite aproximar cuando sean valores cercanos a no más de 5 puntos. Se requiere ampliar la base de datos del GSI catastrado distritalmente para reducir los rangos de magnitud del GSI y reemplazar este valor, junto con el GSI residual, en yacimientos a partir de información distrital de la misma unidad litológica y con un GSI menor a 5 puntos de diferencia.

En los casos particulares de Tilttil, se obtiene lo siguiente: (a) Valores del GSI medio a alto (sobre 55) y valores del UCS sobre 100 MPa, corresponden a rocas de buena calidad geotécnica lo que permite alturas de talud típicas de la pequeña minería entre 6 a 8 metros sin problemas geomecánicos. (b) Para valores del GSI medios a bajo (entre 30 a 56) y valores del UCS entre 50 a 80 MPa, son rocas con una calidad geotécnica

inferior, por lo que se recomienda el diseño de taludes que no superen los 5 metros de altura.

La nueva metodología de trabajo requiere un menor tiempo, costo y conocimiento para construir un modelo geomecánico, la cual funciona con bastante precisión respecto al modelo geomecánico real (menor a 8% de variabilidad porcentual). El mayor aporte de la metodología es predecir posibles problemas geomecánicos asociados al diseño minero en alguna zona del distrito no estudiada, por lo que, si se dispone o se alimenta con una base de datos amplia para valores distritales de UCS, que presenta un bajo error dada la precisión de los ensayos de laboratorio, y GSI, una variable visual de rápida obtención es posible determinar las correctas características de diseño minero en taludes que disminuyan el riesgo geomecánico.

Además, se concluye que la metodología (Protocolo de análisis Geomecánico Distrital aplicado a yacimientos, PAGDAY) si tiene aporte en el diseño de taludes para la pequeña y mediana minería, dado que se obtuvo distintos parámetros de taludes óptimos para diferentes secciones, por lo que se puede reducir el riesgo geomecánico en distintos sectores o aprovechar las adecuadas propiedades del sector geotécnico para aumentar la altura o ángulo de talud y lograr incrementar la producción en un frente.

Se recomienda la obtención de UCS para cada rango y unidad litológica distrital y así tener información disponible a medida que se avance en un nuevo frente de explotación y se tengan otras litologías. La mejor manera de obtener esta información es por medio de un trabajo distrital y no individual, donde costos de hasta \$CLP 720.000, por faena, pueden disminuir a \$CLP 226.000, considerando 17 faenas involucradas.

BIBLIOGRAFIA

Abdideh, M. y Mahmoudi, N. (2013). UCS Prediction: A New Set of Concepts for Reservoir Geomechanical Modeling. *Petroleum Science and Technology*, 31(24), 2629-2635.

Alejano F. (2010). Why the convergence confinement method is not much used in practice?. Rock Mechanics in Civil and Environmental Engineering - Proceedings of the European Rock Mechanics Symposium, EUROCK 2010

Alvarez Grima, M., Babuska, R. (1999). Fuzzy model for the prediction of unconfined compressive strength of rock samples. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36 (3), 339-349.

ASTM D2938-95 (2002). Standard Test Method for Unconfined Compressive Strength of Intact Rock Core Specimens (Withdrawn 2005), ASTM International, West Conshohocken, PA, 1995, www.astm.org

ASTM D4543-08e1, Standard Practices for Preparing Rock Core as Cylindrical Test Specimens and Verifying Conformance to Dimensional and Shape Tolerances (Withdrawn 2017), ASTM International, West Conshohocken, PA, 2008, www.astm.org

ASTM, ed. (1988). "Standard Guide for using the Rock Mass Rating (RMR) System (Geomechanics Classification) in Engineering Practices". Am. Society for Testing and Materials, Book of Standards D5878-08

Bawden & Crowder (2004). Review of Post-Peak Parameters and Behaviour of Rock Masses: Current Trends and Research. Lasse Institute, University of Toronto.

Bieniawski, Z. T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. South African Institute of Civil Engineers, 15(12), 333-343.

Bieniawski, Z. T. (1978). Determining rock mass deformability. Int. J. Rock Mech. Min.Sci. pp. v. 15, 335-343.

Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications : a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. *Wiley-Interscience*, 40-47.

British Standard (2009) BS EN 12504-1—Testing Concrete in Structures. Cored Specimens. Taking, Examining and Testing in Compression. BSI Group, London.

Cabello, J. (1977). Antecedentes preliminares del proyecto Tiltit Rungue-Montenegro. *ENAMI*

Cai M, Kaiser PK, Uno H, Tasaka Y, Minami M. (2004). Estimation of rock mass strength and deformation modulus of jointed hard rock masses using the GSI system. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*.41(1), 3–19.

Cai, M., Kaiser, P.K., Tasaka, Y., Minami, M. (2006). Determination of residual strength parameters of jointed rock masses using the GSI system. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 44, 247–265.

Carter, T.G., Diederichs, M.S. & Hoek, E. (2013). Quantification of the Geological Strength Index Chart. American Rock Mechanics Association.

Comisión Chilena del Cobre. (2008). Anuario. Recuperado de Comisión Chilena del Cobre: www.cochilco.cl

Duncan, J.M. (1996). State of the Art: Limit Equilibrium and Finite-Element Analyses of Slopes. *Journal of Geotechnical Engineering, ASCE*, 122 (7), 577-596.

E. Hoek and E. T. Brown (1997). “Practical estimates of rock mass strength,” *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 34 (8), 1165–1186.

Farmer, I.W. (1968). Engineering properties of rocks. E & FN Spon.

Farrokhrouz, M., Asef, M.R., Kharrat, R. (2014). Empirical estimation of uniaxial compressive strength of shale formations. *Society of Exploration Geophysicists*. 79(4), 227-233.

GEO (2011). Geotechnical Manual for Slopes. Geotechnical Engineering Office, Hong Kong.

Gokceoglu, C., Zorlu, K. (2004). A fuzzy model to predict the uniaxial compressive strength and the modulus of elasticity of a problematic rock, *Engineering Applications of Artificial Intelligence*, 17 (1), 61–72.

Hoek E., Carranza-Torres C.T., Corkum B. (2002). Hoek-Brown failure criterion-2002 edition. Proceedings of the fifth North American rock mechanics symposium, Toronto, Canada. 1(1), 267–73.

Hoek, E. & Brown E.T. (1980). “Empirical strength criterion for rock masses”, *Journal of the Geotechnical Engineering Division*. 106(9), 1013-1035

Hoek, E. & Brown, E. (2018). The Hoek-Brown failure criterion and GSI. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*.

Hoek, E., Wood, D. and Shah, S. (1992): “A modified Hoek-Brown criterion for jointed rock masses”, *Proc. rock characterization, symp. Int. Soc. Rock Mech.: Eurock ‘92*, (J.Hudson ed.). 209-213.

Karakus, M., Tutmez, B. (2006). Fuzzy and Multiple Regression Modelling for Evaluation of Intact Rock Strength Based on Point Load, Schmidt Hammer and Sonic Velocity, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 39 (1), 45–57.

Laubscher, D H and Jakubec, J, (2000). The IRMR/MRMR Rock Mass Classification System for Jointed Rock Masses, SME 2000.

Laubscher, D.H. (1990). “A geomechanics classification system for rating of rock mass in mine design”. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 90 (10), 257-273

Levkovitch, V. & Reusch, F. (2010) Application of a non-linear confinement sensitive constitutive model to mine scale simulations subject to varying levels of confining stress. *International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering*.

- Levkovitch, V. & Reusch, F. (2010) Multi-scale, non-linear numerical analysis of mining induced deformation in complex environments. *International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering*.
- Marinos, P. & Hoek, E. (2000). GSI A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. *Proc. GeoEng 2000 Conference, Melbourne*.
- Marinos, P., Hoek, E. (2001). Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch, *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 60, 85-92
- Menetrey P. & Willam K. (1995). "Triaxial failure criterion for concrete and its generalization". *ACI Structural Journal*. 92(3), 311-317.
- Meulenkamp, F., Alvarez Grima, M. (1999). Application of neural networks for the prediction of the unconfined compressive strength (UCS) from Equotip hardness. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanical Abstracts*, 36 (1), 29-39.
- Morelli, GL. (2017). Alternativa Quantification of the Geological Strength Index Chart for Jointed Rocks. *Geotechnical and Geological Engineering*.
- Naeimipour, A, Rostami, J., Buyuksagis, I.S. & Frough, O. (2018). Estimation of rock strength using scratch test by a miniature disc cutter on rock cores or inside boreholes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 107, 9-18.
- Obert, L. and Duval, W.I. (1967). *Rock mechanics and the design of structures in rock*. John Wiley and Son.
- Parada, M., Larrondo, P., Guirresse, C., Roperch, P. (2002). Magmatic Gradients in the Cretaceous Caleu Pluton (Central Chile): Injections of Pulses from a stratified Magma Reservoir. *Gondwana Research*, 5(2), 307-324.
- Piccozi, A. (2016). Caracterización de la Mediana Minería Nacional. *COCHILCO*

Plan de Desarrollo de la Comuna de Til Til (2007). Historia minera de Tilttil. *Oficina de la Cultura de la I. Municipalidad de Tilttil*.

R. Pakalnis (2004). Empirical Design Methods - UBC Geomechanics. Department of Mining Engineering, University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada.

Rahn, P.H. (1986). Engineering geology. An environmental approach. Elsevier

Söberg, J., Sharp, J.C., and Malorey, D.J. (2001). Slope stability at Aznalcóllar. Slope stability in surface mining. (Eds. W. A. Hustrulid, M. J. McCarter and D.J.A. Van Zyl). *Littleton: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.*, 183–202

Severino, S. (2017). Estratigrafía y paleontología del cretácico inferior al sureste de Colliguay entre los 33°11'50''-33°15'50'', regiones de Valparaíso y Metropolitana. Universidad Santo Tomás, Viña del Mar, Chile.

SONAMI (2014). Caracterización de la pequeña y mediana minería en Chile. *Gerencia de Investigación y desarrollo*.

Sonami (2018). Informe de Seguridad y Empleo Mediana y Gran Minería. Recuperado de: <http://www.sonami.cl/site/wp-content/uploads/2018/01/PW-2018-01-Informe-de-Seguridad-Noviembre.pdf>

Taylor, Howard (2001). Inductively Coupled Plasm-Mass Spectrometry. Practices and Techniques. (en inglés). USA: Academic Press

Thomas, H. (1958). Geología de la Cordillera de la Costa entre el Valle de La Ligua y la Cuesta de Barriga. Instituto de Investigaciones Geológicas.

Torres, A. C., & Padilla, A. (2012). Ensayos de Compresión inconfiada en roca

Unidad de Control de Gestión y Equipo Programa PAMMA (2012). *Caracterización de Segmentos de la Minería. Ministerio de Minería, Santiago*.

Ván P. & Vásárhelyi B. (2014). Sensitivity analysis of GSI based mechanical parameters of the rock mass. *Periodica Polytechnica – Ser. Civil Eng.*

Wall, R.; Sellés, G.; Gana, P. (1999). Area Tilttil-Santiago, Región Metropolitana. Servicio Nacional de Geología y Minería, Mapas Geológicos, No. 11, escala 1:100.000, 1 anexo. Santiago.

Walthan, T. (1999). Foundations of engineering geology. E & FN Spon

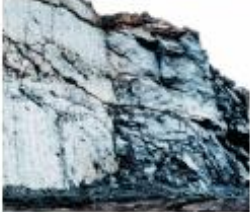
Zeballos, J. (2007). Programa de Estudios Distritales: Informe geológico distrito minero

Tilttil. Recuperado de Empresa Nacional de Minería de Chile (ENAMI):

https://www.enami.cl/api/descarga?f=/Lists/Estudios%20Geolgicos%20Distritales/Attachments/12/Informe%20Geol%C3%B3gico%20Distrito%20Til%20Ti_pub.pdf

ANEXOS

ANEXO A : TABLAS GEOTÉCNICAS

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor D sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel	$D = 0$
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante. Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la fotografía.	$D = 0$ $D = 0.5$ No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.	$D = 0.8$
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.	$D = 0.7$ Good blasting $D = 1.0$ Poor blasting
	Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento. En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.	$D = 1.0$ Production blasting $D = 0.7$ Mechanical excavation

Factor de alteración D .

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásticas		Conglomerado (22)	Arenisca 19 ←----- Grauwaca -----> (18)	Limolita 9	Arcillolita 4
	No Clásticas	Orgánicas	←----- Creta -----> 7 ←----- Carbón -----> (8 – 21)			
		Carbonatos	Brechas (20)	Caliza Esparítica (10)	Caliza Micrítica 8	
		Químicas		Yeso 16	Anhidrita 13	
METAMORFICAS	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Anfibolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 – 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33 Granodiorita (30) Diorita (28) Gabbro 27 Norita 22	Dolerita (19)	Riolita (16) Dacita (17) Andesita 19	Obsidiana (19)
		Oscuras			Basalto (17)	
	Extrusivas Piroclásticas		Aglomerados (20)	Brechas (18)	Tobas (15)	

Constante roca intacta (mi)

Resistencia a la compresión	>250MPa	100-250Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	5-25 Mpa	1-5 Mpa	<1 Mpa
Valor RMR	15	12	7	4	2	1	0

Valor RMR respecto a su Resistencia a la compresión

ANEXO B: CATASTRO Y ENSAYOS

Mina San Aurelio



Testigo muestra SM01



Testigo muestra LP-GTV2



Testigo muestra LI05M3



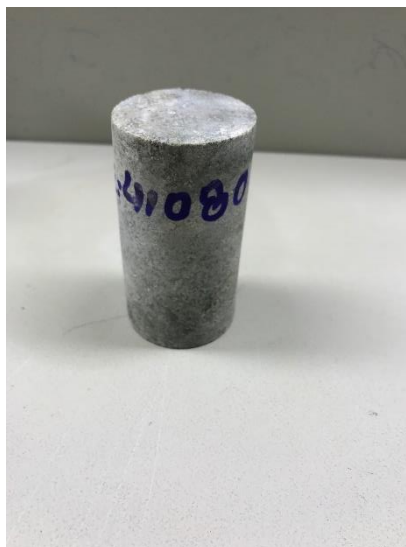
Testigo muestra PE01



Testigo muestra LP-GTV1-4



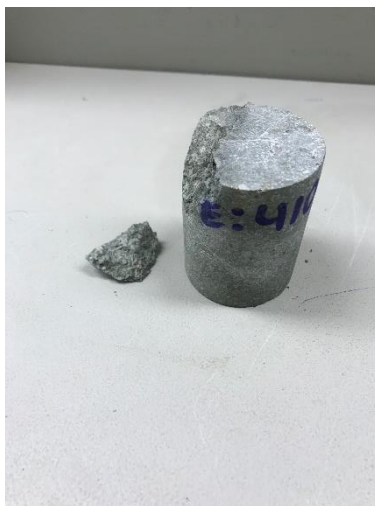
Testigo muestra SA-D-GT3



Testigo muestra SA-B-GT1



Testigo muestra VN4



Testigo muestra LM01



Testigo muestra SA-MGT2



Testigo muestra MUR01



Testigo muestra VN3



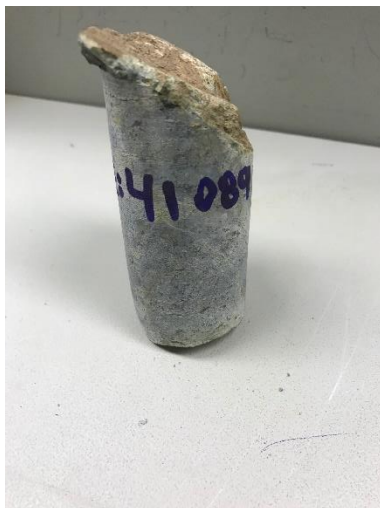
Testigo muestra LC01



Testigo muestra VN2



Testigo muestra Ma02



Testigo muestra Mo01



Testigo muestra SA-MGT2 con falla gradual

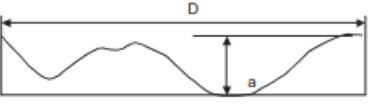


Testigo muestra MUR01 con falla muy explosiva.

ANEXO C: TABLAS PARA PARÁMETROS RESIDUALES

Table 2
Terms to describe large-scale waviness [27]

Waviness terms	Undulation	Rating for waviness J_w	
Interlocking (large-scale)		3	
Stepped		2.5	
Large undulation	> 3%	2	
Small to moderate undulation	0.3–3%	1.5	
Planar	< 0.3%	1	



Undulation = a/D
D - length between maximum amplitudes

Table 3
Terms to describe small-scale smoothness [27]

Smoothness terms	Description	Rating for smoothness J_s
Very rough	Near vertical steps and ridges occur with interlocking effect on the joint surface	3
Rough	Some ridge and side-angle are evident; asperities are clearly visible; discontinuity surface feels very abrasive (rougher than sandpaper grade 30)	2
Slightly rough	Asperities on the discontinuity surfaces are distinguishable and can be felt (like sandpaper grade 30–300)	1.5
Smooth	Surface appear smooth and feels so to touch (smoother than sandpaper grade 300)	1
Polished	Visual evidence of polishing exists. This is often seen in coating of chlorite and specially talc	0.75
Slickensided	Polished and striated surface that results from sliding along a fault surface or other movement surface	0.6–1.5

Table 4
Rating for the joint alteration factor J_A [4,27]

	Term	Description	J_A
Rock wall contact	<i>Clear joints</i>		
	Healed or “welded” joints (unweathered)	Softening, impermeable filling (quartz, epidote, etc.)	0.75
	Fresh rock walls (unweathered)	No coating or filling on joint surface, except for staining	1
	Alteration of joint wall: slightly to moderately weathered	The joint surface exhibits one class higher alteration than the rock	2
	Alteration of joint wall: highly weathered	The joint surface exhibits two classes higher alteration than the rock	4
	<i>Coating or thin filling</i>		
	Sand, silt, calcite, etc.	Coating of frictional material without clay	3
Filled joints with partial or no contact between the rock wall surfaces	Clay, chlorite, talc, etc.	Coating of softening and cohesive minerals	4
	Sand, silt, calcite, etc.	Filling of frictional material without clay	4
	Compacted clay materials	“Hard” filling of softening and cohesive materials	6
	Soft clay materials	Medium to low over-consolidation of filling	8
	Swelling clay materials	Filling material exhibits swelling properties	8–12

ANEXO D: ARTÍCULO ENVIADO

DEVELOPMENT OF A GEOMECHANICAL MODEL BASED ON A SUITABLE ESTIMATION OF GSI AND UCS IN MINING PRODUCTION SLOPES, TILITIL DISTRICT

Félix Del Pozo¹ – fcdelpozo@uc.cl

Eduardo Cordova¹ – edcordova@ing.puc.cl

Carlos Marquardt^{1,2,3} – cmarquardt@ing.puc.cl

Rodolfo Cabeza G⁴ – rodolfo.cabezas@uss.cl

Rodrigo Alvarado¹ – rnalvara@uc.cl

¹ Department of Mining Engineering, Pontifical Catholic University of Chile

² Department of Structural and Geotechnical Engineering, Pontifical Catholic University of Chile

³ Geosciences Group, School of Engineering, Pontifical Catholic University of Chile

⁴ Faculty of Engineering and Technology, University of San Sebastian, Chile

Keywords: GSI; UCS; geomechanical estimation; slope stability; safety factor; geomechanical model; small-scale mining.

ABSTRACT

Currently, there are no geomechanical models which are adapted to small-scale mining, in terms of time, costs, and requirements of technical knowledge. Thus, it is often not possible to obtain an adequate account of advancing mining areas, which can lead to geomechanical problems as rockfall. Therefore, in the present study, an adaptation is proposed to an existing methodology which allows the construction of a geomechanical model adjusted to mining developments, that can be used to develop recommendations for the design parameters of mining production slopes for small-scale open-pit operations. The adapted model is based on an estimation of the parameters of Hoek and Brown (2018), namely material constants m_i , m_b , s , and a . The results of the present study show that the Uniaxial Compressive Strength (UCS) measured for rocks in the same district serves as an adequate estimation of this parameter in the developed geomechanical model in the case that both (field estimates and district sample) are within a determined range of resistance. On the other hand, a district-level methodology is proposed to estimate the Geological Strength Index (GSI) which is used as input to the geomechanical model; in this methodology, a GSI is defined for mines which were included in a cadastre based on their main geotechnical unit. In this study, we attempt to estimate this GSI for case studies with the same lithological units and in certain ranges of GSI, obtaining an adequate estimates of safety factor functioning for GSI values below 30. For cases with fractured rock with a medium GSI (40–60), it is generally not possible to obtain accurate estimates of GSI with a Distrital method. In such cases, it is necessary to perform the in-situ calculation of GSI using the GSI quantification method of Carter et al. for each geotechnical zone. In conclusion, with an estimated UCS (by Distrital Method) of between 50–80 MPa and if the following conditions are met: (a) If the Distrital UCS have the same range of resistance as the values which are determined using the “geological hammer” methodology (Hoek & Marinos, 2002); and (b) if the geotechnical zone have low-to-medium values of GSI (21–54); then the safety factors are relatively low with high geomechanical risks for slope heights above 5 meters and slopes above 80°. On the other hand, with a medium-to-high GSI (54–79) and a district-level UCS of 100–120 MPa which complies with the aforementioned condition (a), it is possible to plan slope heights of 8 meters (typical of small-scale mining) without experiencing geomechanical problems.

1. INTRODUCTION

Geomechanical problems pose a significant risk to mining operations. A geomechanical problem refers to any event which causes damage and deformation to mine tunnels or slopes, which can have a large impact on both safety and on the design and planning of mining exploitation. In order to predict the behavior of the rock mass and avoid, for example, rockfalls, geomechanical classification methods have been developed, such as RMR (Bieniawski, 1989), MRMR (Laubscher, 1990), and the Q index (Barton, 1993). These classification methods allow the rock mass to be divided into different classes and for certain geotechnical properties to be established based on this classification. However, these methods have limitations for use in small- and medium-scale mining, given the lack of technical information and knowledge to allow their correct application, in terms of: the measurement of geomechanical parameters, the modeling of geomechanical units, and the interpretation of the geomechanical behavior of these units. In particular, all of these methods require a high level of geominning information which must be obtained from surveys which are costly and time-consuming.

The data which are necessary to perform an appropriate geomechanical analysis of the rock mass were obtained from the analysis of a failure criteria in the method of Hoek and Brown (2018), which requires: (i) field information provided by a visual variable called the Geological Strength Index (GSI); and (ii) laboratory tests to determine the Uniaxial Compressive Strength (UCS). Using this failure criteria, the safety factor (SF) is obtained, a metric which allows a comparison to be made between the maximum admissible strain and the true applied strain, which for mining slopes requires a value of at least 1.4 safety factor for an acceptable risk (GEO, 2011). However, the application of this method is complicated by the quantity of samples, its testing, and field observations which are necessary to construct an adequate model for the estimation of the safety factor. This methodology requires adequate information to be collected for each geotechnical unit relating to the lithological, structural, and mineralogical characteristics of the study area, and requires a specific number of samples which are geostatistically determined for each geotechnical unit and a specific number of GSI measurements for each exposed rock surface (rock outcrop). The amounts of information related to the geomechanical characterization of the deposits are generally well defined for large-scale mining (>3 Mton of minerals per year), however for medium- and small-scale mining (<3 Mton and <100 Kton of minerals per year, respectively) not always have the required information.

Abdideh and Mahoudi (2013) presented a methodology which allows the estimation of UCS involving a geostatistical Kriging model of the drilling of hydrocarbon deposits in Iran. However, this model requires a large amount of UCS data in order for the method to be effective, which makes it unsuitable for constructing a simplified geomechanical model which is applicable to mining exploitation, given the high cost and the large amount of time required for sampling and laboratory analysis. Similarly, Farrokhrouz et al. (2014) estimated UCS for certain types of rock using various rock properties obtained from petroleum-well data from Iran. However, this estimation was only obtained for shale rocks in the study region.

One way to remove the need for laboratory tests when estimating UCS is using a relationship between UCS and the average shear strength obtained from experiments involving a miniature disk-cutter (Naeimpour et al., 2018). However, this methodology cannot be realistically applied to small-scale mining given the high cost of the experimental equipment, and the fact that a correlation between UCS and the average shear strength for igneous rocks has not been determined.

Given that small- and medium-scale mining has an important impact on employment and development in the surrounding communities, we considered it necessary to empower the development of these type of mining. In this work, we attempt to create an adequate geomechanical model which can overcome the limitations of these mining sectors (small- and medium- scale mining) and whose results can be used to inform the design and planning of the exploitation of deposits. The research questions addressed in this work are: (a) Is it possible to adjust a geomechanical model of Hoek & Brown so that the results can be used in the design of small- and

medium-scale mining? and (b) Can a district-level geomechanical model be approximated to a geomechanical model of a deposit?

In order to answer the research questions, we take the Tiltit mining district as a case study. The district is located on the eastern flank of the Coastal Cordillera, Central Chile. The aim of this work was to obtain the required information that would allow an adjustment to be made to the methodology to construct a geomechanical model which is can be used to inform the design and exploitation of slopes in small- and medium-scale mining operations. The district-level information which is used was obtained from a review of 17 mining operations, geological information of the area, and the mapping and sampling of specific areas with their correspondent mining characteristics. Two deposits were selected to perform adjustment tests, which involve the iteration of the base geomechanical model (with UCS measured via laboratory analysis and GSI measured for each geotechnical unit in field) using values of UCS and GSI estimated using different methodologies, and the values with the highest precision compared to the original model were selected for an acceptable estimation for safety factor. This study was based on the generalized method of Hoek and Brown (2018), which here was applied to two deposits in the Tiltit mining district. In each of these deposits, an exploitation front (slopes) was mapped superficially, and a simulation and analysis of strain was subsequently performed using a Finite Element model in the Phase software (Rocscience Inc., Toronto, Ontario, Canada). A total of 18 iterations of UCS (Each iteration is based on the use of different values for the UCS for each geotechnical zone, which depends on the methodology used, obtaining different safety factors for each section) were performed for each of the mining operations (considering three sections per front in order to include all the geotechnical zones), and nine additional iterations were performed to estimate GSI variations on each mine, resulting in a total of 54 iterations. The strain analyses involved progressively reducing shear strength of the rock in each of the fronts, increasing the safety factor until the model has no solution or becomes unstable, so it converges to the safety factor according to each section. In the case that a safety factor close to 1 is obtained, there is considered to be a high risk of eventual geotechnical problems.

2. METHODOLOGY

As illustrated in **Figure 1**, in the present study, geomechanical models were generated based on the following parameters: (a) GSI based on field information as block size and joint condition (Marinos and Hoek, 2000); (b) UCS obtained from laboratory analysis under the ASTM D2938-95 standard, year 2002. In order to obtain the values of GSI and UCS, a mining review was carried out in the study area which included existing mining operations and areas with rock outcrops. Firstly, during the review, it was attempted to identify the main geological units in the study area via a geological analysis, and places of interest were selected in order to obtain a mean GSI, given the predominant geotechnical zones, for different lithological units and sample collection. The sampling of intact rocks was performed in order to determine the UCS via laboratory tests. This sampling covered the main lithologies of the study area, considering different rock types and different grades of alteration and mineralization.

The choice of sampling and GSI measurement was intended to obtain data for each geological unit, including sectors with and without mineralization, and with different values of UCS. Following the sampling, a detailed study was performed of two open-pit mining operations located in different lithological units, geological formations, and geotechnical zones, in order to estimate geomechanical risk in the mining operations in the study area. Each geotechnical zone is defined by its geotechnical parameters, which are distinguished by different rock units and different GSI values, which can vary due to the presence of geological structures such as faults and dikes. Additionally, a second sampling

was performed in order to obtain the UCS of the various lithologies present in an exploitation front of each of the two studied deposits. These exploitation fronts each have a length of 8 meters and a slope height of at least 5 meters, since these values make it more likely to obtain safety factors close to 1, and thus identify the correct or incorrect functioning of each model adjustment. This analysis additionally obtained the (c) constant and geotechnical parameters of each material (Hoek and Brown, 1997), which depend on the GSI, UCS, and the lithological constants, which can be estimated with adequate precision using the median values from the literature (Hoek and Brown, 1997), and additionally, the alteration correction factor “D”, which includes the impact of the mining operations (Hoek and Brown, 2002) and the correspondent values once the peak resistance has been exceeded (Cai et al., 2006). It is necessary to include these values in the modeling since the method of Hoek and Brown (2018) only allows the calculation of the peak values, and in order to use numerical models to analyze the progressive failure of the rock masses, it is necessary to estimate the characteristics of the post-faulting behavior (Hoek and Brown, 1997). Therefore, an estimate of the residual GSI was used which considers the residual joints condition (J_c^r) and the volume of the residual block (V_b^r) (Cai et al., 2004). This estimation was obtained using the following equation:

$$GSI_r(V_b^r, J_c^r) = \frac{26,5 + 68,79 \ln J_c^r + 0,9 \ln V_b^r}{1 + 0,0151 \ln J_c^r - 0,0253 \ln V_b^r}$$

The post-peak parameters were calculated in order to replace the GSI with the residual GSI, in the equations of Hoek and Brown (2018).

(d) The behavior of the rock mass was modeled and simulated using the Finite Element method. This method decomposes the rock mass into a large number (thousands) of elements and allows the prediction of the reaction of the rock mass under strain. The individual behavior of each element is calculated, and the behavior of each element is finally summed in order to predict the reaction of the whole rock mass.

The geomechanical modeling was conducted using the Phase software as follows:

(1) Construct a surface for each section. This is a topographic surface which includes the slope height and slope angle for each section, as well as a cube of sufficient size in the lower zone of the slope (30 meters in width) in order to consider the behavior of the rock mass and the stress distribution using this model. The sections consist of a vertical section of the slope, where the appropriate quantity (3 for a front of 8 to 10 meters considering a distance of 3 meters between each section) must include the distinct possibilities of contact between the geotechnical zones;

(2) In each section, it is necessary to establish the contact between the geotechnical zones which are present, together with the projection of these zones towards the interior of the slope. This projection is based on field geological information obtained in previous studies, as well as the orientation of the fault or lithological contacts;

(3) To each created section were added its geotechnical properties (peak and residuals) corresponding to each material, as calculated previously (see part (c), above);

(4) The simulation was run to obtain the safety factor, failure surface (indicated by the largest *Maximum Shear Strain*), and total displacements. These displacements are in the direction of the induced strains and indicate the direction of slip of the material at the moment of failure. The safety factor is the ratio between the permissible strain and the actual strain; therefore, a safety factor below

1 indicates that the slope experiences material slip, and a value close to or greater than 1 indicates that a geomechanical risk exists, that is, there is a high probability of slip when exposed to seismic or meteorological factors.

Subsequently (e), the methodologies of previous studies were used to estimate the GSI and UCS. For the values of GSI, the quantification method of Carter et al. (2013) was used, which allows the subjectivity of this visual parameter (obtained by field analyze, without laboratory tests) to be reduced. The GSI depends on the rock structure and the surface conditions of the block (Hoek and Marinos, 2000). It is necessary to measure the GSI in different geotechnical zones in a slope front (or underground operation) in order to construct a geomechanical model based on the failure criteria proposed by Hoek and Brown and which is typically used for the modeling of large mining operations (Hoek and Brown, 2018). However, this detailed analysis for the geotechnical zones requires time and geological experience, being a subjective variable, which researchers have attempted to quantify using measurable parameters, such as the condition of the discontinuities with respect to their separation distance, continuity, surface, weathering, etc. (Hoek et al., 2013), together with the parameters of the RMR of Bieniawski (Morelli, 2017) and other studies which reduce the subjectivity of this variable and which have shown that an error of 5% in the GSI leads to a sensitivity of 100% of the failure criterion of Hoek and Brown, in terms of the maximum principal strain which can be supported for certain values of GSI (Ván and Vásárhelyi, 2014); as a result, it is necessary to determine in which cases it is possible to estimate the GSI using a new method called “District-level methodology”, which includes an estimates based on data obtained by a cadaster for similar mining operations.

In this study, we discuss the variability of the geomechanical model using an approximation of the GSI, which requires the acquisition of field information from different locations in the study area, in order to obtain the mean GSI for each mining operation or sector of interest. To achieve this, the main geotechnical unit of each mining operation was mapped, ignoring the anomalous sectors which are different from the main GSI due to the existence of certain structures. At the same time, the residual GSI was calculated in the same way as in the selected case studies, based on the measurement of the condition of their discontinuities and the residual block volume. To obtain a more precise approximation of the GSI, magnitude ranges are defined for this variable, namely: (1) high GSI (≥ 80); (2) medium-high GSI (55–79); (3) medium GSI (46–54); medium-low GSI (21–45); and (5) low GSI (≤ 20). Therefore, in order to be able to use the district-level GSI of each geological unit as an approximation, it is necessary for the geotechnical zone to be in the same magnitude range of GSI as the geotechnical unit in the case study.

In the case of UCS, the average of each category for the geological hammer methodology is used (Marinos and Hoek, 2002), and median values of this parameter were used for each lithological unit (Walther, 1999; Obert and Duvall, 1967; Farmer, 1968; Rahn, 1986). This procedure is used to add district-level information of the parameters of Hoek and Brown obtained in the mining cadastre, as well as linear combinations of the values of UCS obtained using the district-level methodology and the values obtained using the geological hammer methodology. The field information, added to an iterative process that changes the geomechanical parameters through a range of values, allows different models with different safety factors to be generated, which requires precision with respect to each geomechanical model used, on every section of the mining front of the studied mines. Therefore, this new adjusted model, in the case of obtaining a difference in the safety factor (SF) of up to 10% relative to the value of SF obtained in the case study, defines the possible estimates of GSI or UCS, together with the restrictions for its correct application on design parameters.

The “geological hammer methodology” approximates the UCS, based on the behavior of the rocks in the field and the hammer impact on them, into a total of seven categories.

Table 1. Categories of Uniaxial Compressive Strength (UCS) values (Hoek and Marinos, 2002).

Grade	Category	Estimated UCS (MPa)	Field notes
R6	Extremely strong	>250	Blows with a geological hammer only cause superficial damage to the rock (chipped)
R5	Very strong	100–250	Requires multiple blows with a geological hammer to fracture
R4	Strong	50–100	Requires more than one blow from a geological hammer to fracture
R3	Medium strength	25–50	Cannot be scraped or peeled with a pocket knife, specimen can be fractured with a single blow from a geological hammer.
R2	Weak	5–25	The rock can be peeled with a pocket knife with difficulty.
R1	Very weak	1–5	Crumbles under firm blows with point of a geological hammer, can be peeled by a pocket knife.
R0	Extremely weak	0.25–1	The rock can be indented by thumbnail

The median values of UCS for various lithologies obtained from various previous studies are presented in **Table 2**.

Table 2. Median UCS values for various lithologies obtained from the literature (Obert and Duvall, 1967; Farmer, 1968; Rahn, 1986; Walthan, 1999; Pereira et al., 2003).

Intact rock	Median UCS values (MPa)
Andesite	210–320
Amphibolite	280

Anhydrite	90
Breccias	70
Sandstone	55–140
Basalt	80–140
Limestone	200–320
Quartzite	240–350
Diabase	180–245
Diorite	200–300
Dolerite	90–250
Shale	50–60
Gabbro	210–280
Gneiss	160–200
Granite	170–320
Greywacke	180
Siltstone	35–250
Limonite	30–70
Marl	70–140
Marble	120–200
Slate	100–180
Halite	12
Tuff	10–46
Gypsum	25

Finally, (f) the possible estimations were defined based on their precision related to the safety factor, recommendations were proposed for the mining design parameters, and a new iteration was performed in order to determine the parameters which lead to an acceptable safety factor.

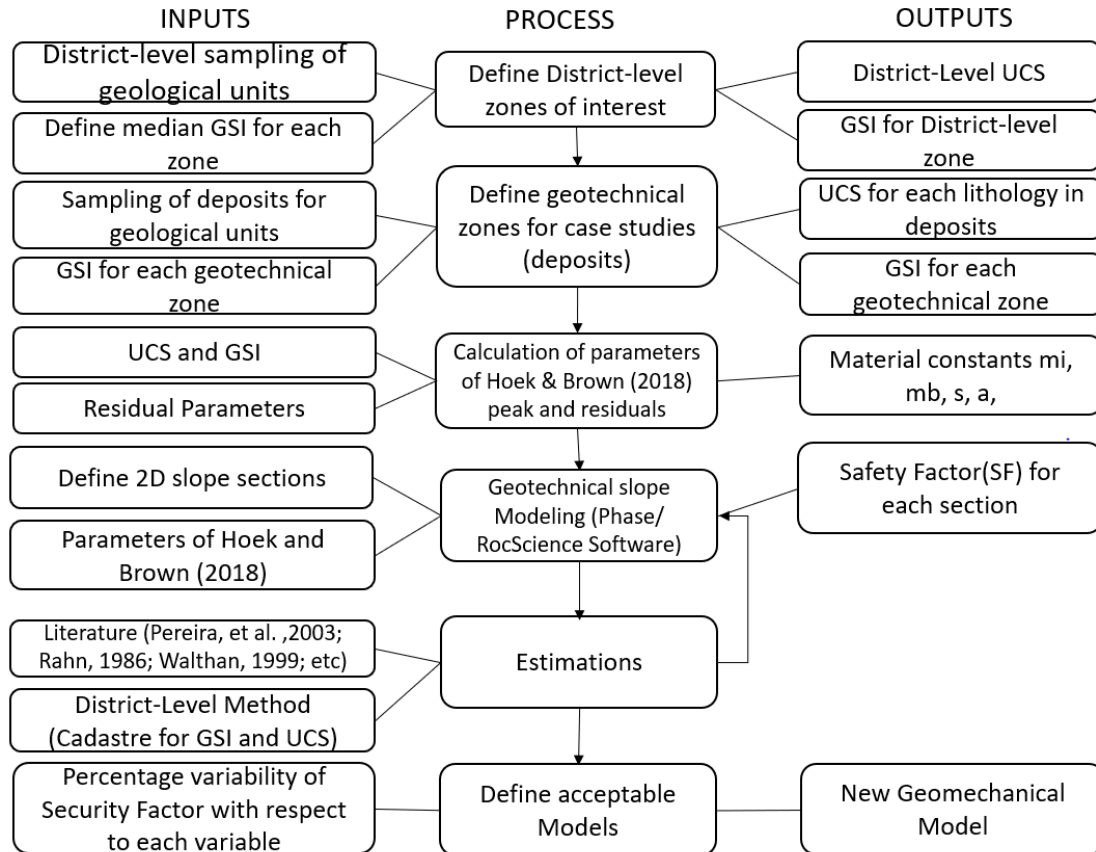


Figure 1. Workflow of the presented methodology. The central column shows the main steps which were followed to develop a model adjusted to small-scale mining. (1) District-level cadastre; (2) acquisition of geotechnical information for exploitation fronts; (3) calculation of parameters; (4) geomechanical model with phase/RS2; (5) estimation of UCS and GSI and iteration of modeling; and (6) definition of the possible estimations which lead to a similar safety factor. The left column shows the necessary inputs for each process and the right column shows the outputs.

3. DISTRICT-LEVEL MINING CADASTRE

The Tilti district is one of the oldest mining districts in Chile and is considered as a national historic heritage area. Historically, the main exploitation in the district has been the small-scale mining of gold and copper. However, this activity has experienced a decline in production over time, due to increased costs, large geological uncertainty, and lack of resources. Consequently, the Tilti mining district is an interesting area in which to perform a cadastre.

We did a cadastre during the second half of 2018 and first half of 2019 with the purpose of collecting geotechnical information from low scale mining. The results of the cadastre of 17 mining operations shows that seven of these have underground exploitation and 10 are open-pit operations. Of these open-pit operations, only three are currently being exploited. These 17 operations were selected in order to cover the main lithological units in the Tilti district—which include the Veta Negra

formation, the Las Chilcas formation, and intrusives—and the behavior of these units during exploitation.

4. District-level Sampling and Sampling of Exploitation Fronts

A total of 16 rock samples were collected, 11 of which were representative of the main geological units of the Tiltit mining district, and five of which were obtained during the sampling performed in two mines selected by the detail of information they had; three of these five samples were obtained from the San Aurelio mine, and two from the La Poza mine.

Figure 2 shows the source locations of the samples as well as the main lithologies and geological structures of the study area. A total of four district-level samples were obtained from the Veta Negra formation, one of which was obtained from a mining operation which previously exploited a gold-bearing vein, another of which was obtained from a rock outcrop (Porphyritic Andesitic Lavas), and two of which are currently actively exploiting copper sulfides (breccias and andesites). For the Las Chilcas formation, four district-level samples were collected from three mining operations which were exploiting copper oxides (diorites) and three local samples were collected from the San Aurelio mine (diorites with and without mineralization, and breccias; see Section 5). Finally, for the intrusives, three district-level samples were collected, two from operations with copper oxides and one sample of intact andesite without mineralization or alteration. Additionally, a total of 2 samples of Andesites were obtained from two locations in the La Poza mina” (andesites with and without mineralization; see Section 5).

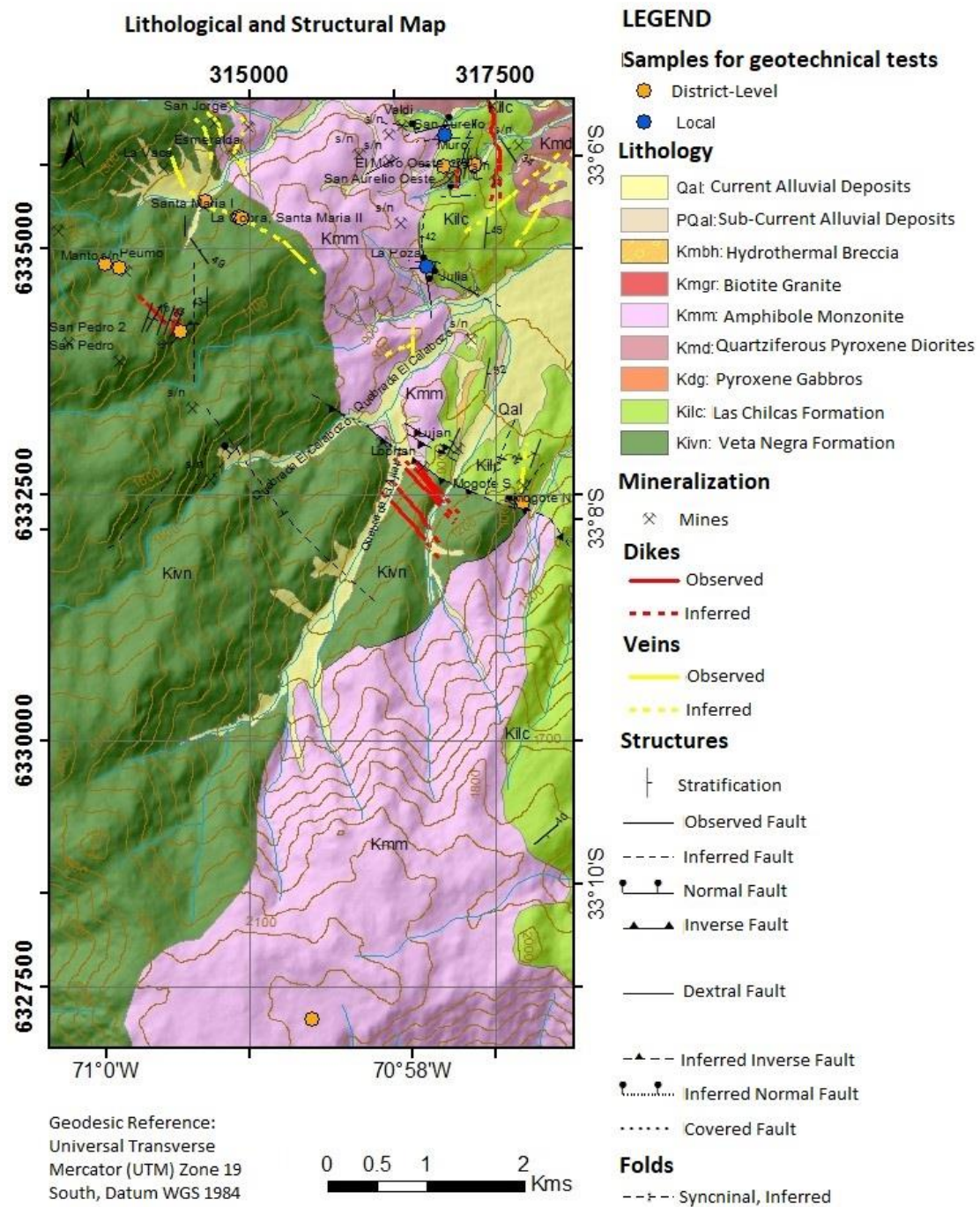


Figure 2. Geological map of the Tiltal mining district indicating the locations of the samples which were used for this study. Source: unpublished report from FIC-R (Fondo de Innovación a la Competitividad, Región Metropolitana) project N°10 2017.

5. STUDIED MINING WORKS

For the two case studies, a slope with a width of 8 meters which was a current exploitation front containing different geotechnical units, was selected. This height allowed the slope to be sub-divided into three vertical study sections in order to cover all of the geotechnical units in the exploitation front. The height of the selected bench is due to vertical sections over 6 meters, which generated to lower safety factors, and therefore, a greater impact when applying the methodology to recommend a new design parameters.

The San Aurelio mine is located at WGS 284 north 6336158, east 316977, at an altitude of 784 m a.s.l. It is a copper oxide deposit including diorites and breccias in the lower zone. Mineralization occurs in the main structures, where mineralization is observed in a width of 15 meters, length of 15 meters and elevation up to 21 meters. The studied exploitation front is located in a northern wall of the open pit.

The La Poza mine is located at WGS 284 north 6334856, east 316749, at a height of 820 m a.s.l. Its structural domain allows the mineralization of copper oxides, and mineralization is observed in a width of 8 meters, length 40 meters and elevation up to 8 meters.

For both of these two case studies, the slopes were constructed by mechanical excavation (digger), and accordingly an alteration factor of 0.7 was applied (Hoek and Brown, 2018).

5.1. San Aurelio Mine

A total of seven main geotechnical zones were defined in the San Aurelio mine, which included an andesitic dike (Figure 3). The zones are defined by: (a) distinct lithological units, namely Zone I (breccias), dike (andesite), and other zones (diorites); (b) The presence or otherwise of mineralization; Zones I, II, IV, and VI present copper-oxide mineralization, while zones III and V contain no mineralization; (c) Different values of GSI due to the presence of different geological structures. This is attributed to the fact that, above Zone V, it is possible to identify a small fault which creates a distinction between this zone and Zone III (which has a high grade of fracturing and argillaceous fill); (d) Surface perturbation and large blocks which lead to a different GSI; zone II contains a certain level of surface perturbation, which causes its GSI to be different from that of Zones IV and VI. Zone IV has scarce fracturing and a low grade of meteorization (GSI=70), up to Zone VI (GSI=50).

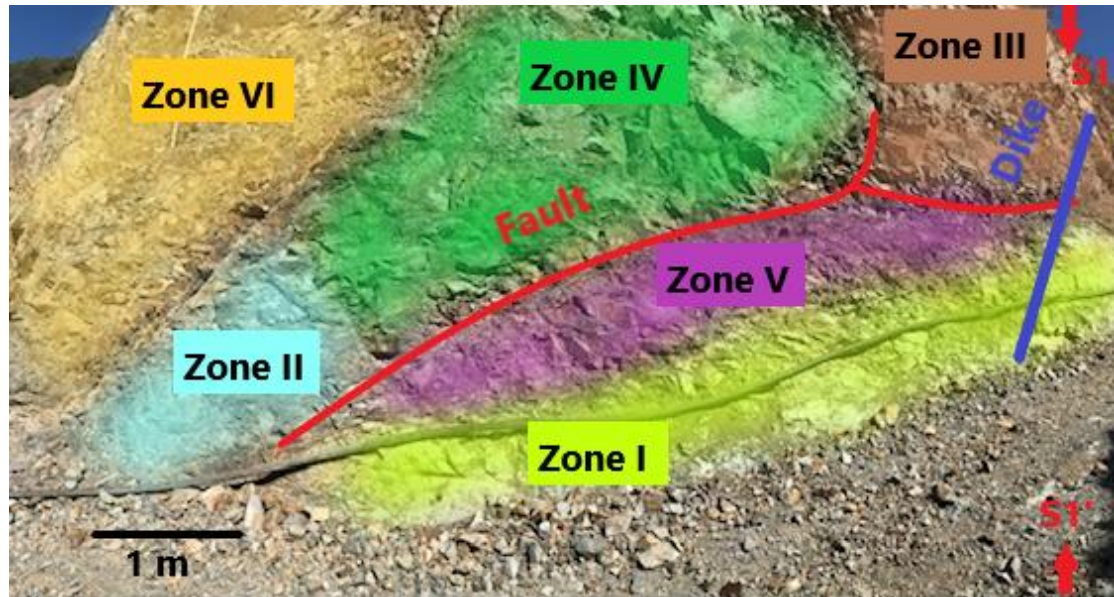


Figure 3. View (north facing) showing the lithological zones of the San Aurelio mine. The red line indicates the location of a fault, and the blue line indicates the location of a dioritic dike. The vertical section connecting S1 and S1' corresponds to Section 1 which was used for the modeling.

Table 3. Geological strength index (GSI), lithology, and parameters for the various geotechnical zones and a dike in the San Aurelio mine.

Sector	GSI	Lithology	m_i	m_b	s	a
Zone I	80	Mineralized breccia	18	5.999	5.510 E-02	0.501
Zone II	40	Mineralized diorite	28	1.036	1.700 E-04	0.511
Zone III	20	Unmineralized diorite	28	0.345	9.219 E-06	0.544
Zone IV	70	Mineralized diorite	28	5.386	1.293 E-02	0.501
Zone V	35	Highly altered diorite	28	0.787	8.106 E-05	0.516
Zone VI	50	Mineralized diorite	28	1.795	7.128 E-04	0.506
Dike	60	Andesitic	19	2.110	3.036 E-03	0.503

Note: m_i : Material constant (for the intact rock); m_b : reduced value (for the rock mass) of the material constant; s and a: Constants which depend upon the characteristics of the rock mass.

The UCS values obtained for the breccia and diorite in the San Aurelio mine were 77.6 and 119.8 MPa, respectively.

For each of the geotechnical zones, the peak values of the parameters of Hoek and Brown, 2018 (m_i , m_b , s , and a) were obtained based on the aforementioned UCS values and the GSI values shown in Table 3. As can be seen from Table 3, Zones II, III and V present the lowest values of these parameters, which can be attributed to the fact that these zones are more highly fractured due to the proximity of faults. The highest values of these parameters were observed in Zones I and IV, whose lithologies also presented the highest values of UCS and the highest values of GSI, respectively.

5.2. La Poza Mine

For the La Poza mine, four geotechnical zones were identified (**Figure 4**). All of these zones are dominated by andesites, however Zones I and IV do not contain mineralization. The difference between Zones I and IV is in the spacing between their discontinuities, with Zone I containing large rectangular blocks and a rough surface of joints (GSI=80). Meanwhile, Zone III has a high degree of fracturing, contains large amounts of small rock fragments, and is highly weathered, leading to its low GSI of 20. Conversely, Zone II, with a GSI of 60, contains moderately spaced fractures. A fault occurs close to Zone III, which increases the amount of fractures. As in the San Aurelio mine, a total of three horizontal sections were defined.



Figure 4. Lithological zones in the La Poza mine (south-facing view). The red line indicates a fault.

Table 4. GSI, lithology, and parameters for the geotechnical zones of the La Poza mine.

Sector	GSI	Lithology	m_i	m_b	s	a
Zone I	80	Unmineralized andesite	19	6.330	5.51 E-02	0.500
Zone II	60	Mineralized andesite	19	2.101	3.04 E-03	0.503

Zone III	20	Mineralized andesite	19	0.406	3.93 E-05	0.522
Zone IV	30	Unmineralized andesite	19	0.198	5.97 E-06	0.553

The UCS values obtained for the mineralized andesite and the unmineralized andesite in the La Poza mine were 53.00 and 74.77 MPa, respectively.

It was found that Zones III and IV had the lowest peak values for the parameters of Hoek and Brown (Table 4). This is mainly due to the low GSI values of these zones (<30), which in turn is due to the influence of a fault. The highest value of GSI was observed in Zone I, which is mainly due to the low level of fracturing in this zone; this is in contrast to the central zones (zone II and zone III), which have mineralization and more extensive fracturing due to the structural control exerted by the presence of copper oxides. The UCS does not vary significantly between the zones.

6. Modeling of the studied deposits

The geomechanical modeling was performed for the selected fronts, for each previously mentioned mining operation (San Aurelio mine and La Poza mine), beginning with an evaluation of different sections which include both the different lithologies which are present and the different geotechnical zones (i.e., zones with different values of GSI and/or UCS). These sections consist of a vertical section through a slope, where the number of sections must include the different contacts between the geotechnical zones, which is possible considering a distance of 3 meters between each section, such that, for the San Aurelio mine there is: (a) a section covering Zones I, V, and VI; (b) a section covering Zones II, IV, and VI; and (c) a section covering Zones I, II, V, and a dike. Meanwhile, for the La Poza mine, there is: (a) a section covering Zone I; (b) a section covering Zones II and III; and (c) a section covering Zones III and IV. A residual block volume of 10 cm³ was used for the geomechanical modeling, given that, based on the results of the field observation, all of the block volumes are greater than 10 cm³, and can therefore be estimated as 10 cm³ (Cai et al., 2006).

The post-peak (residual) parameters obtained for each geotechnical zone in the San Aurelio and La Poza mines are shown in Tables 5 and 6, respectively.

Table 5. Residual Strength parameters for the San Aurelio mine.

Parameter	Zone I	Zone II	Zone III	Zone IV	Zone V	Zone VI
Residual GSI	32.307	21.523	11.307	30.339	17.198	30.339
Residual m	1.604	1.698	1.178	2.326	1.454	2.326
Residual s	5.4 E-04	1.63 E-04	5.25 E-05	4.35 E-04	1.01 E-04	4.35 E-04
Residual a	0.5191	0.5390	0.5780	0.5220	0.5520	0.5220

Table 6. Residual Strength parameters for the La Poza mine.

Parameter	Zone I	Zone II	Zone III	Zone IV
Residual GSI	30.339	21.523	11.307	30.339
Residual m	1.578	1.152	0.800	1.578
Residual s	4.35 E-04	1.63 E-04	5.25 E-05	4.35 E-04
Residual a	0.521	0.539	0.578	0.521

The results of the geomechanical model obtained for Section 1 of the San Aurelio mine are shown in **Figure 5**. It can be seen that the failure surface presents a high value of maximum shear strain (from $5e^{-5}$ to $1e^{-4}$), which generates a hanging block in the upper-left zone. Additionally, as defined previously on section 1 with zone I (Breccias) in the lower area, it can be seen that this zone is not affected by significant displacements (see **Figure 6**); this is due to its “superior” geotechnical parameters, both in terms of peak values and residuals. The larger these parameters are, the larger the failure envelope, and in this case, the values for Zone I are much higher than those for the other zones in this section, and accordingly it was expected, and subsequently proven, that it is not affected by the failure of material.

The total displacements (see **Figure 6**) generate landslide in the direction of the displacement at the moment of failure, that is, at a height of approximately 3 meters from the base of the slope.

Regarding the geological analysis, it was found that copper-oxide mineralization which occurs in breccias is of a higher geotechnical quality, which is mainly due to the fact that these breccias have a lower degree of fracturing (which leads to a higher GSI) since they are not adjacent to the geological fault in the front. Additionally, the zones in this section which contain diorite have argillaceous infill, which leads to a poor condition on the discontinuities. This condition determines the mechanical behavior of the slope, which in this case converges into a circular local fault (red line in **Figure 5**) which includes the diorite-bearing zones in Section 1. The green line in **Figure 5** shows the contact between the breccia and the diorite lithologies based on the geological interpretation of the front.

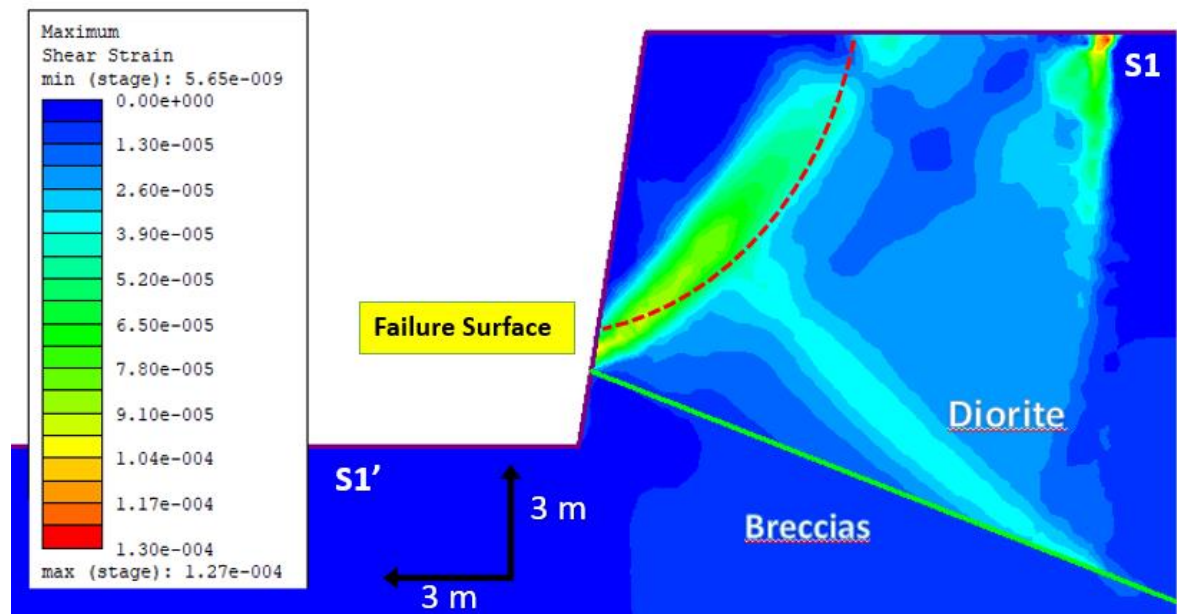


Figure 5. Modeled maximum shear strain for Section 1 of the San Aurelio mine. The red dashed line indicates the failure surface, and the green line indicates the contact between breccias and diorites.

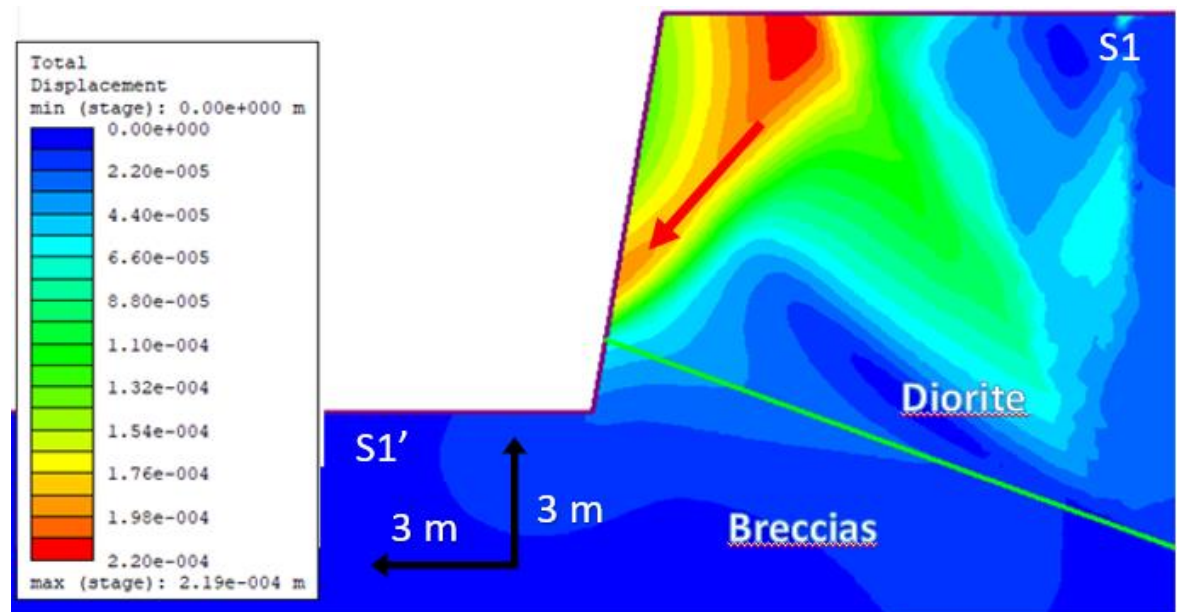


Figure 6. Modeled total displacements for Section 1 of the San Aurelio mine. The red arrow indicates the displacement, and the green line indicates the contact between breccias and diorites.

This process was performed for each of the sections in the San Aurelio and La Poza mines. Thus, the safety factors for each section were obtained, as shown in **Table 7**. As can be seen from the table,

Section 3 of the La Poza mine is distinguished by its value of less than 1; this result is consistent with rockfalls observed in the field.

Table 7. Safety factors for each section of the San Aurelio and La Poza mines.

Section	San Aurelio mine	La Poza mine
1	2.38	1.03
2	4.57	3.17
3	9.89	0.73

From the base parameters, iterations can be performed using different values of the parameters of Hoek and Brown, using the described estimation methodologies described in Section 2 of the present study. In particular, Sections 1 and 3 (from **table 7**) of the La Poza mine must be redesigned in order to achieve an acceptable safety factor (i.e., a lower geomechanical risk). In the following section, will be analyzed possible estimations for the UCS and GSI that generate a similar SF, and after that will be recommended possible slopes designs to increase the safety factor of these sections.

7. MODELING BASED ON ESTIMATIONS OF UCS AND GSI

First, the UCS was estimated, since a broader range of values and methodologies for its estimation are available. Subsequently, the estimated values of GSI were analyzed using a district-level method, and finally this method was combined with the estimation of UCS that better adjusts to each mine.

7.1. Approximation of UCS

The model was adjusted iteratively for each UCS estimation method. These estimation methods included the “geological hammer methodology”, data from the literature, district-level information, and a linear combination of the district-level method and the geological hammer methodology (50-50 and 75-25, respectively). These weights are intended to improve the estimates of the parameters and to improve the precision of the model, in order to determine which previously used district-level method obtains a safety factor which is close to the safety factors determined in the case studies of the deposits.

Additionally, the percentage difference in each estimation of the safety factor relative to the estimate obtained from the case study was determined as follows:

$$100 * \left| \frac{x - x_i}{x} \right|$$

Using estimation method “i”.

The standard deviation in the safety factor obtained using each method was calculated in order to control de possible dispersions on the selected methods, since it is not sufficient to obtain a correct estimation for only one section.

$$\theta_j = \sqrt{\left(\frac{\sum x_{ij} - \bar{x}_j}{n-1}\right)}$$

The safety factor obtained using estimation method “j” for section “i” is the average of the safety factors obtained for the sections using estimation method “j”.

The UCS values obtained from the uniaxial compression tests for the different lithological units are presented in **Tables 8 and 9** for the district-level samples and for the exploitation fronts in the case studies, respectively.

Table 8. UCS values for district-level samples.

Lithology	UCS (MPa)
Andesite	278.3
Andesite with copper oxides	50.4
Andesite with sulfides	47.7
Diorite	114.6
Diorite with copper oxides	119.6
Breccias	114.7
Porphyritic Andesitic Lavas	104.7
Porphyritic Andesitic Lavas with copper oxides	77.5
Porphyritic Andesitic Lavas (highly altered)	No information
Diorite with copper oxides (highly fractured)	No information
Andesite with copper oxides (altered)	No information

Table 9. UCS values for case-study samples.

Lithology	UCS (MPa)	Mine
Andesite	74.8	La Poza
Mineralized andesite with copper oxide	53.0	La Poza
Volcanic breccia	78.2	San Aurelio
Mineralized diorite	119.6	San Aurelio
Dioritic dike	No information	San Aurelio

In **Tables 8 and 9**, the lack of information for some samples is due to the fact that these samples disintegrated upon removal from the sample chamber, and therefore a value for UCS could not be obtained. In general, this occurred for samples with a very high level of alteration, which affects the rock strength, or for samples with a high degree of internal fracturing, as in the case of the dioritic dike from the San Aurelio mine (**Table 9**) or the diorite with copper oxides (**Table 8**). As such, it is impossible to using the district-level methodology in zones with a high degree of fracturing or a high degree of alteration with argillaceous infill. Nevertheless, the results of the laboratory analysis provide all of the information necessary to perform the subsequent analysis.

San Aurelio Mine

The safety factors for each methodology and for each section were obtained using the Phase software from RocScience. As previously stated, an accuracy of around 10% was considered acceptable with respect to the safety factor obtained for each of the sections in the case study. From **Table 10**, it can be seen that the district-level UCS methodology achieved the best estimates of UCS.

Table 10. Safety factors obtained using different UCS estimation methodologies for different sections of the San Aurelio mine.

	SF from case study	SF from district-level UCS method	SF from average literature value of UCS	SF from average value of UCS from geological hammer method	SF obtained from 50% geological hammer UCS method and 50% district-level UCS method	SF obtained from 75% district-level UCS method and 25% geological hammer UCS method
Section 1	2.38	2.33	2.27	3.31	2.82	2.55
Section 2	4.57	4.76	5.00	4.37	5.05	4.18
Section 3	9.89	11.12	17.98	15.55	13.36	12.36

The results in **Table 10** indicate that the safety factor obtained using the district-level methodology has a high accuracy and precision with respect to the safety factor obtained from the case studies, with a difference of only 12% between the UCS measured in the case studies and the UCS estimated using the district-level methodology for each of the sections. Moreover, this methodology has a lower standard deviation than the other methods, which are of 5.47 being observed in the safety factor. The values of the safety factor obtained from the UCS values from the literature and the geological hammer method do not allow an adequate approximation of UCS, due to the wide range of values that these methods produce, with a standard deviation of 43.24 and 12.54 (much more than district-level methodology), respectively. This indicates that these estimates have low precision, given that inaccurate values of the safety factor are obtained for all sections. Additionally, the results show that the district-level method alone is preferable to the combinations of the district-level method and the geological hammer method.

The accuracy of the estimates of the safety factor for the San Aurelio mine obtained using each method are shown graphically in **Figure 7**. The x-axis shows the percentage difference between the UCS estimated by each method and the UCS measured in the case study—that is, the closer the value is to zero, the better the estimate of UCS. The y-axis shows the percentage difference in the safety factor which is associated with the difference in the estimate of UCS.

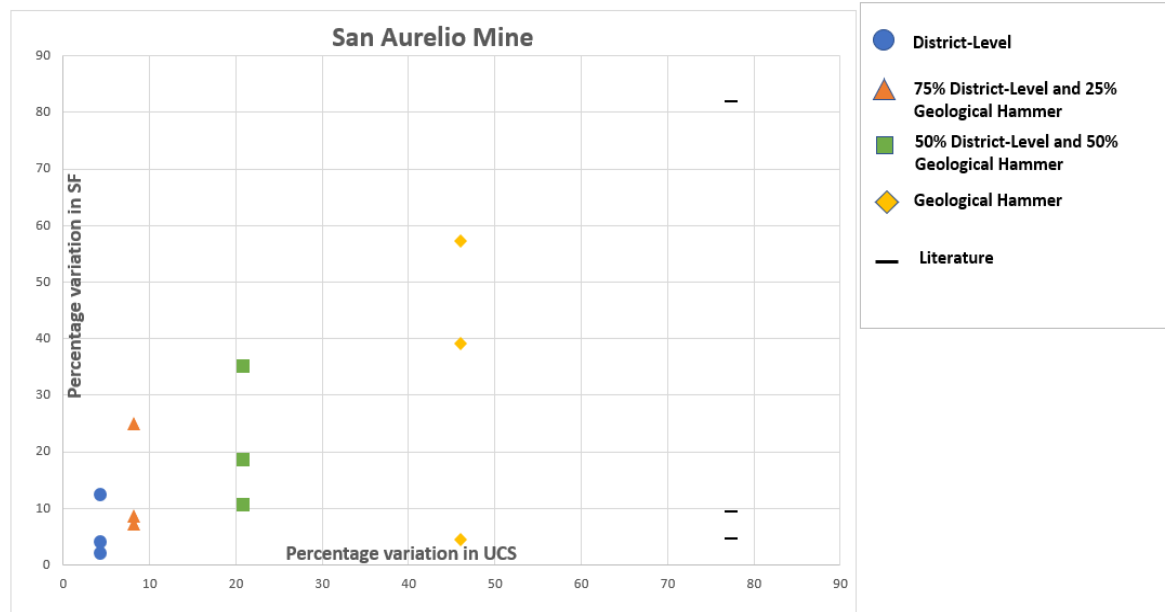


Figure 7. Percentage differences between the measured and estimated values of UCS and SF for the San Aurelio mine.

La Poza mine

The results of the measurement and estimations of the safety factor for the La Poza mine are shown in **Table 11**.

Table 11. Safety factors obtained using different methods for the estimation of UCS for different sections of the La Poza mine.

	SF from case study	SF from district-level UCS method	SF from average literature value of UCS	SF from average value of UCS from geological hammer method	SF obtained from 50% geological hammer UCS method and 50% district-level UCS method	SF obtained from 75% district-level UCS method and 25% geological hammer UCS method
Section 1	1.03	3.30	3.10	1.02	1.64	2.10
Section 2	3.17	4.04	5.89	3.52	4.08	4.09
Section 3	0.73	1.02	1.30	0.72	0.99	1.10

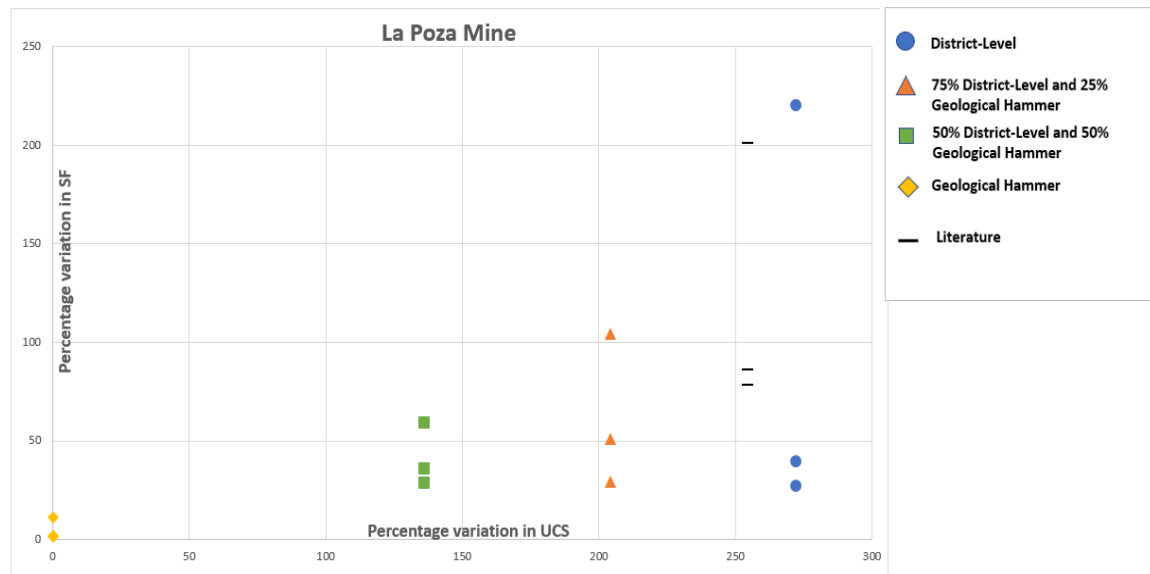


Figure 8. Percentage differences between the measured and estimated values of UCS and SF for the La Poza mine.

As can be seen from **Figure 8**, the geological hammer methodology obtains the best estimates of the values of UCS for the La Poza mine, that is, these values of UCS lead to estimates of the safety factor that are very close to the values obtained in the case study for each of the sections; specifically, the safety factors estimated for sections 1, 2, and 3 vary by 0.97%, 11.04%, and 1.37%, respectively, compared to the safety factor measured in the case study. Since these values are all less than or close to 10%, the geological hammer methodology can be concluded to provide adequate estimates of the safety factor. Additionally, this method obtains the lowest standard deviation, equal to 5.7; in contrast, the literature method and the district-level method return much higher percentage differences (above 200%), with a standard deviation of 68.82 and 108.03, respectively. Furthermore, the results show that the geological hammer method alone is superior to the linear combinations of the same method and the district-level method.

7.2. Approximation of the GSI

In this study, the GSI was estimated based on the hypothesis that the same lithological units belonging to the same district and having (or not having) mineralization have similar characteristics with respect to fracturing and grade of surface alteration. The GSI values obtained from the collected information of each predominant geotechnical zone were used as a basis to replace the GSI value and to verify, or otherwise, correct the value of this variable.

The district-level estimates of GSI are shown in **Table 12**, together with their main lithology and residual GSI.

Table 12. GSI values obtained from the cadastre.

Mining operation or place of interest	GSI	Residual GSI	Lithology
Panal mine	40	21.5	Diorite
El Muro mine	30	15.1	Andesite
Mogote mine	50	24.1	Andesite
Laguna del Inca	60	38.9	Diorite
La Cobra mine	40	33.9	Andesite
Peumo mine	45	33.9	Breccias
Santa Maria mine	60	27.8	Porphyritic Andesitic Lavas
Veta Negra Sector 1	40	24.1	Porphyritic Andesitic Lavas
Veta Negra Sector 2	60	38.9	Porphyritic Andesitic Lavas

Since it is necessary to determine whether it is possible to obtain an adequate approximation of the geomechanical model based on the hypothesis that the district-level GSI (in case of having the same lithology between the geotechnical zone from a case study and another location from cadastre) is similar to a GSI from particular deposit, due to its geological and structural peculiarities. It is possible to define the "District-Level GSI Methodology" which is a modeling of each geotechnical zone (of each case study) replacing the previously measured GSI by a new district-level GSI measured by the main geotechnical zone in each mining operation from the cadastre. In addition, there are ranges of GSI (proposed in the section 2, from low GSI up to high GSI) which allows clustering GSI. For example, in the case that the GSI of the studied front has a value of 45 (medium-low) and corresponds to diorite, its value is approximated as the GSI value of a cadastred mining operation with the same lithological unit and with a similar GSI value, in this case corresponding to the Valdi mine with a GSI of 40 (medium-low); on the other hand, if the GSI of the front is 70 (medium-high) and corresponds to diorite, the approximate GSI value for the modeling is 60 (medium-high) measured from Laguna del Inca location.

This approximation is intended to determine the sensitivity of the geomechanical model to different values of GSI for each lithological unit, which allows (or not) the estimation of GSI in a mining exploitation with district-level GSI, previously known by a cadastre, without needing to measure the GSI for each new front.

The safety factors estimated for each section in the San Aurelio and La Poza mines are shown in **Tables 13 and 14**, respectively.

Table 13. Estimated safety factors for each section of the San Aurelio mine obtained using different methods.

Section	SF from case study	SF from district-level GSI	SF from district-level GSI and district-level UCS
1	2.38	3.62	4.04
2	4.57	4.24	4.81
3	9.89	6.46	6.64

Table 14. Estimated safety factors for each section of the La Poza mine obtained using different methods.

Section	SF from case study	SF from district-level GSI	SF from district-level GSI and geological hammer UCS
1	1.03	0.50	0.86
2	3.17	2.93	3.54
3	0.73	1.05	0.99

As shown in **tables 13 and 14**, the percentage difference in the safety factor obtained from the case studies and those obtained from the various estimation methods differs between the sections (since the sections present different values of GSI). Considering the estimation of both GSI and UCS allows a better approximation of the safety factor to be obtained, that is, values of the safety factor which are similar to those obtained using only the district-level GSI estimate, demonstrating the impact of the correct estimation of GSI.

For the San Aurelio mine, section 2 presents the largest percentage difference in the safety factor relative to the value obtained in the case study (7.22%). This result is due to the lower total difference in GSI (10 points), compared to the total differences of 35 and 40 points for sections 1 and 3, respectively.

For the La Poza mine, section 2 presents a percentage difference in the safety factor of 7.6%, corresponding to a total variation in the GSI of 20 points. Section 3 has the same total difference in GSI, however its percentage difference in the safety factor is larger, at 43.8%. Therefore, it is not possible to obtain a general conclusion for GSI and it necessary analyze this variable in each case, since this depends on the properties of the slopes and the each lithologies which are present. **Figure 9** shows the absolute differences in GSI for each lithological unit and the impact that these differences have on the results of the geomechanical model (measured as the percentage difference in the safety factor).

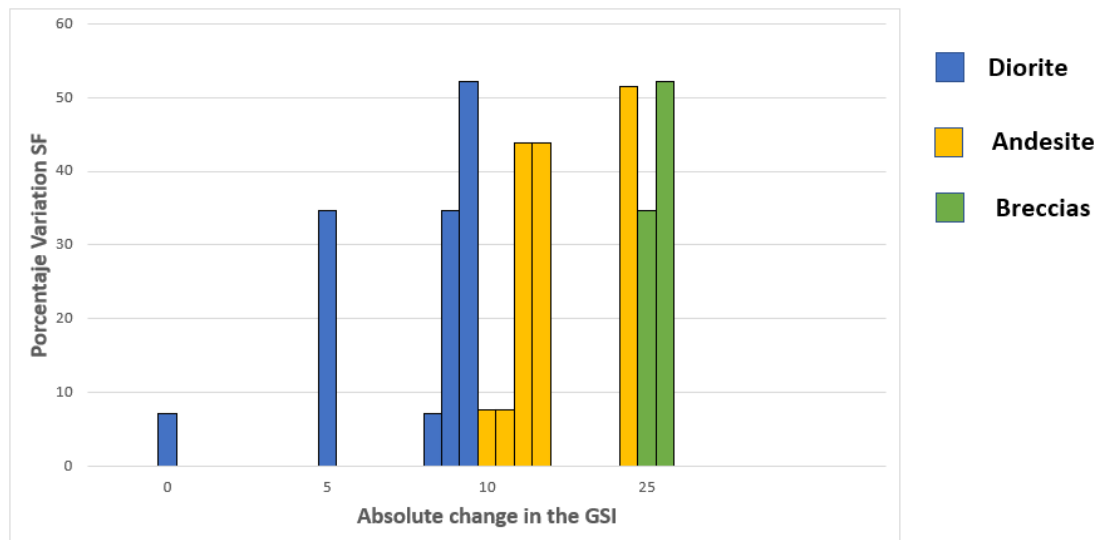


Figure 9. Percentage difference in the estimated safety factor, compared to the value obtained in the case study, caused by the absolute change in the GSI.

The results shown in **Figure 9** indicate that there may be a relationship between the absolute change in the GSI and the percentage difference in the estimated safety factor. However, the relationship is not clear, and must be analyzed in a more exhaustive way, as will be discussed in the following discussion section.

8. DISCUSSION

Based on the approximations of rock UCS obtained in this study, it can be seen that the district-level methodology performs adequately for the San Aurelio mine, however does not perform adequately for the La Poza mine given the large difference in the competence of the rock compared to other mining operations with similar lithologies, which is evidenced by the rockfalls in slopes in certain sectors, as in the case of section 3 of the La Poza mine (western wall). This can be resolved by ensuring that both values of UCS—that is, both the district-level UCS and the UCS obtained from the case study—are relatively similar. In the case that the two values are not similar, the value of UCS determined using the geological hammer method can be used as an adequate approximation, as was shown for the La Poza mine, since none of the average literature values of UCS can be used as adequate estimates of the UCS due to their large range.

Another possible solution to the estimates UCS is to increase the number of district-level samples which are used in the compression tests. In the present study, the number of samples was chosen so as to encompass each category of the geological hammer method and each lithological unit. This allows the district-level UCS in each study zone to be estimated accurately and rapidly, which can be used to complement both methods (geological hammer and district-level method). In this case, there will be a total of four samples per geological unit (assuming that there are no UCS values lower

than category R3 [20–50 MPa], given that mining operation is intact rock). Additionally, considering the main lithological units in the study area (as defined by the mining cadastre), which correspond to diorites, andesites, breccias, and porphyritic andesitic lavas, both with and without mineralization, UCS values would need to be obtained for a total of 32 samples in order to cover the whole district. Another contribution is that by having all the UCS district value ranges, it is possible to use them when advancing in the exploitation of a new front.

When these UCS estimations are applied in the geomechanical model, the number of laboratory tests which are required is reduced, the costs of which are considerable. In order to analyze the costs, the case of the studied district (i.e., the Tiltit mining district) is proposed, and it is assumed that each of the 17 mining operations don't share his UCS data. For an exploitation front with two or three main lithologies, with or without mineralization, a total of 4 to 6 samples will need to be sent to the laboratory per mining operation. This requires 68 to 102 laboratory tests, with a cost for each sample of 120,000 CLP, including delivery to the laboratory, sample preparation, and compression testing (price calculated based on the commercial value of such testing in various laboratories in Chile); this corresponds to a total cost of between 8,160,000 and 12,240,000 CLP (or for each individual mining operation between 480,000 and 720,000 CLP). On the other hand, the shipping of 32 samples has a total cost of 3,840,000 CLP, or approximately 226,000 CLP for each individual mining operation. Another important consideration is that individually (each mining operation) it cannot be ensured that there are correct UCS data available for a new exploitation bench, thus requiring a new set of samples to be sent to the laboratory in order to identify a different lithology or have another range of UCS values, where this range is quantifiable in the time which is required for the laboratory results to be obtained (which tends to be between 1 and 2 weeks) without geomechanical control of the exploitation front.

On the other hand, to obtain an approximate value of GSI, it was shown in this study the large impact that the inappropriate estimation of the GSI has on the results of the geomechanical models. However, it is possible to obtain a high precision (lower than 10% of SF between the case of study and estimate) if the variability of the GSI is within an “acceptable” range. As was shown previously in this study, for some cases, a change in the GSI of up to 10 points leads to a variability in the estimated safety factor of no more than 10%, which is sufficient to obtain adequate estimates of this variable using district-level information from the cadastre. In particular,

the models that allow estimating up to 10 points of the GSI, are the values of GSI under 30 points, which is consistent given the perfectly plastic behavior which is presented by rocks with low GSI (Alejano, 2010) without experiencing a change in volume, since the small change of GSI (when there are a low GSI) does not have a large impact on the failure surface or on the safety factor of the model (the behavior of the rock mass is similar). On the other hand, in the case of intact or massive rocks ($70 < \text{GSI} < 90$), a fault composed of intact rock is generated due to the high level of stress (Crowder and Bawden, 2004), and, as is shown by the results of the present study, the estimation of high values of GSI (as in the case of the breccias has a low accuracy over the estimation of safety factor of the geomechanic model from the case studies; accordingly, an exhaustive analysis of the GSI is required in these zones, since the GSI depends on the behavior of the intact rock and its properties, such as the UCS and porosity. For geomechanical models with a safety factor close to 1, a change of 10

points in a medium GSI (i.e., a GSI of around 50–60) is not possible to estimate the safety factor since a small change in this variable can lead to the underestimation or overestimation of the safety factor, which in turn can introduce a geomechanical risk. This is not the case for high values of the safety factor, for which a small change in the GSI does not have a large impact on the estimated safety factor.

Regarding the geomechanical risk mentioned previously, the results of this study show that the La Poza mine has a low safety factor. As such, it is appropriate to discuss the geotechnical properties of this mine in order to avoid zones of high risk and implement a new mining design. In this case, the value of UCS is within the range of geological hammer method of grade R4, and additionally the geotechnical zones present a wide range of GSI values, with zones of fractured (medium-high GSI) and very weak massive rocks. As previously noted, it is possible to estimate geotechnical zones with low GSI (<30) using the District-level Method, however an estimation for fractured rocks causes the safety factor to deviate from the real value, and therefore it is not recommended to estimate the safety factor when the slopes have very low values of GSI and UCS (<70 MPa) due to a high geomechanical risk. Given this, a new modeling was performed using the optimal methodology, the results of which are shown in **Table 15**.

Table 15. Estimated safety factors for the La Poza (LP) and San Aurelio (SA) mines obtained using the proposed methodology.

	Case study	Proposed methodology	Percentage difference
LP Section 1	1.03	1.02	0.97
LP Section 2	3.17	3.41	7.57
LP Section 3	0.73	0.69	5.47
SA Section 1	2.38	2.25	5.46
SA Section 2	4.57	4.81	5.25
SA Section 3	9.89	8.94	9.60

In summary, the new methodology proposed in this study involves (a) estimating the UCS when the District-level method for UCS has the same range grade with geological hammer method (Hoek and Marinos, 2002), (b) when the measured GSI is below 30, it is possible to estimate GSI in geotechnical zones using district-level information (GSI and residual GSI) from a mining operation from the same lithological unit and with a GSI below 30, (c) calculating the GSI for GSI values above 30 for each geotechnical unit of the front using the GSI quantification method of Hoek et al. (2013), (d) calculate residuals in the field using the block volume and the condition of discontinuities (Cai et al, 2004), and (e) the modeling of sections which include all of the geotechnical zones of a front and different slope design parameters (height and slope) in order to obtain the safety factor.

The results of this study show that the proposed methodology performs adequately for the La Poza mine, achieving a safety factor which varies by less than 10% relative the value obtained in the case study. However, the design characteristics of this mine are not appropriate considering the geotechnical properties of the mine. As for the majority of the mines which were cadastred in the

Tiltit district, the La Poza mine presents angles of 80° or higher, and slope heights of between 6 and 8 meters. Therefore, a new mine design is proposed in which the slope angle is maintained, since the high slope angles is necessary in the small-scale mining due to the need for rapid mineral exploitation and aid to costs reduction. To maintain these slope angles and considerably increase the safety factor (to 3.44) is possible decrease the height slopes in section 3 of La Poza mine from 7 meters to 5 meters.

Additionally, the analysis performed in this study can be applied to the other main geological unit in the district, namely the Veta Negra formation, which there are District-level data for Porphyritic Andesitic Lavas (UCS and GSI of the studied sectors). However, the mining operations in this formation are of the underground type and would therefore require a new type of modeling. Furthermore, it is necessary to determine whether the methodology which was used to approximate a geomechanical model in mining slopes can be applied to underground mining operations, since the variation in GSI or UCS does not necessarily have the same impact on the safety factor and may require new conditions for tunnels as new ranges for UCS and GSI to recommend design parameters.

However, in the case that it is necessary to analyze mining slopes in the Veta Negra formation, since the lithological units are similar in composition and vary mainly in their formation age (Zeballos, 2007), the possible design characteristics will be analyzed. In the case that a UCS of grade R4 (geological hammer method) is presented, it is possible to approximate using the UCS value of the Veta Negra formation of 77.5 which was determined through the compression tests presented in this study. Therefore, if a zone is encountered with a medium or low GSI (21-54 GSI), it is suggested to have slopes with a height of no more than 5 meters when using slopes of above 80° , similar to the La Poza mine. On the other hand, if a UCS of grade R5 is presented, it is possible to estimate a UCS of 104.65; this value, together with a medium-high GSI (46-79), in the case that sector 2 of the Veta Negra formation is considered, such as the San Aurelio mine, means that the slope heights which are typical of small-scale mining (i.e., between 6 and 8 meters) will not have a significant geomechanical risk.

Lastly, it is suggested to enlarge the database (slope angles, slope heights, UCS for each geological hammer method range and for each lithology) since the database used in the present study only included data from two case studies. Additionally, it is suggested to perform a larger sampling of the UCS values in order to allow a regression to be performed which allows this variable to be adequately estimated using various measured parameters of the geological units of the district, as has been performed in different zones worldwide (Alvarez Grima and Babuska, 1999; Alvarez Grima and Meulenkamp, 1999 ; Gokceoglu and Zorlu, 2004; Karakus and Tutmez, 2006). Based on the aforementioned considerations, more precise suggestions can be made for the parameters of the exploitation method which may allow the geomechanical risk of the mining to be reduced. However, at least four UCS measurements for each range from geological hammer method are required for each geological unit in the district, and it is necessary to prioritize cadastres of mining operations with a medium or medium-low (21-54) GSI in order to use these values as a district-level approximation, with a variation of no more than 5 points between them; accordingly, it is necessary to consider at least nine mining operations from the same geological unit with different GSI values between 20 and 60.

9. CONCLUSIONS

The results of this study suggest that the district-level UCS can be used as an acceptable approximation for lithological units if this value falls in the same range of UCS values which was determined using the geological hammer method in the case study. On the other hand, the GSI is a very subjective and sensitive variable, meaning that an estimation is only possible for low values of this variable ($GSI < 30$); otherwise, it is necessary to perform a detailed calculation in order to avoid possible dispersion compared to an estimation of the district-level GSI, thus allowing an approximation be obtained when the difference between values (district-level GSI and geotechnical zone in a mining operation) is less than or equal to 5 points-

Given the aforementioned considerations, a modification of the methodology of Hoek and Brown (2018) is proposed which requires less time, cost, and information to construct a geomechanical model, and the precision of which is comparable to that of the original geomechanical model (less than 8% difference in the estimated value of safety factor). The most important contribution of the methodology proposed in this paper is to predict possible geomechanical problems associated with the mine design in zones of the district which have not been studied. If a large database containing district-level UCS and GSI values is available which has a low error due to the fact that the UCS values were obtained from laboratory tests and the GSI values were obtained visually, it is possible to determine the appropriate mine design characteristics for slopes in order to reduce the geomechanical risk. With the available information (from cadastre and laboratory tests), it is possible to recommend slope heights of no more than five meters for a GSI of less than 54 and a UCS of between approximately 50 and 80 MPa. If a GSI of between 54 and 79 and a UCS of between 100 and 120 MPa are presented, slope heights of up to 8 meters are possible.

It is recommended to obtain the UCS for each range of the geological hammer methodology and district-level lithological unit in order to have information available as a new exploitation front is developed and other lithologies are encountered. The best way to obtain this information is using district-level information (and not for each mining operation), for which costs of up to 720,000 CLP for each mining operation can be reduced to 226,000 CLP when 17 mining operations are considered.

The methodological adaptation proposed in this study provides a protocol to obtain the parameters of Hoek and Brown in a simpler way. It is recommended to replicate this methodology for different slope heights and slope angles in an exploitation front, and thus obtain a reference value for the safety factor in accordance with: (a) the lithological units present, (b) the GSI, and (c) the estimation of UCS using the district-level methodology without needing to model using the software phase from RocScience.

10. ACKNOWLEDGMENTS

Firstly, we wish to thank the Chilean National Service of Geology and Mining (Sernageomin), the Chilean National Society of Mining (Sonami), and the Union of Tiltal Miners (ASOGMIT) for their cooperation in providing historic information for the Tiltal mining district. We also wish to thank the

Llay Llay laboratory for their assistance in sample preparation and laboratory analysis. Finally, we offer thanks to the members of the FIC-R N°10 project of the Region Metropolitana.

REFERENCES

- Abdideh, M. & Mahmoudi, N. (2013) UCS Prediction: A New Set of Concepts for Reservoir Geomechanical Modeling, *Petroleum Science and Technology*, 31(24), 2629-2635.
- Alejano, L. (2010). Why the convergence confinement method is not much used in practice. *Rock Mech Civil Environ Eng.*, 347–350.
- Alvarez Grima, M., Babuska, R. (1999). Fuzzy model for the prediction of unconfined compressive strength of rock samples, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36 (3), 339-349.
- ASTM D2938-95 (2002), Standard Test Method for Unconfined Compressive Strength of Intact Rock Core Specimens (Withdrawn 2005), ASTM International, West Conshohocken, PA, 1995, www.astm.org
- ASTM D4543-08e1, Standard Practices for Preparing Rock Core as Cylindrical Test Specimens and Verifying Conformance to Dimensional and Shape Tolerances (Withdrawn 2017), ASTM International, West Conshohocken, PA, 2008, www.astm.org
- Crowder, J. & Bawden, W. (2004). Review of Post-Peak Parameters and Behaviour of Rock Masses: Current Trends and Research.
- Bieniawski, Z. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. Wiley-Interscience. 40-47.
- Cai, M., Kaiser, P.K., Uno H., Tasaka, Y., Minami, M. (2004). Estimation of rock mass strength and deformation modulus of jointed hard rock masses using the GSI system. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*.41(1), 3–19.
- Cai, M., Kaiser, P.K., Tasaka, Y., Minami, M. (2006). Determination of residual strength parameters of jointed rock masses using the GSI system. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 44, 247–265.
- Carter, T., Diederichs, M. & Hoek, E., (2013). Quantification of the Geological Strength Index Chart. American Rock Mechanics Association.
- Duncan, J. (1996). State of the Art: Limit Equilibrium and Finite-Element Analyses of Slopes. *Journal of Geotechnical Engineering*, ASCE, 122 (7), 577-596.

- Farrokhrouz, M., Asef, M.R., Kharrat, R. (2014). Empirical estimation of uniaxial compressive strength of shale formations. *Society of Exploration Geophysicists*. 79(4), 227-233.
- GEO (2011). *Geotechnical Manual for Slopes*. Geotechnical Engineering Office, Hong Kong.
- Gokceoglu, C., Zorlu, K. (2004). A fuzzy model to predict the uniaxial compressive strength and the modulus of elasticity of a problematic rock, *Engineering Applications of Artificial Intelligence*, 17 (1), 61–72.
- Hoek, E., Carranza-Torres C., Corkum B. (2002). Hoek-Brown failure criterion-2002 edition. *Proceedings of the fifth North American rock mechanics symposium*, Toronto, Canada. 1(1), 267–273.
- Hoek, E. & Brown, E.T (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts*, 34 (8), 1165-1186.
- Hoek, E. & Brown, E.T (2018). The Hoek-Brown failure criterion and GSI-2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 11 (3), 445-463.
- Karakus, M., Tutmez, B. (2006). Fuzzy and Multiple Regression Modelling for Evaluation of Intact Rock Strength Based on Point Load, Schmidt Hammer and Sonic Velocity, *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 39 (1), 45–57.
- Laubscher, D.H. (1990). A geomechanics classification system for rating of rock mass in mine design. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 90 (10), 257-273
- Marinos, P. & Hoek, E. (2000). GSI a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In: *Procs. GeoEng2000 conference*, Melbourne, Australia.
- Marinos, P., Hoek, E. (2001). Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch, *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 60, 85-92
- Meulenkaamp, F., Alvarez Grima, M. (1999). Application of neural networks for the prediction of the unconfined compressive strength (UCS) from Equotip hardness. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanical Abstracts*, 36 (1), 29-39.
- Morelli, GL. (2017). Alternative Quantification of the Geological Strength Index Chart for Jointed Rocks. *Geotechnical and Geological Engineering*
- Naeimipour, A, Rostami, J., Buyuksagis, I.S., Frough, O. (2018). Estimation of rock strength using scratch test by a miniature disc cutter on rock cores or inside boreholes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 107, 9-18.

Pereira, J., Russo, A. & Karzulovic, A. (2003). Geology and Geotechnics Braden Breccias Units, Crushing Room Pipa Norte Project. El Teniente deposit. Chile Central.

Ván P. & Vásárhelyi B. (2014). Sensitivity analysis of GSI based mechanical parameters of the rock mass. Periodica Polytechnica – Ser. Civil Eng.

Zeballos, José. (2007) Informe Geológico Distrito Minero Tiltit. ENAMI