



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**METODOLOGÍA ROCK ENGINEERING SYSTEM PARA
DETERMINAR ESTABILIDAD GEOMECÁNICA EN TALUDES
MINEROS**

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGISTER EN MINERÍA

CRISTIAN EGARDO SANTANDER JOPIA

**PROFESOR GUÍA:
JAVIER ANDRÉS VALLEJOS MASSA**

**MIEMBROS DE COMISIÓN:
LUIS FELIPE ORELLANA ESPINOZA
NELSON MORALES VARELA
LUIS QUIÑONES AVARIA**

**SANTIAGO DE CHILE
2019**

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA
OPTAR AL GRADO DE MAGISTER EN
MINERÍA**

POR: Cristian Egardo Santander Jopia.

FECHA: Diciembre de 2019

PROFESOR GUÍA: Javier Andrés Vallejos
Massa.

**METODOLOGÍA ROCK ENGINEERING SYSTEM PARA
DETERMINAR ESTABILIDAD GEOMECÁNICA EN TALUDES
MINEROS**

Este estudio presenta la metodología y aplicación del método Rock Engineering System (RES) para la evaluación del diseño y construcción de bancos bermas en una Mina Cielo Abierto en Chile.

El desarrollo del índice de estabilidad geomecánica a nivel de banco se obtiene a través de la matriz de interacción del sistema RES. La descripción del proceso de estabilidad geomecánica a escala de banco se logra considerando diez parámetros en la matriz de interacción.

Para la implementación y validación del índice de estabilidad RES se evaluaron 5.993 m de paredes construidas de geometría banco berma para cinco unidades litológicas distintas.

Los resultados de estabilidad obtenidos con el índice RES fueron comparados con la metodología de conciliación geotécnica que considera el factor de condición y factor de diseño de los bancos construidos y además fueron verificados con mediciones de georadares.

La comparación de los resultados de ambas metodologías es consistente; la mayor diferencia entre ambos métodos corresponde a un 11% y ocurre en la litología Intrusivo con 1.374 metros evaluados. Con respecto al monitoreo de georadares los resultados indican que las paredes construidas se encuentran estables sin activaciones detectadas.

Estos resultados permiten validar el índice de estabilidad geomecánico propuesto a través de la metodología RES para aplicar en los diseños y planificación minera; los valores del índice de estabilidad geomecánica permiten inferir la respuesta del macizo rocoso en el sistema banco berma y establecer medidas de mitigación para dar cumplimiento a los planes de producción.

ABSTRACT

ROCK ENGINEERING SYSTEM METHODOLOGY TO DETERMINE GEOMECHANICAL STABILITY OF MINING SLOPES

This study presents the methodology and application of the Rock Engineering System (RES) method for evaluation of design and construction of bench berms in an open pit mine in Chile.

The objective of this work is to develop, implement and validate a geomechanical stability index at bench level through the interaction matrix of RES system.

The description of stability process at bench scale is achieved by considering ten parameters for the interaction matrix. In order to implement and validate the RES stability index we evaluated 5.993 meters of walls built in a bench-berm geometry for five different lithological units.

Results obtained with RES index were compared against the condition factor and design factor of benches built and verified against georadar measurements in benches. Comparison of results from both methods is consistent; the biggest difference between them corresponds to 11% and occurs in the intrusive lithology with 1,374 meters evaluated. Regarding the monitoring of georadars, results indicate that walls built are stable without activation detected.

These results allow validating the geomechanical stability index proposed by RES methodology to be applied in the mine design and planning. Geomechanical stability index values allow inferring the rock mass response in the bench-berm system and establishing mitigation measures to comply with production plans.

AGRADECIMIENTOS

Primero que todo agradecer a mi familia, a mi amada esposa Claudia y a mi hijo Joaquín, por su apoyo y ayuda incondicional en todo momento desde principio a fin, ellos fueron el soporte emocional y aliento constante para cumplir esta meta. Además estuvieron a mi lado en los momentos difíciles y me alentaron en todo momento para cumplir este gran desafío.

Al profesor guía Javier Vallejos por su valiosa y absoluta colaboración en brindarme las directrices claras y el hilo conductor de este trabajo de investigación, cada vez que se presentaba una duda me orientó y ayudó en el camino a seguir. Al profesor Luis Felipe Orellana por su apoyo, recomendaciones y colaboración en la corrección de este trabajo de investigación.

Al profesor y colega Luis Quiñones Avaria, por su ayuda incondicional y brindar libros claves para realizar este trabajo de investigación, además de su revisión de este tema de Tesis. Al Sr. Alfredo Zárate, Geólogo Geotécnico por su colaboración ilimitada en brindar la mirada desde el punto de vista de geología estructural.

Igualmente, este agradecimiento va dirigido a los que ya no están entre nosotros en especial a mi Padre que vive en mi corazón, en los buenos recuerdos y brindarme siempre el valor de responsabilidad y trabajo constante.

A todos, simplemente gracias que de una u otra manera aportaron, con un simple consejo hasta con los lineamientos de este trabajo de investigación.

TABLA DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN	1
1.1.	PREÁMBULO	1
1.2.	MOTIVACIÓN	2
1.3.	OBJETIVOS DEL ESTUDIO.....	3
1.4.	ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.5.	METODOLOGÍA GENERAL DEL ESTUDIO.....	4
1.6.	RESUMEN DE LA INVESTIGACIÓN	6
1.7.	BIBLIOGRAFÍA	6
2.	RESULTADOS	9
2.1.	ARTÍCULO 1	9
3.	CONCLUSIONES Y TRABAJO FUTURO	39
3.1	CONCLUSIONES GENERALES	39
3.2	RECOMENDACIONES Y TRABAJO FUTURO.	40

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 0- 1: Distribución de accidentes año 2014-2018, cifras indicadas por Sernageomin.	2
Figura 0- 2: Metodología de la investigación.....	5
Figura 1: Parámetros principales en diagonal de la matriz. (Hudson, 1992).	12
Figura 2: Interacción de los parámetros a favor de las manecillas del reloj. (Hudson, 1992).....	13
Figura 3: Parámetros de dominancia e intensidad de interacción. (Hudson, 1992).	14
Figura 4: Causa más efectos por parámetros. (Hudson, 1992).....	15
Figura 5: Configuración banco-berma.....	16
Figura 6: Parámetros RES que participan en el índice de estabilidad.....	17
Figura 7: Valorización de matrices mediante codificación ESQ.....	22
Figura 8: Distribución de grupos litológicos.....	24
Figura 9: Resultados de evaluación de factor de condición y diseño en la mina cielo abierto.	31
Figura 10: Pared Este de la Mina Cielo Abierto.....	33
Figura 11: Pared Oeste de la Mina Cielo Abierto.	34

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Interacciones ESQ, experto semi cuantitativo.....	13
Tabla 2: Clasificación de los parámetros en el sistema RES.....	21
Tabla 3: Categorización del índice de estabilidad RES.....	21
Tabla 4: Causa-efecto y ponderadores.....	23
Tabla 5: RES litología Diorita.....	25
Tabla 6: RES litología Intrusivo.....	26
Tabla 7: RES litología Brechas	27
Tabla 8: RES litología Brecha Tobácea.	28
Tabla 9: RES litología Pórfidos.....	29
Tabla 10: Resultados de evaluación de factor de condición y diseño en la Mina Cielo abierto. ...	30
Tabla 11: Comparación de los resultados de ambas metodologías Fc - Fd con RES.....	31

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Causa- efecto de la matriz de interacción.....	23
Gráfico 2: Deformación versus tiempo.	32
Gráfico 3: Deformación en el tiempo Banco 3788 pared Este.....	33
Gráfico 4: Deformación en el tiempo Banco 3756 pared Este.....	33
Gráfico 5: Deformación en el tiempo Banco 3724 pared Este.....	34
Gráfico 6: Deformación en el tiempo Banco 3788 Pared Oeste.....	34
Gráfico 7: Deformación en el tiempo Banco 3756 pared Oeste.....	35
Gráfico 8: Deformación en el tiempo Banco 3724 pared Oeste.....	35

CAPÍTULO 1

1. INTRODUCCIÓN

1.1. PREÁMBULO

El objetivo de cualquier diseño de una mina a cielo abierto es proporcionar una configuración de excavaciones banco berma en forma óptima en el contexto de la seguridad, extracción de mineral y retorno financiero.

La inestabilidad de los taludes mineros por efecto de desprendimientos de fallas estructurales o macizo rocoso puede tener muchas problemáticas desde el punto de vista de seguridad, económico y ambiental.

En la actualidad existen metodologías de evaluación de estabilidad de taludes ocupadas en la etapa de factibilidad del diseño minero; sin embargo, muchas veces estos métodos no son retroalimentados con la información capturada durante el proceso constructivo y es allí donde se produce un inconveniente, dado que se sobreestiman los valores de los factores de seguridad-probabilidades de falla, validándose diseños que en la práctica serán difíciles de construir y mantener los ángulos de diseños de los taludes en el tiempo.

Un problema que resulta interesante de estudiar es desarrollar una metodología que permita integrar todos los parámetros de mecánica de rocas, condiciones del sitio e ingeniería de rocas para evaluar la estabilidad de las paredes en forma integral.

A causa de lo expuesto, este estudio tiene por objetivo desarrollar, aplicar y validar una metodología conceptual a través del método Rock Engineering System que permitirá inferir resultados de estabilidad de taludes para las paredes construidas de minería cielo abierto a través de un sistema matriz de interacción.

El principal ámbito de aplicación de la metodología RES para este estudio de estabilidad geomecánica, corresponde en definir los parámetros principales causantes y desencadenantes de la estabilidad geomecánica en la construcción de taludes banco berma, cuantificar sus interacciones o influencias, obtener los coeficientes ponderados o pesos de cada parámetro y finalmente calcular el índice de estabilidad geomecánica para los bancos con el fin de determinar la estabilidad antes del proceso constructivo.

1.2. MOTIVACIÓN

La Minería Chilena cuenta con altos estándares de seguridad, a pesar de ello se genera un número no menor de accidentes de alto potencial por caídas de rocas y derrumbes; según las cifras indicadas por el Sernageomin el año 2018 en los últimos 5 años se han producido 30 accidentes. Ver figura a continuación:

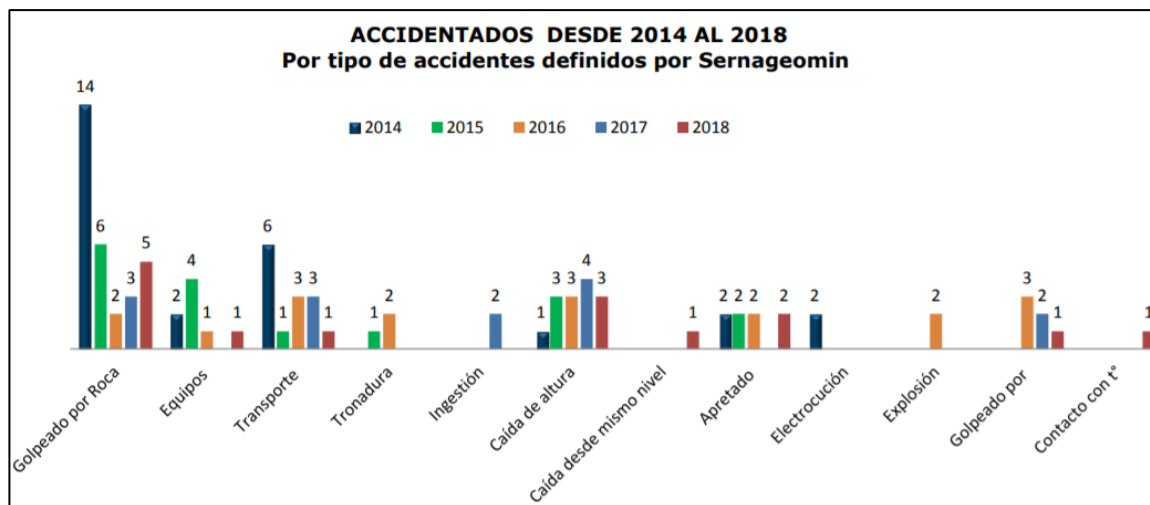


Figura 0- 1: Distribución de accidentes año 2014-2018, cifras indicadas por Sernageomin.

De lo anterior se aprecia que las causales con mayor número de accidentados son debido a golpes por caída de rocas. Estos accidentes se podrían haber evitado, si las medidas y acciones de seguridad se hubieran realizado en forma oportuna.

Hoy, la vida de los trabajadores se sobrepone a cualquier meta de producción o costo y nada justifica colocar a ellos bajo riesgos no controlados o no analizados en su globalidad.

En consecuencia, mi principal motivación para realizar esta Tesis es desarrollar una metodología conceptual e inferir un índice de estabilidad geomecánica a nivel de banco a través del método Rock Engineering System RES con el propósito de resguardar, contribuir en fortalecer la seguridad de los trabajadores y equipos para el cumplimiento de los programas de producción mineros previendo y alertando de forma oportuna la viabilidad del diseño y construcción de taludes en minería cielo abierto.

1.3. OBJETIVOS DEL ESTUDIO

Los objetivos generales y específicos de esta investigación se detallan a continuación:

1.3.1. Objetivo general.

El objetivo de este trabajo es desarrollar, implementar y validar un índice de estabilidad geomecánica a nivel de banco a través de la matriz de interacción del sistema RES.

1.3.2. Objetivos específicos.

- ✓ Determinar los parámetros principales de la matriz RES.
- ✓ Codificar la matriz de interacción de los parámetros principales a través del método experto semi cuantitativo (ESQ).
- ✓ Determinar causas-efectos de la matriz.
- ✓ Determinar ponderadores de los parámetros principales de la matriz.
- ✓ Definir funciones explícitas con respectivas categorizaciones.
- ✓ Inferir resultados de estabilidad de las unidades litológicas a través de RES.
- ✓ Validar y comparar los resultados del índice de estabilidad RES con las evaluaciones de factor de condición y diseño.
- ✓ Verificar los resultados del índice de estabilidad RES con mediciones de georadares.

1.4. ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

- ✓ La investigación se realizó en una mina cielo abierto de la gran Minería de Chile, donde se construyen bancos mineros a través de la operación de perforación, tronaduras y carguío a líneas de diseño con equipos de gran envergadura.
- ✓ Se utilizó la información de cinco unidades litológicas distintas para determinar el índice de estabilidad RES, Dioritas, Intrusivo, Brecha, Brecha Tobácea y Pórfidos.

1.5. METODOLOGÍA GENERAL DEL ESTUDIO

La metodología de esta investigación tiene como objetivo alcanzar los objetivos generales y específicos expuestos anteriormente.

El procedimiento para cumplir las metas planteadas fue el siguiente:

- 1.- Definir los parámetros explícitos que influyen en la estabilidad banco de una mina cielo abierto, de acuerdo a las propiedades del macizo rocoso, condiciones del sitio y construcción minera.
- 2.- Situar los parámetros principales en la diagonal de la matriz de interacción Rock Engineering System. (Hudson, J. 1992).
- 3.- Determinar las relaciones e interacciones de los parámetros involucrados y codificarlos de acuerdo al criterio experto semi cuantitativo (ESQ). (Hudson, J. 1992).
- 4.- Establecer la causa, influencia del parámetro en el sistema, a través de los resultados de la sumatoria de las filas de la matriz de interacción.
- 5.- Determinar el efecto, influencia del sistema total en el parámetro, a través de los resultados de la sumatoria de las columnas de la matriz.
- 6.- Graficar la causa y efecto de cada parámetro para obtener los parámetros más interactivos, dominantes, subordinados y menos interactivos del sistema RES.
- 7.- Determinar los parámetros más dominantes, interactivos y ponderadores del sistema a través de las relaciones matemáticas de las causas y efectos.
- 8.- Definir las clasificaciones, categorizaciones y puntuaciones de los parámetros explícitos de la metodología RES.
- 9.- Determinar el índice de estabilidad geomecánico RES, para las 5 unidades litológicas estudiadas, través de los ponderadores y puntajes parámetros explícitos.
- 10.- Validar el índice de estabilidad RES, mediante la metodología de conciliación geotécnica factor de condición y factor de diseño; además de verificar la estabilidad con mediciones de georadares.

En la figura indicada a continuación se muestra la metodología empleada.

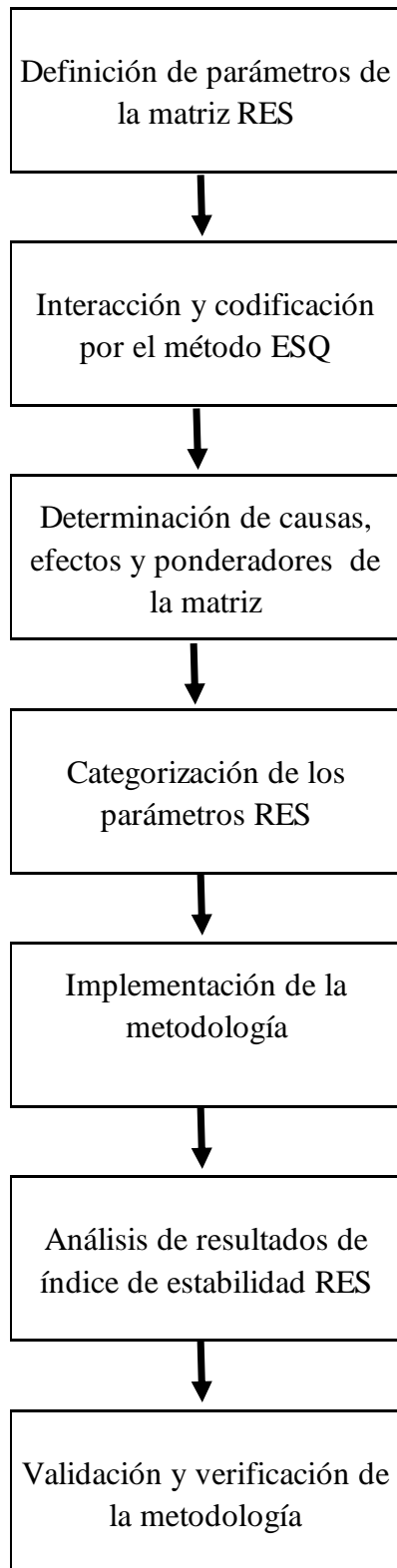


Figura 0- 2: Metodología de la investigación.

1.6. RESUMEN DE LA INVESTIGACIÓN

Los resultados de este estudio serán presentados en el siguiente artículo:

Art.1: “Rock Engineering System methodology to determine geomechanical stability of mining slopes”. Santander, C. Vallejos, J, 2019. Documento enviado a la revista Rock Mechanics and Geotechnical Engineering (JRMGE) donde se publican los últimos logros de investigación en mecánica de rocas e ingeniería geotécnica, Elsevier.

1.7. BIBLIOGRAFÍA

- Andrieux, P., Hadjigeorgiou, J. (2008). The distressability index methodology for the assessment of the likelihood of success of a large-scale confined distress blast in an underground mine pillar. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* .45, 407–421.
- Attewell, P. B., Farmer, I. W. (1976). *Principles of engineering geology*. Chapman and Hall, Londres.
- Barton, N., Choubey, V. (1977). The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics*, vol. 10, n.º 1,1-54.
- Bieniawski, Z. T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. *Transactions, South African Inst, of civil Engineers*, vol. 15, n.º 12, 335-344.
- Bieniawski, Z. T. (1978). Determining rock mass deformability: experience from case histories. *Int. Journal on Rock Mech. and Min. Sci.*, vol 15,237-248.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. John Wiley and Sons, Inc.
- Blyth, E., De Freitas, M. (1984). *Geology for engineers*. Ed. Edward Arnold, London.
- Broadbent, C., Zavodni, Z. (1982). Influence of Rock Structures on Stability, in *Stability in Surface Mining*, Society of Mining Engineers, Denver, Co. Vol.3, Ch.2.
- Custodio, E., Llamas, M. R. (1996). *Hidrología subterránea*. Tomo I, 2.a Ed. Omega, Barcelona.
- Diaz, J., Lledó, P., Villegas, F. (2017). Guía para determinación de coeficiente sísmico para diseño de taludes en rajo, pilas de lixiviación y botaderos. Vicepresidencia de Operaciones Norte-Dirección de Ingeniería Geotécnica.
- Fookes, P. G. (1997). *Geology for engineers: The geological model, prediction and performance*. *Quarterly Journal of Engineering Geology*, vol. 3, part 4, 293-425.
- Gonzalez de Vallejo, L. I. (1991). *Las tensiones naturales en las rocas*. Monografía n.º 6. Master de Ingeniería Geológica. Universidad Complutense de Madrid.
- González de Vallejo, L.I. (2002). *Ingeniería geológica*. Prentice Hall, Pearson Educación, Madrid, 457.
- Goodman, R. E. (1989). *Introduction to rock mechanics*. Ed. John Wiley & Sons.
- Goodman, R. E., Bray, J. W. (1976). Toppling of rock slopes. *Procc. Spec. Conference on Rock Engineering for Foundations and Slopes*. ASCE, vol. 2. Colorado.
- Hawley, M., Marisett, S., Beale, G., Stacey, P. (2009). *Guidelines for open Pit Slope Desing*. Capítulo 12, Performance assessment and monitoring, 327-37.

- Hoek, E., & Bray, J.W. (1977). Rock slope engineering. The Institution of Mining and Metallurgy, Londres, 402.
- Hoek, E., Brown, E.T. (2002) Estimación de macizos rocosos en la práctica.
- Hudson, J. (1992). Rock Engineering Systems Theory and Practice. Capítulos 4-5-9-10.
- Johnson, R. B., De Graff, J. V. (1988). Principles of engineering geology. John Wiley and Sons.
- Karzulovic, A. (2003). Registro de datos geológicos-estructurales en terreno. Análisis-caracterización estructural. Procedimientos A. Karzulovic & Asociados Limitada.
- Kliche, Ch. A. (1999). Rock slope stability. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.111.
- Lillo, J., Oyarzun, R. (2013). Geología estructural aplicada a la exploración minera. Ediciones GEMM-Aula2punto.net, 191-194.
- Lopez Marinas, J. M. (2000). Geología aplicada a la ingeniería civil. Ed. Ciedossat 2000. Madrid.
- Mckenzie, C (2011). Control de daño en minas de cielo abierto. [Presentación PowerPoint] Antofagasta: ENAEX.
- Moraga, G. (2018). Tesis de Geólogo: Características geológicas y geotécnicas generales que intervienen en la tronadura y el efecto de daño en el campo lejano de minería de rajo abierto, Universidad de Concepción. 21
- Niemeyer, H. (2008). Geología estructural. Santiago: RIL editores.
- Rahn, P. H. (1986). Engineering geology. An environmental approach. Elsevier Ed.
- Read, J. (2009). Guidelines for open Pit Slope Desing. Capítulo 3 (Estructural Model). 69-80.
- Saffari, A., Sereshki, F., Ataei, M., Ghanbar, K. (2013). Applying Rock Engineering Systems (RES) approach to Evaluate and Classify the Coal Spontaneous Combustion Potential in Eastern Alborz Coal Mines. IJMGE Int. J. Min.& Geo-Eng. Vol.47, No.2, 115-127.
- Santander, C. (2018). Evaluación de adherencia a diseño y condición de las paredes de Mina Rajo Codelco Andina, Enero – Noviembre 2018. Nota Interna GRMD_SGEOM_126_18.
- Servicio Nacional de Geología y Minería (2018). Accidentabilidad minera 2018. <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2019/03/PresentacionAccidentes2018.pdf>. (Consultado el 26 de mayo de 2019).
- Singhal, B. B. S., Gupta, R. P. (1999). Applied hydrogeology of fractured rock masses. Kluwer Academic Publishers.
- Skarmeta, J., Ortiz, F., Gallardo, A., Solé, M. (2017). Modelo estructural División Andina. Informe interno de Codelco División Andina código GRMD-SGEOM-126-17.
- Tavoularis, N., Koumantakis, I., Rozos, D., Koukis, G. (2015). An implementation of rock Engineering system (RES) for ranking the instability potential of slopes in Greek territory. An application in Tsakona área (Peloponnese - prefecture of Arcadia). Bulletin of the Geological Society of Greece. vol. XLIX. 38 – 58.
- Toro, J.C., Ortuzar, J., Zamorano, J., Cuadra, P., Hermosilla, J., Spohnle, C. (2012). Protracted magmatic-hydrothermal history of the Rio Blanco-Los Bronces district, central Chile: Development of world's greatest known concentration of copper: Society of Economic Geologists Special Publication 16. 105–126.
- Vega, I. (2017). Evaluación de daño por tronadura de control pared mediante software de modelamiento numérico en Mina Rajo de División Andina- Codelco Chile.
- Waltham, A. C. (1994). Foundations of engineering geology. Ed. E. y F.N. Spon.
- Williams, P., Floyd, J., Chitombo, G., Trevor, M. (2009). Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 11.
- Wyllie, D.C., Mah, C.W. (2004). Rock slope engineering, civil and mining. 4th edition.

Zaré, M., Jimenez, R., KhaloKakaie, R., Jalali, S. (2013). A new open-pit mine slope instability index defined using the improved rock engineering systems approach. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 61, 1-14.

CAPÍTULO 2

2. RESULTADOS

2.1. ARTÍCULO 1

Metodología Rock Engineering System para determinar estabilidad geomecánica en taludes mineros

Cristian Santander^a, Javier Vallejos^{b, 1}

^a Alumno de Postgrado Magister en Minería, Departamento de Ingeniería de Minas-FCFM-Universidad de Chile.

^b Ph.D. Mining Engineering, Departamento de Ingeniería de Minas, Advanced Mining Technology Center (AMTC)-FCFM-Universidad de Chile.

RESUMEN

Este estudio presenta la metodología y aplicación del método Rock Engineering System (RES) para la evaluación del diseño y construcción de bancos en una Mina Cielo Abierto en Chile. El objetivo de este trabajo es desarrollar, implementar y validar un índice de estabilidad geomecánica a nivel de banco a través de la matriz de interacción del sistema RES. La descripción del proceso de estabilidad a escala de banco se logra considerando diez parámetros para la matriz de interacción. Para la implementación y validación del índice de estabilidad RES se evaluaron 5.993 m de paredes construidas de geometría banco berma para cinco unidades litológicas distintas. Los resultados obtenidos con el índice RES fueron comparados con el factor de condición y factor de diseño de los bancos construidos y verificados con mediciones de georadares. La comprobación de los resultados obtenidos en ambos métodos es consistente; la mayor diferencia entre ambos métodos es de un 11% y ocurre en la litología Intrusivo con 1.374 metros evaluados. Con respecto

¹ Corresponding author. Tel.: + 56229784505.

E-mail address: csantanderjopia@ing.uchile.cl, jvallej@ing.uchile.cl

al monitoreo de georadares los resultados indican que las paredes construidas se encuentran estables sin activaciones detectadas. Estos resultados permiten validar el índice de estabilidad geomecánico propuesto a través de la metodología RES para aplicar en los diseños y planificación minera. Los valores del índice de estabilidad geomecánica permiten inferir la respuesta del macizo rocoso en el sistema banco berma y establecer medidas de mitigación para dar cumplimiento a la planificación minera.

Palabras clave: Minería a cielo abierto, estabilidad de bancos, Rock Engineering System, matriz de interacción, índice de estabilidad geomecánica.

2.2. Introducción

La Minería representa la mayor actividad económica en el crecimiento de Chile, sin embargo esta actividad genera un significativo número de accidentes fatales; en los últimos 5 años se han producido 30 accidentes de alto potencial por caídas de rocas y derrumbes según cifras indicadas por el Sernageomin el año 2018.

Los factores relacionados a los derrumbes pueden ser controlados previamente con estudios de estabilidad geomecánica en el diseño minero y durante la construcción con el uso de tecnologías de monitoreo e instrumentación geotécnica de georadares, satelital, sistemas de teodolitos-primas y control de terreno.

En relación a la estabilidad de los taludes mineros, éstos se ven afectados por variables que van desde las calidades del macizo rocoso, discontinuidades geológicas, condiciones de la localización de la mina, hasta métodos de excavaciones en roca.

Hoy, en la minería chilena la vida de los trabajadores se sobrepone a cualquier meta de producción o costo y nada justifica colocar a éstos bajo riesgos no controlados o no analizados en su globalidad.

Por lo expuesto anteriormente la principal motivación para realizar esta investigación es inferir un índice de estabilidad geomecánica a nivel de banco berma a través del método Rock Engineering System RES, (Hudson, 1992) con el propósito de resguardar, contribuir en fortalecer la seguridad de los trabajadores y equipos para el cumplimiento de los programas de producción mineros previendo y alertando de forma oportuna la viabilidad del diseño y construcción de taludes en minería cielo abierto.

El método Rock Engineering System se ha utilizado en varios estudios y publicaciones, desde el análisis del potencial de inestabilidades de los taludes (Tavoularis et al. 2015 and Zaré et al. 2013), evaluación y clasificación de la combustión espontánea del carbón (Saffari et al. 2013) e índices de destresing para minería subterránea (Andrieux, P., Hadjigeorgiou, J. 2008).

La metodología RES corresponde a un método integral que permite obtener un enfoque interdisciplinario fundamental para controlar y analizar globalmente los principales parámetros que actúan en el proceso de determinación del índice de estabilidad geomecánica a través de un sistema de matriz de interacción.

Para este estudio se seleccionaron diez parámetros principales que están involucrados directamente en la estabilidad geomecánica del banco, los cuales interactúan uno a uno produciéndose relaciones que fueron cuantificadas para obtener coeficientes ponderados o pesos de cada uno de estos parámetros y calcular el índice de estabilidad geomecánica, que va desde 0 a 100, en donde 0 corresponde a muy malo y 100 muy bueno.

Los parámetros determinados que interactúan en la estabilidad geomecánica del banco corresponden a:

- P1. Propiedades de roca intacta (UCS.)
- P2. Propiedades de discontinuidades (Rugosidad y rellenos)
- P3. Orientación estructural.
- P4. Clasificación del macizo rocoso (GSI)
- P5. Condiciones sísmicas (K_h)
- P6. Condiciones Hidráulicas (Presencia de agua)
- P7. Perforación de pozos que definen berma (Diseño y QA/QC)
- P8. Tronaduras (Diseño e implementación)
- P9. Vibración producto de tronaduras (PPv mm/seg)
- P10. Carguío a línea de diseño (Logro de pared final).

Estos parámetros del sistema engloban en forma total el proceso de construcción de taludes y abarcan desde la geociencia hasta la definición final de la pared del banco en minería cielo abierto.

2.3. Métodos

2.3.1. Desarrollo de índice de estabilidad RES.

Para esta investigación se buscó desarrollar una metodología conceptual a través del método Rock Engineering System que permita inferir los resultados de estabilidad de taludes.

La matriz de interacción es la base para el enfoque RES, en la cual los parámetros seleccionados se distribuyen en términos de la diagonal principal y sus interacciones se cuantifican fuera de la diagonal. El número de interacciones de los parámetros principales está dado por el número de filas multiplicado por el número de columnas, menos el número de parámetros.

En la Figura 1, el parámetro B ubicado en la posición (i,j) de la matriz corresponde a uno de los parámetros principales de la diagonal; la fila que pasa por el parámetro B (i,j) representa la influencia del parámetro B en los demás de los parámetros del sistema de la matriz y se denomina causa. Por el contrario, la columna que pasa a través de parámetro B (i,j) representa la influencia de los demás parámetros del sistema de la matriz, en el parámetro B (i,j) y se denomina efecto. Ver Figura 1.

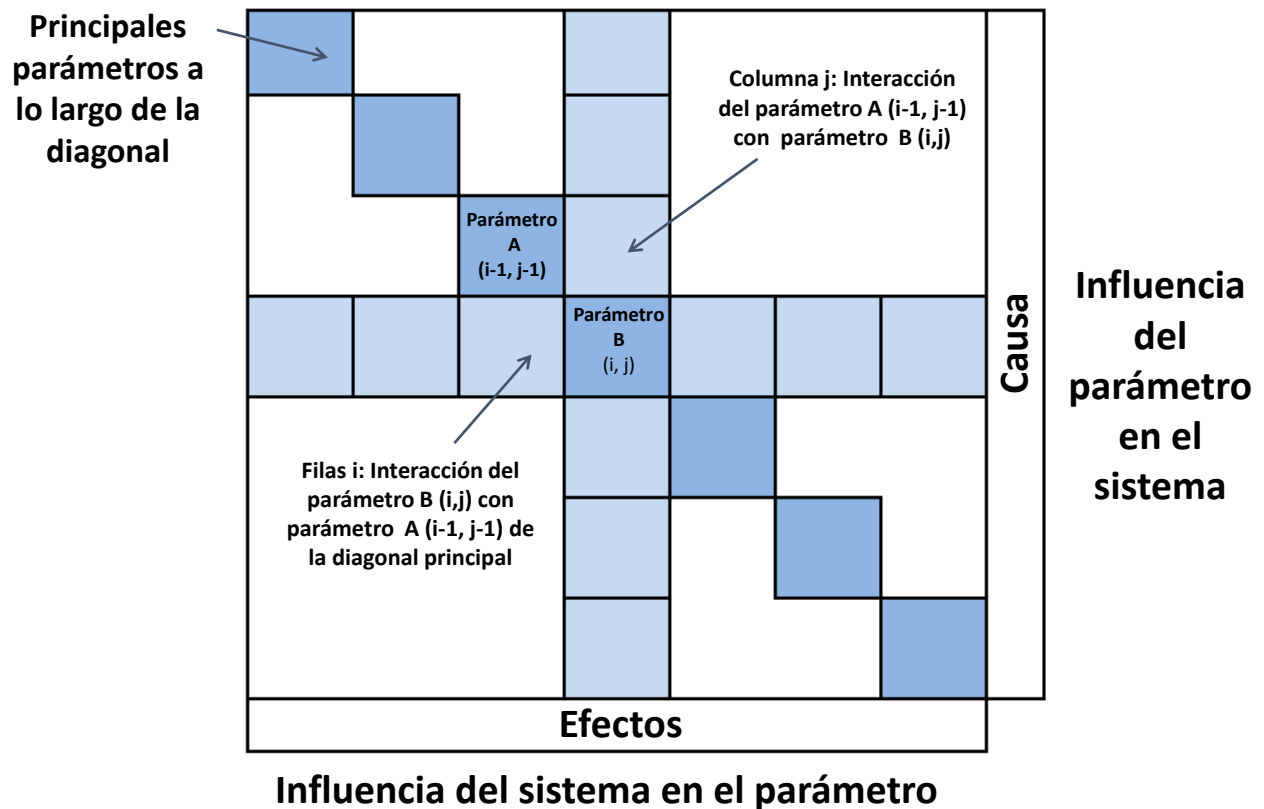


Figura 1: Parámetros principales en diagonal de la matriz. (Hudson, 1992).

En lo que respecta a la interacción de los parámetros principales de la diagonal de la matriz se realiza a favor de las manecillas del reloj y los resultados de interacción del parámetro A (i-1,j-1), con parámetro B (i,j), no necesariamente pueden ser iguales que los resultados de interacción de parámetro B (i,j) con parámetro A (i-1, j-1). Ver Figura 2.

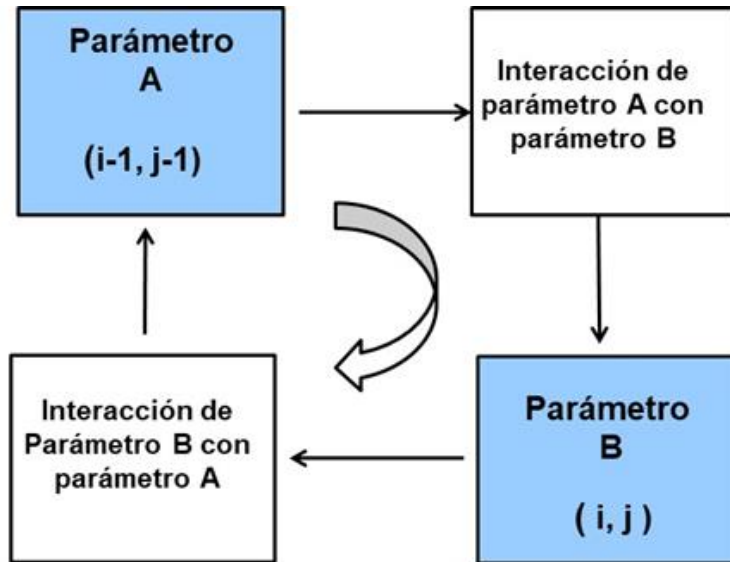


Figura 2: Interacción de los parámetros a favor de las manecillas del reloj. (Hudson, 1992).

Para cuantificar el resultado de interacciones entre los parámetros principales se utilizó el método de codificación experto semi-cuantitativo (ESQ) según Hudson (1992), la valorización es de 0 a 4 según la interacción entre las casillas. Ver Tabla 1.

Valor de interacción	Descripción
0	No existe interacción
1	Débil interacción
2	Media interacción
3	Fuerte Interacción
4	Critica interacción

Tabla 1: Interacciones ESQ, experto semi cuantitativo.

Una vez que las casillas de la matriz han sido codificadas numéricamente por el método experto semi cuantitativo, es posible sumar las filas y columnas de la matriz.

La influencia del parámetro B (i,j) en el sistema corresponde a la sumatoria de las filas llamada “causa” y la influencia del sistema en parámetro B (i,j) corresponde a la sumatoria de las columnas llamada “efecto”, como se aprecia en la Figura 1.

De esta manera la causa representa la forma que el parámetro B (i,j) afecta al sistema y el efecto representa la influencia del sistema en el parámetro B (i,j).

Una vez codificado los parámetros de la matriz de interacción y luego sumado los valores de las filas y columnas se genera un gráfico de doble entrada “causa” y “efecto” donde se puede apreciar los parámetros más interactivos, más dominantes y subordinados del sistema RES, lo anteriormente descrito se puede apreciar en la Figura 3.

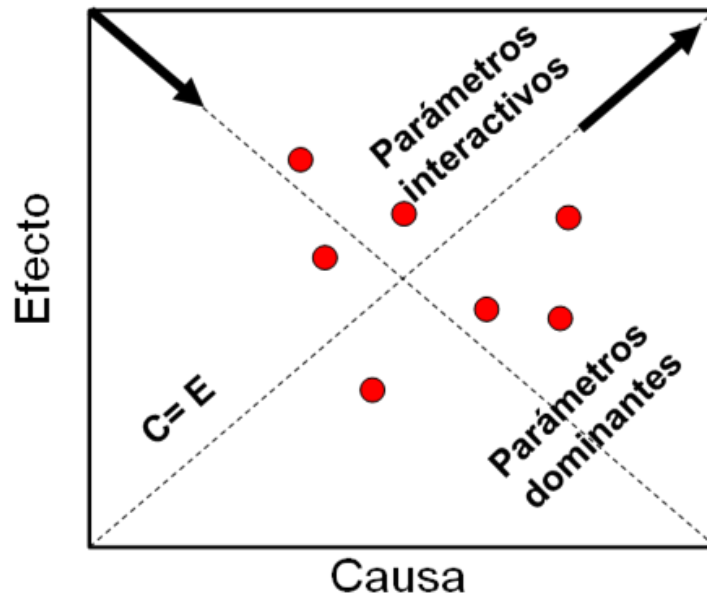


Figura 3: Parámetros de dominancia e intensidad de interacción. (Hudson, 1992).

En consecuencia es posible cuantificar la interacción de los parámetros mediante la distancia a lo largo de la diagonal principal (C=E). Así como la dominancia de los parámetros a través de la distancia perpendicular de la diagonal (C=E) al parámetro.

Otra forma para determinar los parámetros más interactivos del sistema está dada por el mayor valor de causa más efecto (C+E) y los parámetros más dominantes por el mayor valor de causa menos el efecto (C-E).

2.3.2. Índice de estabilidad geomecánica

El cálculo del índice de estabilidad geomecánica se basa teóricamente en lo planteado por Hudson (1992), donde en primer lugar se determina los ponderadores o peso de cada parámetro (α_i) en el sistema que está dado por la siguiente ecuación:

$$\alpha_i = \frac{(C_i + E_i)}{(\sum_{i=1}^n C_i + \sum_{i=1}^n E_i)}$$

Ecuación 1: Ponderación o peso de cada parámetro.

Donde:

El numerador representa la suma de causa más el efecto del parámetro y el denominador la sumatoria de la causa y efecto total del sistema.

La gráfica de estas ponderaciones se puede apreciar a continuación:

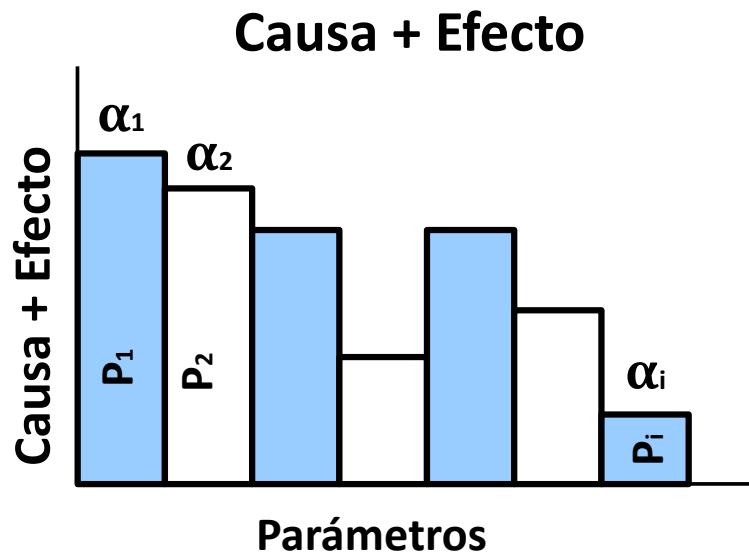


Figura 4: Causa más efectos por parámetros. (Hudson, 1992).

Una vez obtenidos los ponderadores de cada parámetro α_i , se categorizan de acuerdo a los puntajes establecidos de las funciones explícitas de cada parámetro.

Por lo tanto, el índice de estabilidad geomecánica (I_{eg}) del banco está dado por:

$$I_{eg} = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i * P_i}{(P_i \text{ max})}$$

Ecuación 2: Índice de estabilidad RES.

En donde:

P_i : corresponde al puntaje categorizado del parámetro estudiado.

$P_i \text{ máx.}$: corresponde a la máxima puntuación de los parámetros involucrados en RES.

2.3.3. Desarrollo del índice de estabilidad de banco berma.

En lo respecta a la configuración banco berma, las variables geométricas involucradas en la estabilidad geomecánica, son las que se detallan en la siguiente figura:

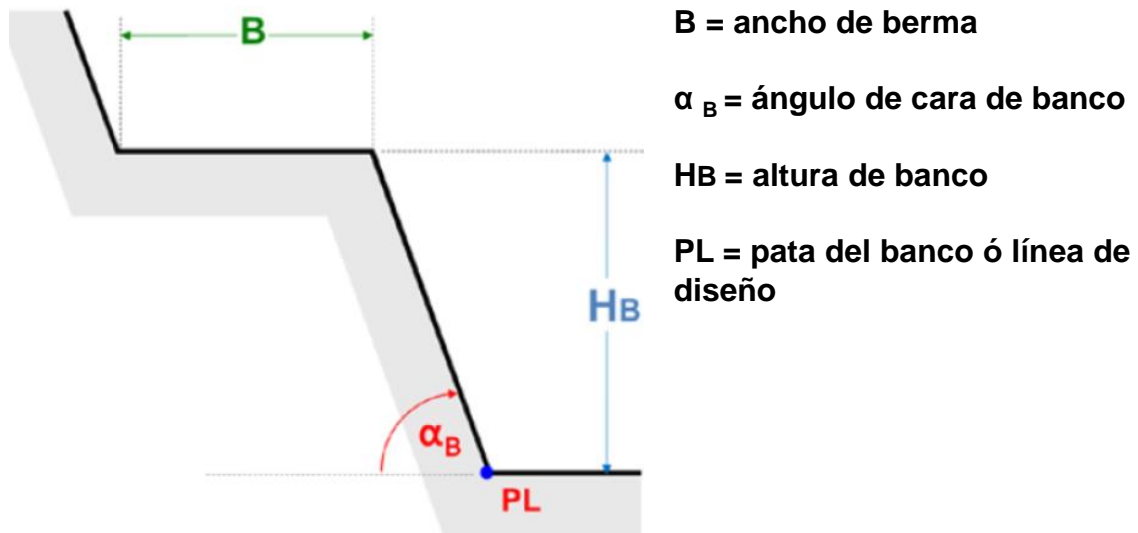


Figura 5: Configuración banco-berma.

El detalle de cada una de estas variables se aprecia a continuación:

- **Altura de banco (H_b):** La definición de la altura de un banco depende principalmente de la capacidad de los equipos de carguío y la selectividad en la explotación del mineral.

- Ancho de berma (b). La determinación del ancho de berma mínimo del banco se realiza de acuerdo a criterios de contención de largo de derrame o retención de caída de rocas, corresponde a un parámetro geotécnico y depende de la calidad de la perforación y tronadura.
- Ángulo cara de banco (α_b): Corresponde al ángulo entre la horizontal y el talud del banco. Este ángulo se estima a partir del análisis probabilístico de fallamiento a escala de banco y está en función de la condición estructural, calidad de la tronadura y ángulo de perforación de precorte.
- Línea de programa (Lp): Corresponde a la línea de diseño o pata de cada banco diseñado o implementado.

Para el cálculo de índice de estabilidad geomecánica mediante la metodología RES se consideraron 10 parámetros principales que están estrechamente relacionados e interactúan en la configuración banco berma, los cuales influyen directamente en la determinación del índice de estabilidad.

A continuación se indica la distribución de cada parámetro del sistema RES en la estabilidad del banco, ver Figura 6.

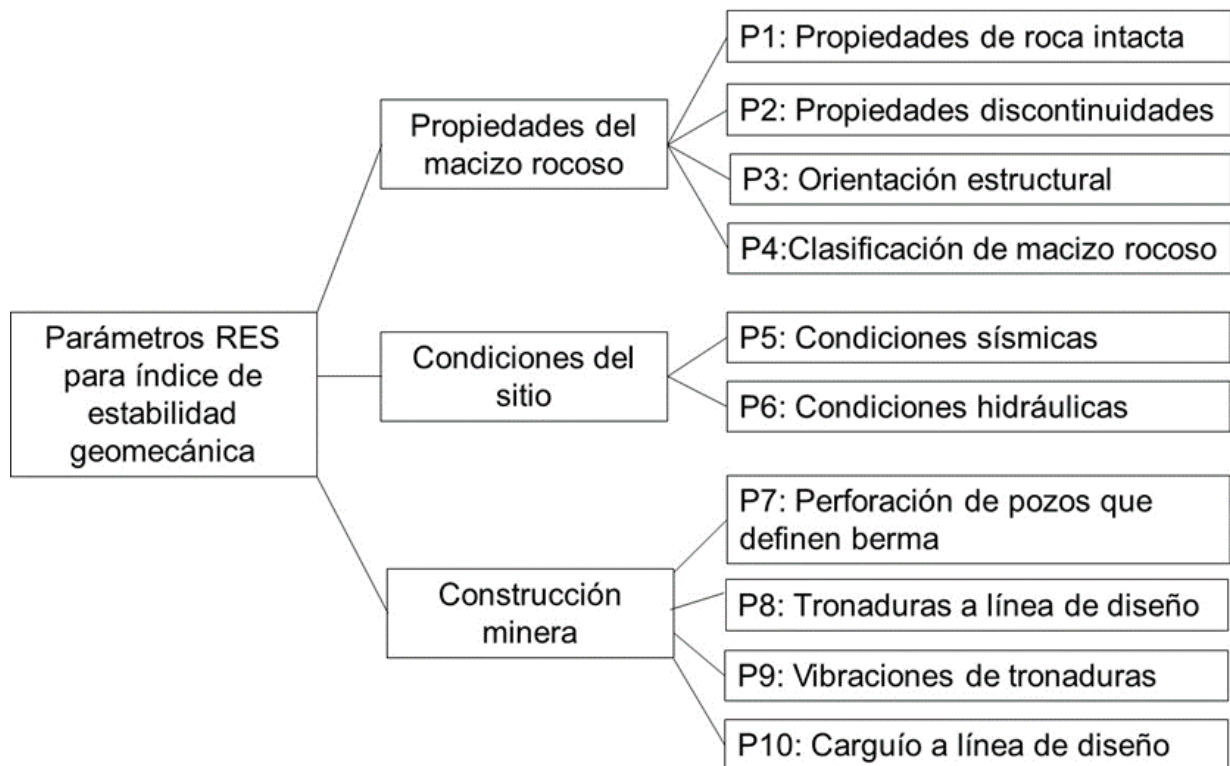


Figura 6: Parámetros RES que participan en el índice de estabilidad.

De lo anterior se aprecia que los 10 parámetros están agrupados en 3 categorías principales que han sido seleccionadas para representar el índice de estabilidad geomecánica del banco, cada uno de estos parámetros se detallan a continuación:

P1: Propiedades de roca intacta.

La resistencia de la roca intacta es un parámetro relevante ya que permite caracterizar la resistencia y calidad del macizo rocoso.

La calificación de este parámetro se categoriza de acuerdo a la resistencia de la compresión simple, que va desde R0 roca extremadamente débil a R6 roca extremadamente fuerte. Ver Attewell, P. B., Farmer, I. W. (1976); Bieniawski, Z. T. (1978); Fookes, P. G. (1997); Goodman, R. E. (1989); Johnson, R. B., De Graff, J. V. (1988); Wyllie, D.C., Mah, C.W. (2004).

P2: Propiedades de discontinuidades.

Las propiedades de discontinuidades geológicas son importantes para la estabilidad del talud y varias de sus características son empleadas para categorizarlas; entre ellas el número de set estructurales, largo de la discontinuidad, apertura, rugosidad y rellenos. Ver Barton, N., Choubey, V. (1977); Bieniawski, Z. T. (1973).

Para este estudio se emplearon las características de rugosidad y relleno de las discontinuidades o estructuras geológicas, ya que están directamente relacionadas en los coeficientes de fricción y cohesión de las superficies en donde se produce el fallamiento, deslizamiento de cuñas, fallas planas y volcamiento. Ver Blyth, E., De Freitas, M. (1984); Wyllie, D.C., Mah, C.W. (2004).

P3: Orientación estructural.

En la práctica es muy frecuente que cualquier ruptura del macizo rocoso se encuentre al menos parcialmente afectado por la presencia de estructuras geológicas debido a que éstas definen los planos de debilidad cuya orientación afecta la cinemática de la ruptura del macizo rocoso. Ver Goodman, R. E., Bray, J. W. (1976); Lillo, J., Oyarzun, R. (2013); Niemeyer, H. (2008).

La estabilidad del talud se encuentra controlada por las distintas conjugaciones de rumbo de discontinuidad (α_d); rumbo del talud (α_t), manteo discontinuidad (β_d) y manteo del talud (β_t). Ver González de Vallejo, L. (2002); Hoek, E., Bray, J. (1977); Kliche, Ch. (1999).

La anisotropía combina la orientación de las estructuras con el talud, propiedades del macizo rocoso y propiedades los sets estructurales en términos de fricción y cohesión. Ver Bieniawski, Z. T. (1989); Gonzalez de Vallejo, L. I. (1991); Karzulovic, A. (2003).

P4: Clasificación de macizo rocoso GSI.

Evaluada las propiedades de la roca intacta y definida la calidad geotécnica del macizo rocoso, es posible evaluar las propiedades geomecánicas de éste. Para este estudio se utilizó el método de

clasificación del macizo rocoso a través del índice de resistencia Geológica (GSI). Ver Hoek, E., Brown, E. (2002); Read, Jhon. (2009).

P5: Condiciones sísmicas.

En minas cielo abierto se debe determinar el factor de seguridad y probabilidades de falla considerando los casos estáticos, sismo operacional y terremoto máximo que estarán afectos los taludes mineros. En el caso particular de Chile, siendo un país sísmico, el coeficiente sísmico horizontal utilizado en los análisis de estabilidad geomecánica de taludes mineros fluctúa de 0,07 a 0.21 dependiendo de la zona de emplazamiento donde se ubica la mina cielo abierto. Ver Diaz, J., et al. (2017).

P6: Condiciones hidráulicas.

La estabilidad de los taludes mineros se ve reducida con la presencia de agua debido a que afecta a la resistencia de la matriz rocosa por efecto de la presión de poros y los planos de las discontinuidades por efecto de lavado de los rellenos, perdiendo las propiedades de fricción y cohesión. Ver Custodio, E., Llamas, M. R. (1996); Rahn, P. H. (1986); Singhal, B. B. S., Gupta, R. P. (1999); Wyllie, D.C., Mah, C.W. (2004).

P7: Perforación de pozos que definen berma.

Este parámetro es relevante ya que permite definir la configuración definitiva banco berma. Por esto se debe controlar la implementación, los diseños de perforación y las tronaduras cercanas a la futura cresta del banco siguiente; de lo contrario se producirá una berma con menor contención generando un mayor riesgo de caída de rocas y pérdida de los diseños mineros. Ver Lopez Marinas, J. M. (2000); Santander. C, (2018).

P8: Tronaduras a línea de diseño.

Las tronaduras a línea de diseño o de control pared tienen por finalidad generar el mínimo daño posible detrás de la última fila, hacia la pared y berma. Generalmente, se diseña una disposición especial con perforación de pozos de precorte y en las dos últimas filas de pozos buffer, el cual variará el diámetro de perforación y explosivos a utilizar en relación a la tronadura de producción.

En los pozos buffer se tiende a utilizar diámetros menores de perforación, mallas más reducidas y explosivos de menor densidad y VOD con respecto a la tronadura de producción. Ver Moraga, G. (2018); Vega, I. (2016).

El desarrollo del precorte tiene por finalidad detener el crecimiento de las fracturas radiales y filtrar las ondas V_p y V_s provenientes de la tronadura mediante un plano de fractura artificial tras la detonación de estos pozos de precorte formando una pared de banco más estable.

El empuje de los gases de explosión también es responsable del daño ocasionado en la pared final, por lo tanto la línea de fractura generada por el precorte también debe actuar como una zona que permita la evacuación de estos gases.

P9: Vibraciones de tronaduras.

El daño en el macizo rocoso es causado principalmente por la generación de nuevas grietas producto de la tronadura que supera la velocidad crítica de partícula y por la extensión de las fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases.

La velocidad máxima de partícula Ppv (mm/seg) se refiere a la velocidad de oscilación (en sus tres componentes ortogonales) que experimenta una partícula dentro de un macizo rocoso por el paso de una onda que se propaga por la roca. El Ppv medido en cualquier dirección es una relación de la energía de la fuente generadora de vibración y la distancia desde la fuente con las características de atenuación de la roca.

De acuerdo a estudios realizados por McKenzie (2011), se puede estimar que a un nivel equivalente a la cuarta parte del Ppv es suficiente para iniciar extensión de fracturas preexistentes.

Por otra parte la estimación de la velocidad de propagación en la cual se produce daño intenso en las paredes tiene un valor aproximado de 4 veces el Ppv.

P10: Carguío a línea de diseño.

El carguío a línea de diseño o línea de programa tiene por finalidad lograr la geometría banco berma y además dejar la cara del banco lo más saneada y estabilizada posible; libre de rocas sueltas e inestables que pudieran quedar adosadas a la cara del banco.

Esto se realiza con el fin minimizar el riesgo de caída de rocas hacia los bancos inferiores que se construirán continuamente, además para cumplir con el diseño minero. Waltham (1994).

2.4. Categorización explícita de los parámetros RES.

Cada uno de los parámetros involucrados en la estabilidad banco berma fue subdividido en 5 intervalos, con el objetivo de categorizarlos de acuerdo a las referencias anteriormente expuestas, ver Tabla 2.

		Categorización y puntajes				
Parámetros		1	2	3	4	5
P1	Propiedades de Roca Intacta (Mpa)	Moderadamente resistente 25-35 Mpa	Moderadamente resistente 35-50 Mpa	Resistente 50-100 Mpa	Muy resistente 100-250 Mpa	Extremadamente resistente >250 Mpa
P2	Propiedades de discontinuidades	Suave	Ondulosa	Un poco rugosa	Rugosa	Muy rugosa
	Con rellenos	Relleno blando > 5 mm	Relleno blando < 5mm	Relleno duro> 5mm	Relleno duro < 5mm	Ninguno
P3	Orientación estructural α = rumbo de discontinuidad, α =Rumbo del talud β d= Manteo de discontinuidad β t=Manteo del talud	Muy desfavorable β t/2<= β d< β t α - α t<30°	Desfavorable β t/4<= β d/2 y α - α t<30°	Regular 0 <= β d< β t/4 ó α - α t>30°	Favorable β d> β t y α - α t<30°	Muy Favorable β d> β t y α - α t>30°
P4	Clasificación de macizo rocoso (GSI)	GSI= 0-20 Macizos de muy mala calidad	GSI = 20-40 Macizos de calidad Mala	GSI = 40-60 Macizos de calidad regular	GSI = 60-80 Macizos de Buena calidad	GSI = 80-100 Macizos de muy buena calidad
P5	Condiciones sísmicas coeficientes horizontal (Kh)	Kh 0.19-0.22	Kh 0.16-0.19	Kh 0.13-0.16	Kh 0.10-0.13	Kh 0.07-0.10
P6	Condiciones hidráulicas	Agua fluyendo	Goteando	Húmedo	Ligeramente Húmedo	Seco
P7	Perforación de pozos que definen berma (m)	Pozos con sobreperforación en la futura cresta	Pozos sin sobreperforación ubicados sobre la futura cresta	Pozos sin sobreperforación alejados 1 m de la futura cresta	Pozos sin sobreperforación alejados 2 m de la futura cresta	Pozos sin sobreperforación alejados 3 m de la futura cresta
P8	Tronaduras a línea de diseño	Tronaduras sin precorte ni filas buffer	Tronaduras sin precorte con 1 fila buffer	Tronaduras con precorte y sin filas buffer	Tronaduras con precorte y 1 fila buffer	Tronaduras con precorte y doble buffer
P9	Vibraciones de tronaduras	PPV> 8 PPVc Daño extremo	PPV> 4 PPVc Daño Intenso	Ppvc<Ppv<4 Ppvc Se producen nuevas fracturas	1/4 Ppvc<Ppv<Ppvc Extensión de fracturas preexistentes	Ppv < 1/4PPVc No se genera daños
P10	Carguío a línea de diseño	Bloques sueltos en la cara del banco y falta carguío	Deuda en la parte superior	Sobreexcavado en la base del banco	Se aprecian medias cañas pero falta estabilización	Medias cañas y pared estabilizada

Tabla 2: Clasificación de los parámetros en el sistema RES.

En lo que respecta a la calificación de cada parámetro, este fluctúa de 1 a 5, cuanto mayor sea el valor de cada función explícita; mayor será el índice de estabilidad RES.

Una vez obtenido el puntaje de cada parámetro, según lo mencionado anteriormente se calculó el índice de estabilidad RES a través de la Ecuación 2, por consiguiente se categoriza de acuerdo a la tabla adjunta:

Categorización de índice de estabilidad geomecánico (RES)				
Muy Malo	Malo	Regular	Bueno	Muy Bueno
0-24	25-49	50-69	70-79	80-100

Tabla 3: Categorización del índice de estabilidad RES.

2.5. Resultados

Los resultados de la codificación de la matriz fueron determinados de acuerdo a la metodología ESQ Experto semi cuantitativo (ver Figura 2 y Tabla 1) en donde las valorizaciones van desde 0 a 4, ver referencias Andrieux, P., Hadjigeorgiou, J. (2008); Saffari, A., et al. (2013); Tavoularis, N., et al. (2015); Zaré, M., et al. (2013).

La Figura 7 muestra los resultados de codificación utilizando esta valorización.

P1	3	2	4	2	3	4	4	4	2	28	Causa
2	P2	1	4	1	4	2	3	2	1	20	
2	2	P3	2	0	1	2	4	1	4	18	
4	4	4	P4	1	4	4	4	2	4	31	
2	2	2	2	P5	0	0	1	1	0	10	
1	1	1	4	0	P6	4	3	0	4	18	
4	2	4	4	0	4	P7	4	3	4	29	
4	4	4	4	1	4	4	P8	4	4	33	
3	2	2	4	4	1	3	4	P9	2	25	
1	1	4	4	1	4	4	4	1	P10	24	
23	21	24	32	10	25	27	31	18	25	Efecto	
Influencia del sistema en el parámetro											

Figura 7: Valorización de matrices mediante codificación ESQ.

Una vez obtenidos los resultados de la causa de cada parámetro, que corresponde a la suma de las filas; y el efecto resultado de la sumatoria de cada una de las columnas se representan en un gráfico de doble entrada como se muestra a continuación:

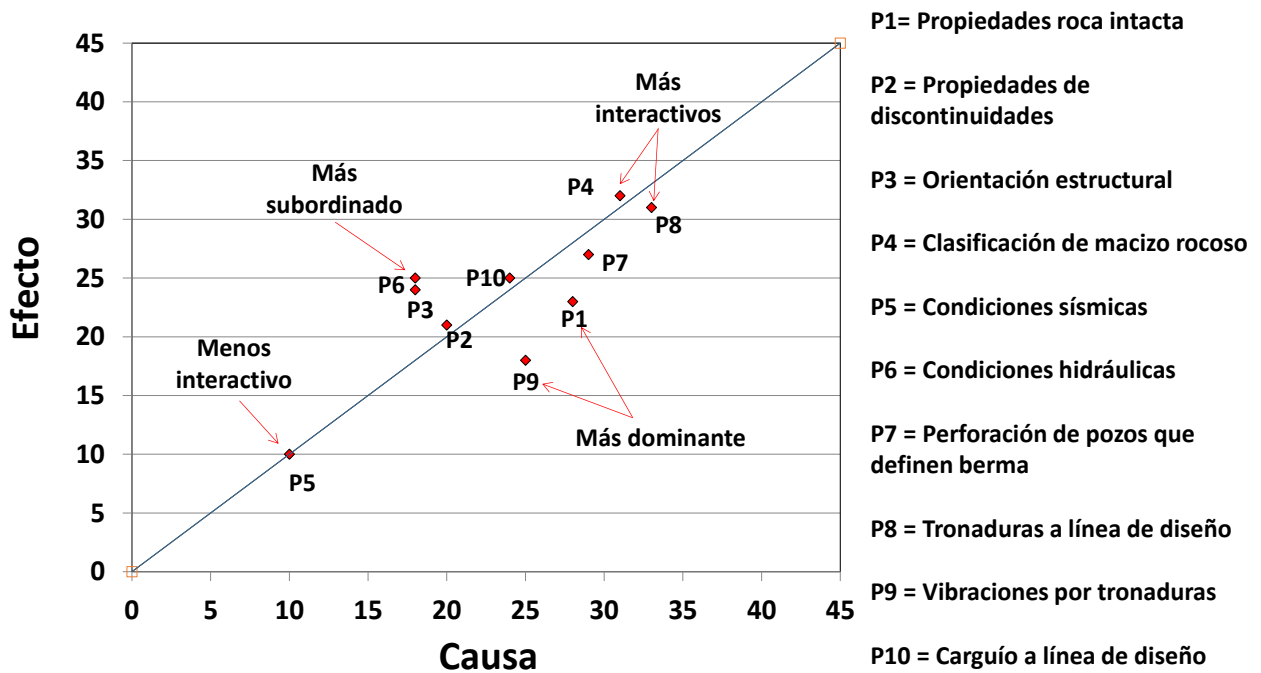


Gráfico 1: Causa- efecto de la matriz de interacción.

Paralelamente se calcula los parámetros más dominantes del sistema (C-E), los parámetros más interactivos (C+E) y los ponderadores de estos parámetros de acuerdo a la ecuación 1; el resultado de lo expuesto lo podemos apreciar a continuación en la Tabla 4:

Parámetros	Causa	Efecto	Causa + Efecto	Causa - Efecto	α (%)
P1	28	23	51	5	10.8
P2	20	21	41	-1	8.7
P3	18	24	42	-6	8.9
P4	31	32	63	-1	13.3
P5	10	10	20	0	4.2
P6	18	25	43	-7	9.1
P7	29	27	56	2	11.9
P8	33	31	64	2	13.6
P9	25	18	43	7	9.1
P10	24	25	49	-1	10.4

Tabla 4: Causa-efecto y ponderadores.

2.5.1. Índice de estabilidad geomecánica RES por grupos litológicos.

Obtenida la valorización de la matriz RES y determinados los ponderadores de cada uno de los parámetros principales, se implementó la metodología en 5 unidades ó grupos litológicos (Skarmeta et al. 2017; Toro et al. 2012) los cuales son:

- Diorita
- Intrusivo
- Brechas
- Brecha Tobácea
- Pórfidos

La ubicación de cada uno de los grupos litológicos en la Mina Cielo abierto se aprecia en la Figura 8.

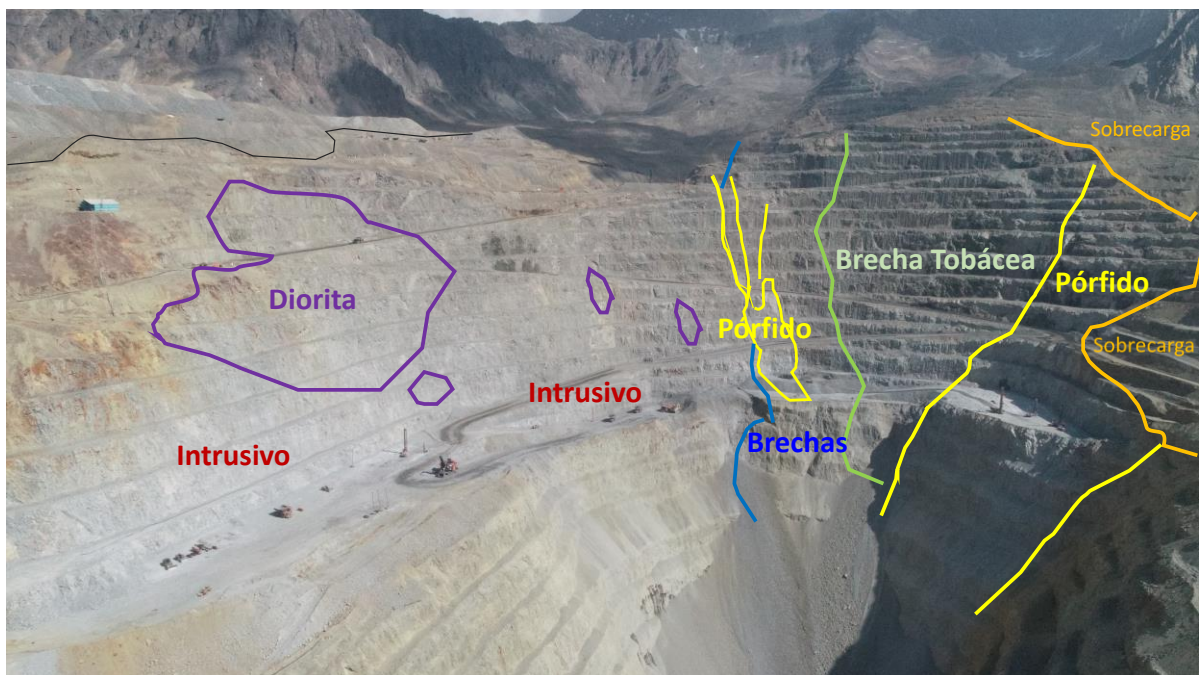


Figura 8: Distribución de grupos litológicos.

Los puntajes para cada parámetro de acuerdo a la categorización explícita y los resultados del índice de estabilidad, así como la descripción de cada unidad litológica se detallan a continuación:

- **Índice de estabilidad para grupo litológico Diorita.**

El grupo litológico de Diorita se compone exclusivamente por esta unidad, presenta una textura fanerítica de grano fino 1-2 mm, alotriomorfa en tono gris verdoso y compuesta por minerales máficos como anfíbol y biotita, plagioclasa y en mucho menor proporción cuarzo y feldespato potásico. Los cristales de anfíbol se encuentran localmente orientadas.

		Categorización	Puntaje	Peso	Índice estabilidad	
P1	Propiedades de Roca Intacta (Mpa)	Muy resistente 100-250 Mpa	4	10,8	8,6	
P2	Propiedades de discontinuidades	Rugosas	Ondulosa	2	8,7	3,5
		Con rellenos	Relleno blando < 5mm	2		
P3	Orientación estructural αd = rumbo de discontinuidad, αt =Rumbo del talud βd = Manteo de discontinuidad βt =Manteo del talud	Regular $0 \leq \beta d < \beta t / 4$ ó $\alpha d - \alpha t > 30^\circ$	3	8,9	5,3	
P4	Clasificación de macizo rocoso (GSI)	GSI= 40-60 (Macizos de calidad regular)	3	13,3	8,0	
P5	Condiciones sísmicas coeficientes horizontal (Kh)	Kh 0.10-0.13	2	4,2	3,4	
P6	Condiciones hidráulicas	Seco	5	9,1	9,1	
P7	Perforación de pozos que definen berma (m)	Pozos sin sobreperforación alejados 3 m de la futura cresta	5	11,9	11,9	
P8	Tronaduras a línea de diseño	Tronaduras con precorte y 1 fila buffer	4	13,6	10,8	
P9	Vibraciones de tronaduras	$1 / 4 P_{pvc} < P_{pv} < P_{pvc}$ Extensión de fracturas preexistentes	5	9,1	7,3	
P10	Carguío a línea de diseño	Medias cañas y pared estabilizada	5	10,4	10,4	
Índice de estabilidad				78		

Tabla 5: RES litología Diorita.

- **Índice de estabilidad para grupo litológico Intrusivo.**

El grupo litológico de Intrusivo está compuesto por Granodiorita Cascada la que posee una textura fanerítica de grano fino (2-3 mm) hipidiomórfica granular y un tono gris rosado a gris verde; presenta una composición granodiorítica a cuarzomonzonítica, compuesta por cuarzo, feldespato potásico y plagioclasa, los minerales máficos corresponden a anfíbola y biotita.

		Categorización	Puntaje	Peso	Índice estabilidad	
P1	Propiedades de Roca Intacta (Mpa)	Muy resistente 100-250 Mpa	4	10,8	8,6	
P2	Propiedades de discontinuidades	Rugosas	Ondulosa	2	8,7	3,5
		Con rellenos	Relleno blando < 5mm	2		
P3	Orientación estructural αd = rumbo de discontinuidad, αt =Rumbo del talud βd = Manteo de discontinuidad βt =Manteo del talud	Regular $0 \leq \beta d < \beta t/4$ ó $\alpha d - \alpha t > 30^\circ$	3	8,9	5,3	
P4	Clasificación de macizo rocoso (GSI)	GSI= 60-80 (Macizos de Buena calidad)	4	13,3	10,7	
P5	Condiciones sísmicas coeficientes horizontal (Kh)	Kh 0.10-0.13	4	4,2	3,4	
P6	Condiciones hidráulicas	Ligeramente Húmedo	4	9,1	7,3	
P7	Perforación de pozos que definen berma (m)	Pozos sin sobreperforación alejados 3 m de la futura cresta	5	11,9	11,9	
P8	Tronaduras a línea de diseño	Tronaduras con precorte y 1 fila buffer	4	13,6	10,8	
P9	Vibraciones de tronaduras	PPV < 1 / 4 PPVc No se genera daños	5	9,1	9,1	
P10	Carguío a línea de diseño	Medias cañas y pared estabilizada	5	10,4	10,4	
Índice de estabilidad				81		

Tabla 6: RES litología Intrusivo.

- **Índice de estabilidad para grupo litológico Brechas.**

El grupo litológico de Brechas está compuesto principalmente por Brecha de matriz Turmalina, la que es una roca de textura brechosa, característicamente monomítica con fragmentos angulosos de Granodiorita y Diorita. Puede presentar fragmentos de pórfido y una matriz/cemento constituida por turmalina, cuarzo, magnetita/especularita, biotita, anhidrita. Los fragmentos tienen un tamaño variable entre pocos mm hasta más de un metro.

		Categorización	Puntaje	Peso	Índice estabilidad	
P1	Propiedades de Roca Intacta (Mpa)	Muy resistente 100-250 Mpa	4	10,8	8,6	
P2	Propiedades de discontinuidades	Rugosas	Suave	1	8,7	2,6
		Con rellenos	Relleno blando < 5mm	2		
P3	Orientación estructural αd = rumbo de discontinuidad, αt =Rumbo del talud βd = Manteo de discontinuidad βt =Manteo del talud	Favorable $\beta d > \beta t$ y $\alpha d - \alpha t < 30^\circ$	4	8,9	7,1	
P4	Clasificación de macizo rocoso (GSI)	GSI= 60-80 (Macizos de Buena calidad)	4	13,3	10,7	
P5	Condiciones sísmicas coeficientes horizontal (Kh)	Kh 0.10-0.13	4	4,2	3,4	
P6	Condiciones hidráulicas	Ligeramente Húmedo	4	9,1	7,3	
P7	Perforación de pozos que definen berma (m)	Pozos sin sobreperforación alejados 3 m de la futura cresta	5	11,9	11,9	
P8	Tronaduras a línea de diseño	Tronaduras con precorte y 1 fila buffer	4	13,6	10,8	
P9	Vibraciones de tronaduras	PPV < 1 / 4 PPVc No se genera daños	5	9,1	9,1	
P10	Carguío a línea de diseño	Medias cañas y pared estabilizada	5	10,4	10,4	
Índice de estabilidad					82	

Tabla 7: RES litología Brechas

- **Índice de estabilidad para grupo litológico Brecha Tobácea.**

El grupo litológico de Brecha Tobácea está compuesta por Brecha Tobácea y Brecha Tobácea turmalinizada. La Brecha Tobácea es una roca de textura brechosa, polimíctica con fragmentos subredondeados a redondeados de andesita, granodiorita cascada, con matriz de brecha turmalina y pórfido. La Brecha tobácea turmalinizada corresponde a roca de textura similar a brecha tobácea, cuya matriz está constituida por polvo de roca y turmalina.

		Categorización	Puntaje	Peso	Índice estabilidad	
P1	Propiedades de Roca Intacta (Mpa)	Muy resistente 100-250 Mpa	4	10,8	8,6	
P2	Propiedades de discontinuidades	Rugosas	Ondulosa	2	8,7	3,5
		Con rellenos	Relleno blando < 5mm	2		
P3	Orientación estructural αd = rumbo de discontinuidad, αt =Rumbo del talud βd = Manteo de discontinuidad βt =Manteo del talud	Regular $0 \leq \beta d < \beta t / 4$ ó $\alpha d - \alpha t > 30^\circ$	3	8,9	5,3	
P4	Clasificación de macizo rocoso (GSI)	GSI= 60-80 (Macizos de Buena calidad)	4	13,3	10,7	
P5	Condiciones sísmicas coeficientes horizontal (Kh)	Kh 0.10-0.13	4	4,2	3,4	
P6	Condiciones hidráulicas	Ligeramente Húmedo	4	9,1	7,3	
P7	Perforación de pozos que definen berma (m)	Pozos sin sobreperforación alejados 3 m de la futura cresta	4	11,9	9,5	
P8	Tronaduras a línea de diseño	Tronaduras con precorte y 1 fila buffer	4	13,6	10,8	
P9	Vibraciones de tronaduras	$1/4 P_{pvc} < P_{pv} < P_{pvc}$ Extensión de fracturas preexistentes	4	9,1	7,3	
P10	Carguío a línea de diseño	Medias cañas y pared estabilizada	5	10,4	10,4	
Índice de estabilidad					77	

Tabla 8: RES litología Brecha Tobácea.

- **Índice de estabilidad para grupo litológico Pórfido.**

El grupo litológico Pórfido está conformado principalmente por Pórfido Dacítico Don Luis (PDL), que corresponde a una roca de textura porfídica compuesta por fenocristales de plagioclasa de hasta 7,0 mm, grandes cristales poikilíticos de ortoclasa, ojos de cuarzo de hasta 5,0 mm y pequeños cristales de biotita, dispuestos en una masa fundamental microcristalina muy fina cuarzo-feldespática, posiblemente correspondiente a ortoclasa y cuarzo.

		Categorización	Puntaje	Peso	Índice estabilidad	
P1	Propiedades de Roca Intacta (Mpa)	Muy resistente 100-250 Mpa	4	10,8	8,6	
P2	Propiedades de discontinuidades	Rugosas	Ondulosa	2	8,7	3,5
		Con rellenos	Relleno blando < 5mm	2		
P3	Orientación estructural αd = rumbo de discontinuidad, αt =Rumbo del talud βd = Manteo de discontinuidad βt =Manteo del talud	Muy desfavorable $\beta t/2 \leq \beta d < \beta t$ $\alpha d - \alpha t < 30^\circ$	1	8,9	1,8	
P4	Clasificación de macizo rocoso (GSI)	GSI= 60-80 (Macizos de Buena calidad)	4	13,3	10,7	
P5	Condiciones sísmicas coeficientes horizontal (Kh)	Kh 0.10 - 0.13	4	4,2	3,4	
P6	Condiciones hidráulicas	Goteando	2	9,1	3,6	
P7	Perforación de pozos que definen berma (m)	Pozos con sobreperforación en la futura cresta	1	11,9	2,4	
P8	Tronaduras a línea de diseño	Tronaduras con precorte y 1 fila buffer	4	13,6	10,8	
P9	Vibraciones de tronaduras	PPV> 4 PPVc Daño Intenso	2	9,1	3,6	
P10	Carguío a línea de diseño	Sobreexcavado en la base del banco	3	10,4	6,2	
Índice de estabilidad				55		

Tabla 9: RES litología Pórfidos

2.5.2. Validación de la metodología.

Para la validación del método Rock Engineering System se utilizó como parámetro comparativo, la metodología actualmente aplicada en la mina cielo abierto en estudio que determina el factor de condición y factor de diseño denominada conciliación geotécnica y mide los resultados finales de las paredes construidas. Ver Williams et al. (2009).

Los factores que considera esta metodología se detallan a continuación:

Factor de condición:

Este parámetro permite cuantificar y calificar el resultado de la “calidad y seguridad” de la pared construida. Considera aspectos tales como: condición de la cara del banco, grietas inducidas a la berma de contención, condición de discontinuidades menores, presencia de bloques inestables, geometría del talud y condición de la cresta del talud.

Factor de diseño:

Este parámetro permite dar una evaluación cuantitativa del cumplimiento de los distintos parámetros de diseño del talud construido (diseño v/s real).

En la metodología de factor de condición y factor de diseño, una pared será considerada que cumple con los criterios de aceptabilidad cuando los factores de condición y diseño sean mayores o igual a 0.7.

Los resultados obtenidos mediante este método en 5.993 m evaluados de paredes construidas en banco berma se detallan a continuación en la Tabla 10.

Litología	Metraje evaluado	Fc \geq 0.7 y Fd \geq 0.7	Fc \geq 0.7 y Fd $<$ 0.7	Fc $<$ 0.7 y Fd \geq 0.7	Fc $<$ 0.7 y Fd $<$ 0.7
Diorita	699	84	0	0	16
Intrusivo	1.374	92	8	0	0
Brechas	466	91	9	0	0
Brecha Tobácea	2.150	78	20	2	0
Porfido	1.304	57	36	0	7
TOTAL	5.993				

Tabla 10: Resultados de evaluación de factor de condición y diseño en la Mina Cielo abierto.

Igualmente se muestran estos resultados en la Figura 9, la cual detalla en el plano los grupos litológicos estudiados con sus respectivos cumplimientos en color verde, en los cuales el Fc \geq 0.7 y Fd \geq 0.7.

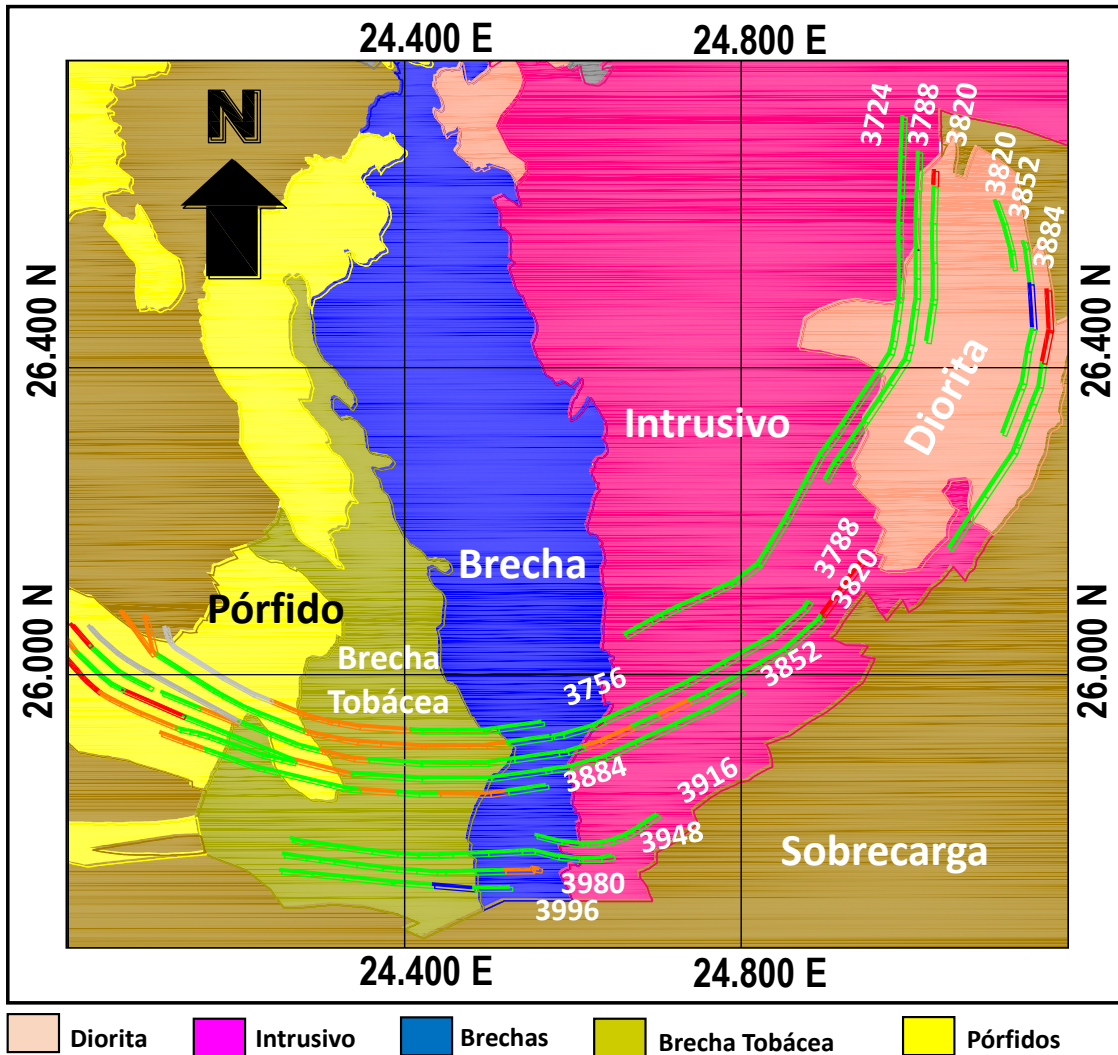


Figura 9: Resultados de evaluación de factor de condición y diseño en la mina cielo abierto.

La comparación y validación de los resultados obtenidos entre la metodología de factor de condición y factor de diseño y el método Rock Engineering System RES, se aprecia a continuación en la en la tabla adjunta:

Litología	Metros evaluados	$F_c \geq 0.7$ y $F_d \geq 0.7$	Calificación	RES	Calificación
Diorita	699	84	Muy Bueno	78	Bueno
Intrusivo	1.374	92	Muy Bueno	81	Muy Bueno
Brechas	466	91	Muy Bueno	82	Muy Bueno
Brecha Tobácea	2.150	78	Bueno	77	Bueno
Porfido	1.304	57	Regular	55	Regular
	5.993				

Tabla 11: Comparación de los resultados de ambas metodologías F_c - F_d con RES.

De lo anterior se desprende que las calificaciones para ambas metodologías se ajustan de buena manera para los 5.993 m evaluados, en donde el resultado con menor diferencia es de 1% en la litología Brecha Tobácea y la máxima diferencia corresponde a 11% en la litología Intrusivo.

Con respecto a la estabilidad de los bancos asociadas a las unidades litológicas se verificó igualmente a través del monitoreo de georadares de acuerdo al criterio indicado por Broadbent, C., Zavodni, Z. (1982); Hawley, M. et al. (2009), como se muestra a continuación:

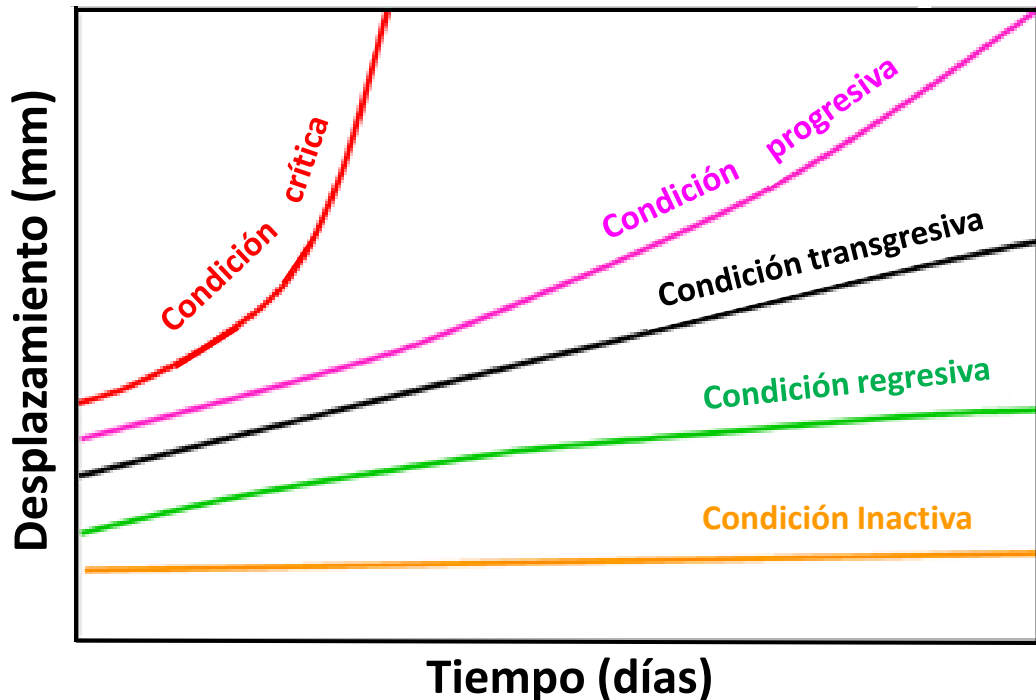


Gráfico 2: Deformación versus tiempo.

Para la comprobación de la estabilidad de los bancos se realizaron más de 100.000 mediciones con georadares en las paredes Este y Oeste durante tres meses en forma continua en los bancos 3788, 3756 y 3724.

En la pared Este se encuentra emplazada la litología Diorita e Intrusivo y en la pared Oeste se encuentran las litologías Brechas, Brecha Tobácea y Pórfidos.

A continuación se muestra la Figura 10 que corresponde a la pared Este y Figura 11 a la pared Oeste con sus respectivos gráficos de deformación versus tiempo donde es posible apreciar una condición inactiva para ambas paredes y sin deformaciones en el tiempo.



Figura 10: Pared Este de la Mina Cielo Abierto.

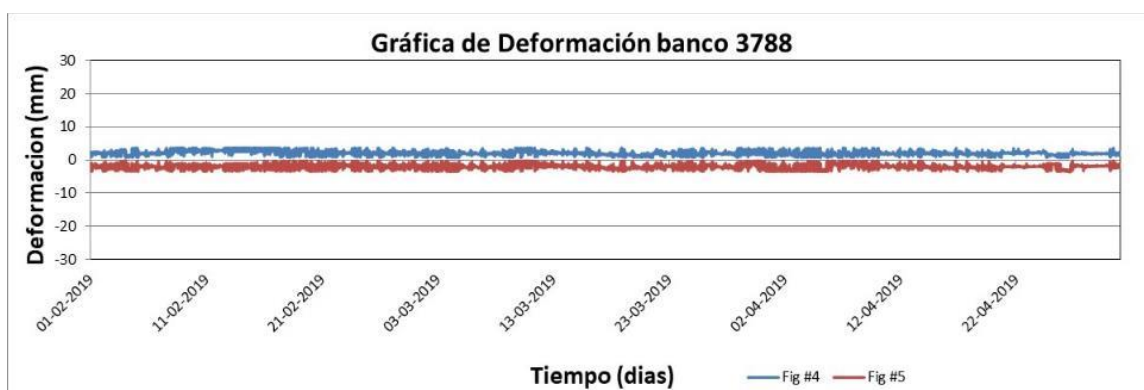


Gráfico 3: Deformación en el tiempo Banco 3788 pared Este.



Gráfico 4: Deformación en el tiempo Banco 3756 pared Este.

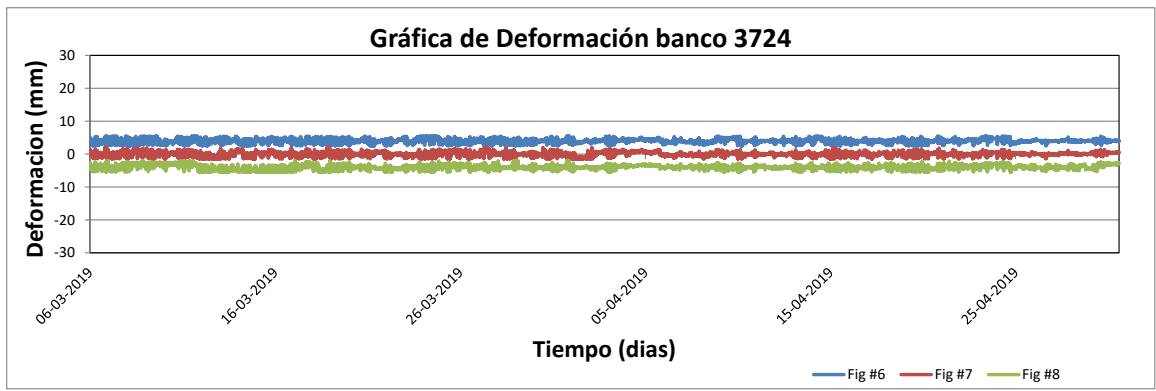


Gráfico 5: Deformación en el tiempo Banco 3724 pared Este.



Figura 11: Pared Oeste de la Mina Cielo Abierto.



Gráfico 6: Deformación en el tiempo Banco 3788 Pared Oeste.

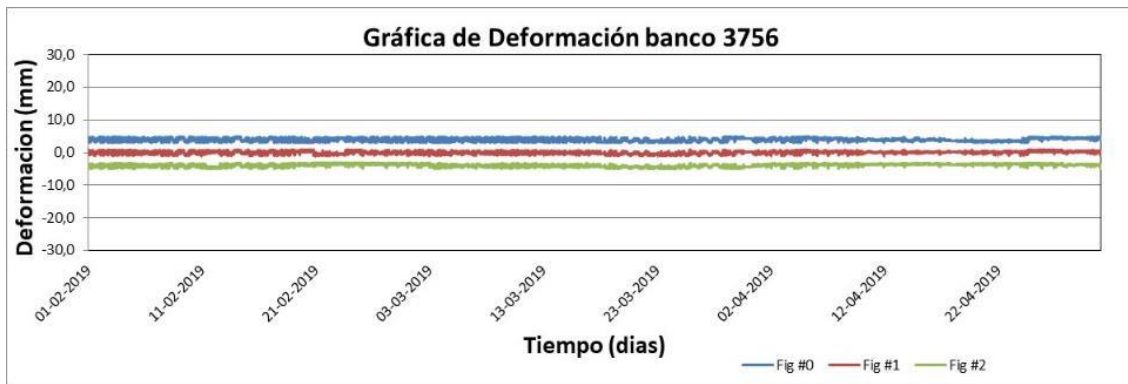


Gráfico 7: Deformación en el tiempo Banco 3756 pared Oeste.



Gráfico 8: Deformación en el tiempo Banco 3724 pared Oeste.

2.6. Conclusiones

Este estudio propone la metodología Res con el objetivo de inferir la respuesta del macizo rocoso en el sistema banco berma y establecer medidas de mitigación para dar cumplimiento a los planes de producción y diseño minero.

La experiencia adquirida al emplear esta metodología demuestra que es eficiente en la determinación del índice estabilidad geomecánica.

Con respecto a los parámetros que interactúan en la matriz RES, se concluye lo siguiente:

- Los parámetros más dominantes de la metodología RES corresponden a P₁ propiedades de roca intacta y P₉ vibraciones de tronaduras; esto implica que estos tienen la dominancia mayor en el sistema con un mayor valor (C-E).
- Los parámetros más interactivos del sistema que poseen mayores valores de causa y efecto (C+E) dentro de la matriz interacción corresponden a P₄ clasificación de macizo rocoso GSI y P₈ tronaduras a línea de diseño; estos parámetros igualmente poseen los mayores ponderadores de la matriz con 13,3% y 13,6% respectivamente.
- El parámetro con menor interacción y menor ponderación corresponde al parámetro P₅, condiciones sísmicas.
- El parámetro más subordinado dentro de la matriz corresponde a P₆, condiciones hidráulicas, ya que su causa- efecto (C-E) es el menor dentro del sistema RES.

En relación a la validación del índice de estabilidad a través de la metodología RES los resultados obtenidos se ajustan de buena manera a los criterios de aceptabilidad obtenidos a través del método factor de condición y factor de diseño, donde la mayor diferencia de los índices de estabilidad entre ambas metodologías corresponde a 11% en la unidad litológica Intrusivo con 1.374 metros evaluados y la mínima diferencia de 1% en la litología Brecha Tobácea con 2.150 metros evaluados.

Es posible concluir que los resultados del índice estabilidad de la metodología Rock Engineering System se ajustan a la realidad apreciada en terreno y monitoreada con instrumentación geotécnica de alta precisión, esto se comprueba con los resultados de monitoreo radar que muestran que las paredes se han mantenido estables en el tiempo.

Este nuevo índice de estabilidad geomecánica permitirá inferir los resultados de estabilidad con anterioridad a la construcción de los taludes mineros y de esta manera se podrá deducir resultados de estabilidad, además de controlar los parámetros principales del proceso en forma integral.

2.7. Agradecimientos

Se agradece este trabajo de investigación a CONICYT, Project AFB180004.

2.8. Declaración de divulgación

Los autores no informaron ningún conflicto de interés.

2.9. Bibliografía.

- Andrieux, P., Hadjigeorgiou, J. (2008). The destressability index methodology for the assessment of the likelihood of success of a large-scale confined destress blast in an underground mine pillar. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* .45, 407–421.
- Attewell, P. B., Farmer, I. W. (1976). *Principles of engineering geology*. Chapman and Hall, Londres.
- Barton, N., Choubey, V. (1977). The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics*, vol. 10, n.º 1,1-54.
- Bieniawski, Z. T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. *Transactions, South African Inst. of civil Engineers*, vol. 15, n.º 12, 335-344.
- Bieniawski, Z. T. (1978). Determining rock mass deformability: experience from case histories. *Int. Journal on Rock Mech. and Min. Sci.*, vol 15,237-248.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. John Wiley and Sons, Inc.
- Blyth, E., De Freitas, M. (1984). *Geology for engineers*. Ed. Edward Arnold, London.
- Broadbent, C., Zavodni, Z. (1982). Influence of Rock Structures on Stability, in *Stability in Surface Mining*, Society of Mining Engineers, Denver, Co. Vol.3, Ch.2.
- Custodio, E., Llamas, M. R. (1996). *Hidrología subterránea*. Tomo I, 2.a Ed. Omega, Barcelona.
- Díaz, J., Lledó, P., Villegas, F. (2017). Guía para determinación de coeficiente sísmico para diseño de taludes en rajo, pilas de lixiviación y botaderos. Vicepresidencia de Operaciones Norte-Dirección de Ingeniería Geotécnica.
- Fookes, P. G. (1997). *Geology for engineers: The geological model, prediction and performance*. *Quarterly Journal of Engineering Geology*, vol. 3, part 4, 293-425.
- Gonzalez de Vallejo, L. I. (1991). *Las tensiones naturales en las rocas*. Monografía n.º 6. Master de Ingeniería Geológica. Universidad Complutense de Madrid.
- González de Vallejo, L.I. (2002). *Ingeniería geológica*. Prentice Hall, Pearson Educación, Madrid, 457.
- Goodman, R. E. (1989). *Introduction to rock mechanics*. Ed. John Wiley & Sons.
- Goodman, R. E., Bray, J. W. (1976). Toppling of rock slopes. *Procc. Spec. Conference on Rock Engineering for Foundations and Slopes*. ASCE, vol. 2. Colorado.
- Hawley, M., Marisett, S., Beale, G., Stacey, P. (2009). *Guidelines for open Pit Slope Desing*. Capítulo 12, Performance assessment and monitoring, 327-37.
- Hoek, E., & Bray, J.W. (1977). *Rock slope engineering*. The Institution of Mining and Metallurgy, Londres, 402.
- Hoek, E., Brown, E.T. (2002) *Estimación de macizos rocosos en la práctica*.
- Hudson, J. (1992). *Rock Engineering Systems Theory and Practice*. Capítulos 4-5-9-10.

- Johnson, R. B., De Graff, J. V. (1988). Principles of engineering geology. John Wiley and Sons.
- Karzulovic, A. (2003). Registro de datos geológicos-estructurales en terreno. Análisis-caracterización estructural. Procedimientos A. Karzulovic & Asociados Limitada.
- Kliche, Ch. A. (1999). Rock slope stability. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.111.
- Lillo, J., Oyarzun, R. (2013). Geología estructural aplicada a la exploración minera. Ediciones GEMM-Aula2punto.net, 191-194.
- Lopez Marinas, J. M. (2000). Geología aplicada a la ingeniería civil. Ed. Ciedossat 2000. Madrid.
- Mckenzie, C (2011). Control de daño en minas de cielo abierto. [Presentación PowerPoint] Antofagasta: ENAEX.
- Moraga, G. (2018). Tesis de Geólogo: Características geológicas y geotécnicas generales que intervienen en la tronadura y el efecto de daño en el campo lejano de minería de rajo abierto, Universidad de Concepción. 21
- Niemeyer, H. (2008). Geología estructural. Santiago: RIL editores.
- Rahn, P. H. (1986). Engineering geology. An environmental approach. Elsevier Ed.
- Read, J. (2009). Guidelines for open Pit Slope Desing. Capítulo 3 (Estructural Model). 69-80.
- Saffari, A., Sereshki, F., Ataei, M., Ghanbar, K. (2013). Applying Rock Engineering Systems (RES) approach to Evaluate and Classify the Coal Spontaneous Combustion Potential in Eastern Alborz Coal Mines. IJMGE Int. J. Min.& Geo-Eng. Vol.47, No.2, 115-127.
- Santander, C. (2018). Evaluación de adherencia a diseño y condición de las paredes de Mina Rajo Codelco Andina, Enero – Noviembre 2018. Nota Interna GRMD_SGEOM_126_18.
- Servicio Nacional de Geología y Minería(2018).Accidentabilidad minera 2018. <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2019/03/PresentacionAccidentes2018.pdf>. (Consultado el 26 de mayo de 2019).
- Singhal, B. B. S., Gupta, R. P. (1999). Applied hydrogeology of fractured rock masses. Kluwer Academic Publishers.
- Skarmeta, J., Ortiz, F., Gallardo, A., Solé, M. (2017). Modelo estructural División Andina. Informe interno de Codelco División Andina código GRMD-SGEOM-126-17.
- Tavoularis, N., Koumantakis, I., Rozos, D., Koukis, G. (2015). An implementation of rock Engineering system (RES) for ranking the instability potential of slopes in Greek territory. An application in Tsakona área (Peloponnese - prefecture of Arcadia). Bulletin of the Geological Society of Greece. vol. XLIX. 38 – 58.
- Toro, J.C., Ortuzar, J., Zamorano, J., Cuadra, P., Hermosilla, J., Sprohne, C. (2012). Protracted magmatic-hydrothermal history of the Rio Blanco-Los Bronces district, central Chile: Development of world's greatest known concentration of copper: Society of Economic Geologists Special Publication 16. 105–126.
- Vega, I. (2017). Evaluación de daño por tronadura de control pared mediante software de modelamiento numérico en Mina Rajo de División Andina- Codelco Chile.
- Waltham, A. C. (1994). Foundations of engineering geology. Ed. E. y F.N. Spon.
- Williams, P., Floyd, J., Chitombo, G., Trevor, M. (2009). Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 11.
- Wyllie, D.C., Mah, C.W. (2004). Rock slope engineering, civil and mining. 4th edition.
- Zaré, M., Jimenez, R., KhaloKakaie, R., Jalali, S. (2013). A new open-pit mine slope instability index defined using the improved rock engineering systems approach. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 61, 1-14.

CAPÍTULO 3

3. CONCLUSIONES Y TRABAJO FUTURO

3.1 CONCLUSIONES GENERALES

Este estudio propone la metodología Res con el objetivo de inferir la respuesta del macizo rocoso en el sistema banco-berma y establecer medidas de mitigación para dar cumplimiento a los planes de producción y diseño minero.

La experiencia adquirida al emplear esta metodología demuestra que es eficiente en la determinación del índice estabilidad geomecánica.

Con respecto a los parámetros que interactúan en la matriz RES, se concluye lo siguiente:

- Los parámetros más dominantes de la metodología RES corresponden a P_1 propiedades de roca intacta y P_9 nivel de vibraciones de las tronaduras; esto implica que estos parámetros tienen la dominancia mayor en el sistema con un mayor valor de causa – efecto (C-E).
- Los parámetros más interactivos del sistema que poseen mayores valores de causa y efecto (C+E) dentro de la matriz interacción corresponden a P_4 clasificación de macizo rocoso GSI y P_8 tronaduras a línea de diseño; estos parámetros igualmente poseen los mayores ponderadores de la matriz con 13,3% y 13,6% respectivamente.
- El parámetro con menor interacción y menor ponderación corresponde al parámetro P_5 , condiciones sísmicas.
- El parámetro más subordinado dentro de la matriz corresponde a P_6 , condiciones hidráulicas, ya que su causa- efecto (C-E) es el menor dentro del sistema RES.

En lo que respecta a la validación del índice de estabilidad a través de la metodología RES los resultados obtenidos se ajustan de buena manera a los criterios de aceptabilidad obtenidos a través del método factor de condición y factor de diseño, donde la mayor diferencia de los índices de estabilidad entre ambas metodologías corresponde a 11% en la unidad litológica Intrusivo con 1.374 metros evaluados y la mínima diferencia de 1% en la litología Brecha Tobácea con 2.150 metros evaluados.

Los resultados del índice estabilidad de la metodología Rock Engineering System se ajustan a la realidad apreciada en terreno y monitoreada con instrumentación geotécnica de alta precisión, esto se comprueba con los resultados de monitoreo radar que muestran que las paredes se han mantenido estables en el tiempo.

Este nuevo índice de estabilidad geomecánica permitirá inferir los resultados de estabilidad con anterioridad a la construcción de los taludes mineros y de esta manera se podrá deducir resultados de estabilidad, además de controlar los parámetros principales del proceso en forma integral.

3.2 RECOMENDACIONES Y TRABAJO FUTURO.

Para las investigaciones futuras sería interesante aplicar la metodología RES, en otras minas cielo abierto de menor competencia del macizo rocoso y comparar los resultados de igual manera, con los factores de condición y diseño, conciliación geotécnica, de las paredes del banco construidas.

Igualmente, se recomienda emplear la metodología RES para determinar el índice de estabilidad a nivel inter-rampa y global de mina cielo abierto comparando los resultados de estabilidad con factor de seguridad y probabilidades de falla a través del método de equilibrio límite.

También sería interesante aplicar la metodología RES para determinar un índice de estabilidad en minería subterránea, para caserones y para el método de explotación panel caving, analizando la estabilidad geomecánica en forma sistemática e integral.

Por último se podría utilizar el sistema RES, para determinar un índice de magnitud de riesgos asociado a la caída de rocas en minería subterránea como cielo abierto.