



Universidad de Chile
Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas
Departamento de Ingeniería de Minas

**ANÁLISIS DE LA SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN E INTERACCIÓN
ENTRE VETAS ANGOSTAS EN MINERÍA DE ORO**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE
MINAS**

EDUARDO ELÍAS CEPEDA GONZÁLEZ

PROFESOR GUÍA:

JAVIER VALLEJOS MASSA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

ROBERTO MIRANDA CONTRERAS

EXEQUIEL MARAMBIO DÍAZ

SANTIAGO DE CHILE

2023

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL

TÍTULO DE: Ingeniero Civil de Minas

POR: Eduardo Elías Cepeda González

FECHA: 2023

PROFESOR GUÍA: Javier Vallejos Massa

ANÁLISIS DE LA SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN E INTERACCIÓN ENTRE VETAS ANGOSTAS EN MINERÍA DE ORO

Los yacimientos minerales en forma de vetas angostas pueden ser explotados usando distintos métodos, siendo el Sublevel Stopping uno de los más aplicados y ampliamente usado en Chile, cuya estabilidad de caserones es determinada con el método de estabilidad gráfico de Mathews (1981) que define un número de estabilidad N y un radio hidráulico (RH). El número de estabilidad se construye a partir del Q modificado de Barton que incorpora la influencia de las discontinuidades en la calidad de la roca, y los factores A , B y C definidos por Mathews, que corresponden al factor de esfuerzos, de discontinuidades y efecto de la gravedad en las paredes del caserón respectivamente. Sin embargo, esta metodología se basa principalmente en el estudio de casos históricos canadienses, por lo que su aplicabilidad no es directa a las características geotécnicas y geométricas de los yacimientos chilenos. La herramienta MineRoc desarrollada por el Advanced Mining Technology Center (AMTC) de la Universidad de Chile se presenta como una alternativa para definir las curvas de estabilidad, mediante el método de Mathews (1981). Esta metodología permite realizar un back análisis de dos sectores compuestos de 19 caserones propuestos cada uno, un análisis estadístico y definir las curvas de estabilidad locales, tanto para cada sector como para la mina de manera global, es decir, se ajusta una curva general con la información integrada de ambos sectores.

Dentro del back análisis se agrupan los puntos según su Equivalent Linear Overbreak Slough (ELOS), definido como el volumen de la cavidad sobre el área de la pared del diseño. Separados los puntos según su ELOS, solo 12 de los 76 se encuentran sobre 1 [m], lo que sumado al criterio de estabilidad de la mina de un 5% de sobre excavación, se traduce en una condición de estabilidad definida en ELOS 0.5 [m], donde las curvas que establecen los límites serán $N_{0.1} = 0.612 * HR^{1.8}$, $N_{0.5} = 0.335 * HR^{1.8}$ y $N_{1.0} = 0.12 * HR^{1.8}$ para el sector Veta 1; $N_{0.2} = 1.169 * HR^{1.8}$, $N_{1.0} = 0.738 * HR^{1.8}$ y $N_{1.5} = 0.573 * HR^{1.8}$ para el sector Veta 2; y $N_{0.1} = 0.947 * HR^{1.8}$, $N_{0.5} = 0.805 * HR^{1.8}$ y $N_{1.5} = 0.573 * HR^{1.8}$ para la mina global. Las curvas ajustadas difieren de las originales de Mathews, según lo esperado dado que no fueron generadas para casos de veta angosta, produciendo zonas de estabilidad distintas.

En zonas donde no se cuente con la cantidad adecuada de información geotécnica, estructural o sollicitaciones, en un nivel de ingeniería de factibilidad/básica se recomienda diseñar usando las curvas generales ajustadas. Los factores de ajuste de N influyen de distintas maneras dependiendo de las características propias del sector, sin embargo, mientras más extensa y variada es la zona estudiada, mayor será la influencia del Q' en el N . El método posee varios alcances y limitaciones, para el análisis presentado en esta memoria se consideran caserones aislados, cuyas distribuciones de esfuerzos inducidos fueron estimadas según la metodología de Stewart & Forsyth. Se recomienda calibrar los resultados obtenidos con un modelo numérico que permita obtener esfuerzos inducidos en los bordes de la excavación.

ABSTRACT OF THE THESIS TO OBTAIN

THE GRADE: Mining Engineer

BY: Eduardo Elías Cepeda González

DATE: 2023

THESIS ADV.: Javier Vallejos Massa

ANALYSIS OF THE EXPLOITATION SEQUENCE AND INTERACTION BETWEEN NARROW VEINS IN GOLD MINING

Mineral deposits in the form of narrow veins can be exploited using different methods, Sublevel Stopping being one of the most applied and widely used in Chile, whose stope stability is determined with the Mathews (1981) graphical stability method, which defines a stability number N and a hydraulic radius (HR). The stability number is built from Barton's modified Q , which incorporates the influence of discontinuities on the rock quality, and the factors A , B and C defined by Mathews, which correspond to the stress, discontinuity and effect factor of gravity on the walls of the stope respectively. However, this methodology is mainly based on the study of historical Canadian cases, so its applicability is not direct to the geotechnical and geometric characteristics of Chilean deposits. The MineRoc tool developed by the Advanced Mining Technology Center (AMTC) of Universidad de Chile is presented as an alternative to define stability curves, using the Mathews method (1981). This methodology develops a back analysis of two sectors defined by 19 proposed stopes each, a statistical analysis and definition of local stability curves, for both sectors and for the mine as a whole is made, that is, a general curve is adjusted with integrated information from both sectors.

Within the back analysis, the points are grouped according to their Equivalent Linear Overbreak Slough (ELOS), defined as the volume of the cavity over the area of the design wall. Separating the points according to their ELOS, only 12 of the 76 are above 1 [m], which added to the mine stability criterion of 5% over-excavation, translates into a stability condition defined in ELOS 0.5 [m], where the curves that establish the limits will be $N_{0.1} = 0.612 * HR^{1.8}$, $N_{0.5} = 0.335 * HR^{1.8}$ and $N_{1.0} = 0.12 * HR^{1.8}$ for Veta 1 sector; $N_{0.2} = 1.169 * HR^{1.8}$, $N_{1.0} = 0.738 * HR^{1.8}$ and $N_{1.5} = 0.573 * HR^{1.8}$ for Veta 2 sector; and $N_{0.1} = 0.947 * HR^{1.8}$, $N_{0.5} = 0.805 * HR^{1.8}$ and $N_{1.5} = 0.573 * HR^{1.8}$ for the global mine. The adjusted curves differ from the original Mathews, as expected since they were not generated for narrow vein cases, producing distinct stability zones.

In areas where the adequate amount of geotechnical, structural or stress information is not available, at a feasibility/basic engineering level, is recommended to design using the adjusted general curves. The N adjustment factors influence in different ways depending on the characteristics of the sector, however, the more extensive and varied the area studied, the greater the influence of Q' on N is. The method has several scopes and limitations. For the analysis presented in this report, isolated stopes are considered, whose induced stress distributions were estimated according to the Stewart & Forsyth methodology. It is recommended to calibrate the results obtained with a numerical model that allows obtaining induced stresses at the edges of the excavation.

Agradecimientos

Quiero destacar y expresar mi profundo agradecimiento a diversas personas que han desempeñado un papel fundamental en este proceso.

En primer lugar, deseo expresar mi gratitud hacia mis padres, Pilar y Hermes. A pesar de nuestras diferencias, siempre han brindado su apoyo de una manera única y han estado a nuestro lado. Asimismo, agradezco al resto de mi familia por su constante ayuda a lo largo de mi vida desde temprana edad.

A mis amigos, el Mesa y el Tito, les estoy agradecido por la compañía que me han brindado desde nuestra época en el Instituto. Compartir tantos momentos gratos y ser parte de sus vidas ha sido un verdadero privilegio que me ha permitido presenciar su crecimiento como individuos.

No puedo dejar de mencionar a mis hermanos Martín y Emilio, quienes han sido una presencia crucial en mi vida. Su compañía y apoyo han sido fundamentales para mantenerme centrado y motivado, y me siento afortunado de poder compartir intereses y experiencias con ellos.

También quiero reconocer y agradecer a la Tamy, el Mauri y a toda mi familia chilena en Canadá. Su acompañamiento y guía fueron esenciales para mí mientras me encontraba lejos de Chile, haciéndome sentir como en casa. A don Hector, por compartir su experiencia y enseñarme el valor de amar la vida.

El profesor Javier Vallejos merece mi agradecimiento especial por su paciencia y las valiosas enseñanzas que me ha brindado desde el curso de Mecánica de Rocas hasta mi paso por el laboratorio.

Quiero expresar mi aprecio al Advanced Mining Technology Center por proporcionar las oportunidades y herramientas necesarias para el desarrollo de esta memoria. Mi reconocimiento también se dirige al equipo del Laboratorio de Geomecánica y Diseño Minero, cuyo apoyo constante y conocimientos compartidos han sido de gran ayuda. En particular, quiero mencionar a Exequiel y Roberto, quienes desempeñaron un papel activo en el desarrollo de este trabajo.

A mi pareja Scarlett y a su familia, les agradezco por su inquebrantable apoyo y por hacerme sentir parte de su hogar a lo largo de todos estos años.

Finalmente, mi más profundo agradecimiento va dirigido a mi hija María Aurora del Pilar. Tú has sido mi mayor inspiración y fortaleza, brindándome la alegría y la determinación necesarias para enfrentar los desafíos presentes y futuros. Te amo de todo corazón.

A todos y cada uno de ustedes, ¡Mil gracias! Su presencia y contribuciones han dejado una huella indeleble en mi vida.

Tabla de Contenido

| | | |
|----------|--|----|
| 1. | Introducción..... | 1 |
| 1.1 | Contexto..... | 1 |
| 1.2 | Objetivo general..... | 1 |
| 1.3 | Objetivos Específicos | 1 |
| 1.4 | Alcances..... | 1 |
| 1.5 | Estructura..... | 2 |
| 2. | Revisión Crítica de la Literatura..... | 3 |
| 2.1 | Mecánica de Rocas | 3 |
| 2.1.1. | Macizo Rocoso | 3 |
| 2.1.2. | Roca Intacta | 4 |
| 2.1.3. | Esfuerzos | 5 |
| 2.2. | Métodos de Clasificación del Macizo Rocoso..... | 6 |
| 2.2.1. | Rock Quality Designation (RQD) (Deere et al., 1967) | 6 |
| 2.2.2. | Rock Tunneling Quality Index (Q) (Barton et al., 1974) | 7 |
| 2.2.3. | Geological Strength Index (GSI) (Hoek, 1994)..... | 10 |
| 2.3. | Método Sublevel Stopping..... | 12 |
| 2.3.1. | Estabilidad | 12 |
| 2.3.1.1. | Mathews et al. (1981) | 13 |
| 2.3.1.2. | Potvin (1988) | 16 |
| 2.3.1.3. | Mawdesley et al. (2001)..... | 17 |
| 2.3.1.4. | Métodos de Estabilidad Local..... | 19 |
| 2.3.1.5. | Limitaciones de los Métodos Empíricos..... | 19 |
| 2.4. | Dilución | 21 |
| 2.4.1. | ELOS | 22 |
| 2.4.2. | ELOS de Clark (1998)..... | 23 |
| 2.4.3. | ELOS actualizada Castro (2015)..... | 24 |
| 3. | Metodología..... | 25 |
| 3.1 | Software MineRoc | 25 |
| 3.1.1 | Adquisición de Información..... | 25 |
| 3.1.2 | Desempeño de Caserones..... | 25 |
| 3.1.3 | Base de Datos | 26 |
| 3.1.4 | Estabilidad de Caserones..... | 26 |
| 3.1.5 | Condicionantes de la Sobre Excavación | 26 |
| 3.2 | Procedimiento | 27 |

| | | |
|-----------|--------------------------------------|----|
| 3.2.1 | Antecedentes | 27 |
| 3.2.2 | Ingreso MineRoc | 30 |
| 4. | Resultados..... | 34 |
| 4.1 | Sector Veta 1..... | 34 |
| 4.2 | Sector Veta 2..... | 37 |
| 4.3 | Resultados Globales..... | 40 |
| 5. | Conclusiones y Recomendaciones | 44 |
| 6. | Bibliografía..... | 48 |
| Anexos | | 53 |
| Anexo A.1 | | 53 |
| Anexo A.2 | | 54 |

Índice de Tablas

| | |
|--|----|
| <i>Tabla 2.1 Clasificación macizo rocoso RQD</i> | 6 |
| <i>Tabla 2.2 Clasificación del macizo rocoso según el Q</i> | 10 |
| <i>Tabla 2.3 Calidad de la roca según GSI</i> | 11 |
| <i>Tabla 2.4 Formulación guía de estimación actualizada</i> | 24 |
| <i>Tabla 3.1 Resumen de las características geotécnicas de la roca intacta, por UG</i> | 29 |
| <i>Tabla 3.2 Modelo de esfuerzos de sobre carga</i> | 30 |
| <i>Tabla 3.3 Matriz de contingencia PSS</i> | 33 |
| <i>Tabla 4.1 Resumen casos analizados</i> | 34 |
| <i>Tabla 4.2 Resumen estadístico análisis sector Veta 1</i> | 35 |
| <i>Tabla 4.3 Resumen estadístico análisis sector Veta 2</i> | 38 |
| <i>Tabla 4.4 Resumen estadístico análisis global</i> | 41 |

Índice de Ecuaciones

| | |
|---|----|
| <i>Ecuación 2.1 Fórmula de cálculo de RQD (Deere et al., 1967)</i> | 6 |
| <i>Ecuación 2.2 Fórmula de cálculo de RQD (Palmstrom, 1982)</i> | 7 |
| <i>Ecuación 2.3 Fórmula para cálculo de Q (Barton et al., 1974)</i> | 7 |
| <i>Ecuación 2.4 Fórmula de Radio Hidráulico</i> | 14 |
| <i>Ecuación 2.5 Número de Estabilidad de Mathews</i> | 14 |
| <i>Ecuación 2.6 Fórmula Q'</i> | 14 |
| <i>Ecuación 2.7 Número de Estabilidad modificado por Potvin (1988)</i> | 17 |
| <i>Ecuación 2.8 Frontera estable-falla en gráfico de Mawdesley</i> | 18 |
| <i>Ecuación 2.9 Frontera falla-falla mayor en gráfico de Mawdesley</i> | 18 |
| <i>Ecuación 2.10 Fórmula de dilución ELOS (Clark & Pakalnis, 1997)</i> | 22 |
| <i>Ecuación 2.11 Dilución en base porcentual (Clark & Pakalnis, 1997)</i> | 23 |
| <i>Ecuación 3.1 Indicador de desempeño de Pierce</i> | 33 |
| <i>Ecuación 4.1 Curva de Estabilidad log normal</i> | 34 |
| <i>Ecuación 4.2 Curva de Estabilidad ELOS 0.1 [m] sector Veta 1</i> | 37 |
| <i>Ecuación 4.3 Curva de Estabilidad ELOS 0.5 [m] sector Veta 1</i> | 37 |
| <i>Ecuación 4.4 Curva de Estabilidad ELOS 1.0 [m] sector Veta 1</i> | 37 |
| <i>Ecuación 4.5 Curva de Estabilidad ELOS 0.2 [m] sector Veta 2</i> | 40 |
| <i>Ecuación 4.6 Curva de Estabilidad ELOS 1.0 [m] sector Veta 2</i> | 40 |
| <i>Ecuación 4.7 Curva de Estabilidad ELOS 1.5 [m] sector Veta 2</i> | 40 |
| <i>Ecuación 4.8 Curva de Estabilidad Global ELOS 0.1 [m]</i> | 43 |
| <i>Ecuación 4.9 Curva de Estabilidad Global ELOS 0.5 [m]</i> | 43 |
| <i>Ecuación 4.10 Curva de Estabilidad Global ELOS 1.5 [m]</i> | 43 |

Índice de Figuras

| | |
|---|----|
| Figura 2.1 Esquema de las propiedades de las discontinuidades (Wyllie, 1999)..... | 4 |
| Figura 2.2 Gráfico esfuerzo axial-deformación típico (Brady, 2004)..... | 5 |
| Figura 2.3 Set de discontinuidades y su valor para J_n (Hutchinson & Diederichs, 1996) | 7 |
| Figura 2.4 Valor de J_r según la rugosidad de las discontinuidades (Hutchinson & Diederichs, 1996)..... | 8 |
| Figura 2.5 Valor de J_a según el grado de alteración de las estructuras (Hutchinson & Diederichs, 1996)..... | 8 |
| Figura 2.6 Valor de J_w según la presencia de agua en las discontinuidades | 9 |
| Figura 2.7 Valor de SRF (Hutchinson & Diederichs, 1996)..... | 9 |
| Figura 2.8 Clasificación del GSI (Marinos & Hoek, 2000) | 11 |
| Figura 2.9 Vista isométrica de una operación típica de Sublevel Open Stopping (Oraee et al., 2008)..... | 12 |
| Figura 2.10 Gráfico de Estabilidad (Mathews et al., 1981) | 13 |
| Figura 2.11 Factores de ajuste determinados por Mathews (Mathews et al., 1981)..... | 15 |
| Figura 2.12 Gráfico de Estabilidad de Mathews modificado por Stewart & Forsyth | 15 |
| Figura 2.13 Gráfico de Estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988)..... | 16 |
| Figura 2.14 Gráfico de Estabilidad de Mathews basado en regresiones logísticas..... | 18 |
| Figura 2.15 Gráfico de Estabilidad de Mathews basado en regresiones logísticas con zona de caving (Mawdesley, 2002) | 19 |
| Figura 2.16 Limitaciones del Método de Estabilidad Gráfico (Hutchinson & Diederichs, 1996). | 21 |
| Figura 2.17 Sección transversal ELOS (Capes, 2009) | 22 |
| Figura 2.18 Guía de estimación de dilución de Clark (1998) | 23 |
| Figura 2.19 Guía de estimación actualizada (Castro, 2015)..... | 24 |
| Figura 3.1 Ubicación de la mina | 28 |
| Figura 3.2 Perfiles litológicos – geotécnicos (Hidalgo, 2020) | 28 |
| Figura 3.3 Estructuras mayores, sector Veta 1 a la izquierda y sector Veta 2 a la derecha, vista Este..... | 29 |
| Figura 3.4 Ingreso de características geotécnicas en MineRoc | 31 |
| Figura 3.5 Ingreso de modelo de esfuerzos en MineRoc | 31 |
| Figura 3.6 Ilustración módulo de desempeño de MineRoc | 32 |
| Figura 4.1 Sólidos de diseño sector Veta 1 | 35 |
| Figura 4.2 Histograma integrado Sector Veta 1..... | 36 |
| Figura 4.3 Gráfico de Estabilidad Local y curvas de Clark sector Veta 1 | 37 |
| Figura 4.4 Sólidos de diseño sector Veta 2..... | 38 |
| Figura 4.5 Histograma integrado sector Veta 2..... | 39 |
| Figura 4.6 Gráfico de Estabilidad Local y curvas de Clark sector Veta 2 | 40 |
| Figura 4.7 Vista global triangulaciones..... | 41 |
| Figura 4.8 Histograma integrado global | 42 |
| Figura 4.9 Gráfico de Estabilidad Global y curvas de Clark | 43 |

1. Introducción

1.1 Contexto

La explotación de yacimientos cuya mineralización se presenta en forma de vetas verticales o sub verticales se puede generar mediante Sublevel Stopping, Sublevel Caving, Cut & Fill, Shrinkage Stopping o Vertical Crater Retrat (VCR). La elección de uno u otro método dependerá de distintos aspectos como la dilución, recuperación, ritmo de producción, selectividad y resultados técnico-económicos, que a su vez dependen de las características del macizo rocoso, distribución de esfuerzos, presencia de estructuras y la propia disposición espacial del material de interés.

La investigación se realizará para estudiar la interacción entre vetas angostas en minería de oro, explotada mediante Sublevel Stopping aplicada a una mina en la comuna de Alhué. En primera instancia se analizará la información disponible y los gráficos de estabilidad y sobre excavación local generados mediante MineRoc, lo que permitirá examinar el caso real de la mina adaptado a características geológicas de la zona de estudio.

Es interesante aplicar estos métodos de análisis ya que la minería de veta angosta presenta características muy distintivas en el diseño de unidades de explotación, esto corresponde a tener una dimensión muy pequeña (potencia de la veta) y una muy grande (en la extensión de la veta), y donde pequeñas socavaciones fuera del diseño original generan como resultado grandes diluciones que pueden poner en riesgo la continuidad de la operación.

1.2 Objetivo general

Analizar efectos de la secuencia de explotación e interacción entre vetas angostas en la estabilidad de caserones para un sector de la mina.

1.3 Objetivos Específicos

- Estandarizar la base de datos digital de parámetros geológicos, geotécnicos y mineros de la operación según la planificación.
- Proponer distintas geometrías para evaluar su efecto en el análisis empírico.
- Evaluar la estabilidad de caserones propuestos mediante MineRoc.
- Obtener Curvas de Estabilidad Locales y Global de la Mina.

1.4 Alcances

La información es generada originalmente por el departamento de Geomecánica de una mina de veta angosta de la región de Alhué. Curvas de estabilidad, triangulaciones y estructuras se han complementado con la tesis de Brayan Hidalgo (Hidalgo, 2020). La metodología de trabajo en MineRoc se complementó con la memoria de Jean Azorin (Azorin, 2017).

El trabajo se centra en el modelamiento de la sobre excavación de los caserones y como es afectada por el plan de producción.

No se estudia el comportamiento general de minas de veta angosta.

1.5 Estructura

El primer capítulo consistirá en una introducción al tema, abarcando la motivación y el contexto del estudio, así como los objetivos y alcances de este trabajo.

En el segundo capítulo se llevará a cabo una revisión crítica de la literatura. Se analizará la relevancia del estudio propuesto y se examinará el trabajo de otros autores para determinar las principales variables y factores a investigar. Además, se presentarán las herramientas clave que se utilizarán para llevar a cabo este trabajo.

El tercer capítulo presentará la metodología utilizada en esta memoria. Se describirán las herramientas empleadas y se explicará el procedimiento seguido para obtener los resultados deseados.

En el cuarto capítulo se expondrán los resultados más importantes de este estudio. Esto incluirá datos como el ELOS, el porcentaje de sobre excavación y el radio hidráulico, así como las curvas de estabilidad.

El quinto capítulo contendrá las conclusiones clave derivadas de la realización de este trabajo. Además, se incluirán recomendaciones para futuras réplicas del estudio o para complementar los análisis.

2. Revisión Crítica de la Literatura

En esta sección se realizará una revisión crítica de la literatura, se enmarcarán los términos teóricos requeridos para el desarrollo de esta memoria. Se revisa el trabajo de otros autores para determinar las principales variables y factores a investigar. Además, las principales herramientas a utilizar son presentadas y se contextualiza la investigación respecto a la mina estudiada. Todo esto dentro del punto de vista geomecánico, centrado en la estabilidad de caserones de Sublevel Stopping.

2.1 Mecánica de Rocas

2.1.1. Macizo Rocoso

Para el desarrollo de cualquier actividad minera se deben realizar previamente estudios geotécnicos y geomecánicos de la roca intacta y del macizo rocoso del sector. Sin embargo, la actual tecnología y métodos de obtención de información no permiten conocer la geología de un sector en plenitud, sobre todo para operaciones subterráneas, lo que se traduce en una incerteza que afecta en distinta medida el desarrollo de la futura actividad minera.

Se pueden distinguir tres grupos principales de características geomecánicas de la roca: las discontinuidades, las propiedades intrínsecas del material, y el modelo de esfuerzos.

- Discontinuidades:

Las discontinuidades corresponden a estructuras que separan o definen bloques dentro de la matriz rocosa del macizo. La resistencia a la tracción de estas superficies suele ser nula o muy baja, por lo que su comportamiento es caracterizado por la resistencia al corte que posee el material que rellena dichas estructuras (Barton, 1978).

Las discontinuidades se pueden presentar de distintas maneras, tanto en su extensión, número u orientación, lo que afectará la manera en la que el macizo se comporta. Existen distintos tipos de discontinuidades tales como fallas, planos de estratificación, diaclasas, contactos litológicos, vetillas, etc (Price, 1966); (Priest, 1993).

Los análisis de estabilidad son altamente afectados por las características de las discontinuidades, las que se presentan a continuación (Barton, 1978):

a) Orientación: es la manera en la que se presenta la estructura en el espacio, suele describirse con los parámetros dip y dip direction. El dip es el ángulo formado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente del plano, mientras que el dip direction es el ángulo entre la línea del norte y la proyección horizontal del dip. Cuando una selección de discontinuidades posee orientaciones similares, se dice que existe un set de discontinuidades.

b) Espaciamiento: es la distancia entre discontinuidades adyacentes, se suele definir un rango de espaciamiento, y se utiliza el valor promedio para una determinada zona de estudio.

c) Persistencia: corresponde a la extensión o longitud de una discontinuidad, mayores persistencias corresponden a macizos menos estables.

d) Rugosidad: se refiere a las irregularidades en la superficie de las distintas discontinuidades. Se relaciona directamente con la resistencia al corte de la estructura. Mientras mayor es la rugosidad de la discontinuidad, mayor será la competencia de la roca.

e) Apertura: se le llama así a la separación o espacios vacíos (reellenos con algún fluido, aire o agua) entre las discontinuidades. Mayor apertura se traduce en condiciones menos favorables.

f) Relleno: es el o los materiales que se encuentran dentro de una discontinuidad, regularmente son más débiles que la roca caja. Pueden existir distintos tipos de relleno como arcillas, recubrimiento de minerales o vetillas. Cuando el relleno es duro el macizo será más competente, y cuando sean blandos la roca será menos competente.

A continuación, en la Figura 2.1, se presenta un esquema de las propiedades de las discontinuidades.

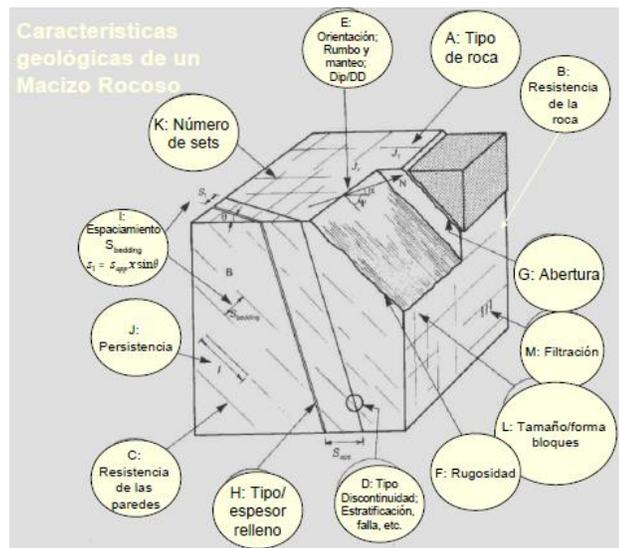


Figura 2.1 Esquema de las propiedades de las discontinuidades (Wyllie, 1999)

2.1.2. Roca Intacta

Existen varios tipos de información relevante para un proyecto, uno de los cuales es la resistencia que presenta la roca bajo distintos esfuerzos, como se deforma y como falla. Para despejar estas incógnitas se deben aplicar distintos ensayos de laboratorio sobre testigos de roca. Existen diferentes tipos de ensayos como el uniaxial, donde el testigo se somete a un esfuerzo axial sin confinamiento, y las deformaciones se miden de manera continua gracias a una herramienta llamada strain gauge. En los ensayos de compresión uniaxial se suele considerar que los testigos de roca presentan un comportamiento continuo, homogéneo, isótropo, lineal y elástico (roca tipo CHILE).

Los resultados obtenidos gracias a este ensayo son la resistencia a la compresión uniaxial de la roca (UCS), el módulo de Young (E) y la razón de Poisson (ν), que se pueden calcular a partir del gráfico esfuerzo-deformación como el presentado en la Figura 2.2.

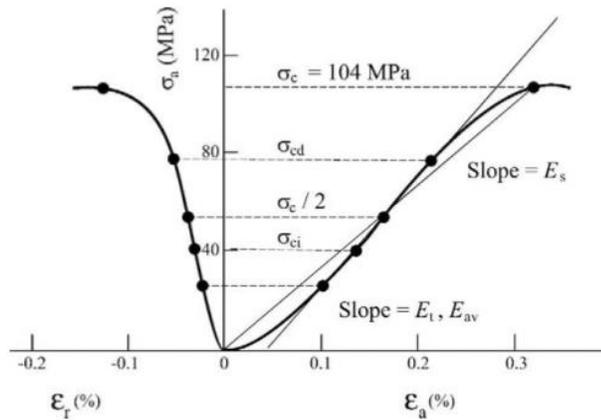


Figura 2.2 Gráfico esfuerzo axial-deformación típico (Brady, 2004)

Luego del ensayo uniaxial se recomienda realizar ensayos de compresión triaxial, ya que este último se puede configurar para distintos confinamientos. En este tipo de ensayo el testigo se somete a un esfuerzo axial (σ_1) y dos esfuerzos laterales iguales ($\sigma_2=\sigma_3$), sin medición de la deformación. Este ensayo apunta a calibrar distintos criterios de falla para la roca.

Los criterios de falla más usados en la actualidad son los de Mohr (Mohr, 1914) - Coulomb (Coulomb, 1776), el de Hoek-Brown (Hoek & Brown, 1980) y el criterio frágil (Kaiser et al, 2000). Las hipótesis se basan en que la falla de la roca es función del esfuerzo principal mayor y el esfuerzo principal menor. Mientras que el criterio de Mohr-Coulomb es lineal, el de Hoek-Brown es potencial y el de Kaiser multi lineal.

2.1.3. Esfuerzos

El macizo rocoso se deforma y fractura debido a su propio peso y al campo de esfuerzos existente en el sector. En una operación minera la roca en la cual se realiza la producción está sometida a la carga litostática sobre ella, la actividad tectónica y la propia actividad minera. En vista de esto se definen dos tipos de esfuerzos, in situ e inducidos. Los esfuerzos son definidos en base a su magnitud y dirección.

Esfuerzos in situ se refiere a la configuración de esfuerzos presentes en la zona antes de cualquier actividad minera o industrial. Se recomienda realizar estudios en las proximidades para determinar correctamente estos esfuerzos. Por otro lado, los esfuerzos inducidos corresponden a aquellos resultantes luego de que se realizan actividades mineras en el sector.

Dependiendo de varios factores como la geología, diseño de las excavaciones, propiedades del macizo y esfuerzos pre-minería, se generarán distintas redistribuciones de los esfuerzos alrededor de las labores. Para poder calcular estos esfuerzos inducidos se utiliza el supuesto de que el material se comporta como una roca tipo CHILE (continuo, homogéneo, isótropo, lineal y elástico), esta consideración obtiene buenos resultados en un macizo homogéneo e isótropo, a grandes profundidades y en presencia de altos esfuerzos.

Para obtener valores para los esfuerzos asociados a estas situaciones existen distintos tipos de soluciones; analíticas, las cuales se pueden obtener mediante el cálculo de esfuerzos totales alrededor de una excavación (Kirsch, 1898) o numéricas, con el uso de herramientas computacionales. Los softwares especializados utilizan distintos métodos para resolver dichas

ecuaciones, entre los que se encuentran los elementos de borde, elementos finitos y diferencias finitas.

2.2. Métodos de Clasificación del Macizo Rocoso

En las primeras etapas de un proyecto minero debe realizarse un diseño preliminar de lo que será la actividad minera en el sector, sin embargo, a esas alturas del proyecto no se posee mucha información acerca de la roca y de su comportamiento a distintas tareas productivas, es por esto que se han desarrollado distintos métodos de clasificación del macizo rocoso a través del tiempo, con el fin de resumir sus propiedades de resistencia y deformación.

Se debe tomar en cuenta que el uso de los distintos sistemas de clasificación no reemplaza los procedimientos de diseño más elaborados, pero son un buen punto de partida para estimaciones básicas, a medida que se obtiene más información de la zona se deben actualizar los sistemas de clasificación y complementar con herramientas más completas.

Los distintos métodos de clasificación se han construido con el fin de formalizar una aproximación empírica para el diseño de excavación subterráneas, pero se debe ser cuidadoso en su uso debido a que estos deben calibrarse dependiendo de la situación en la que se encuentre el sector. Los principales métodos de clasificación son los siguientes:

- Rock Quality Designation o RQD (Deere & Miller, 1966).
- Rock Tunneling Quality Index o Q (Barton et al., 1974).
- Rock Mass Rating o RMR (Bieniawski, 1973).
- Mining Rock Mass Rating o MRMR (Laubscher, 1977).
- Geological Strength Index o GSI (Hoek, 1994).

2.2.1. Rock Quality Designation (RQD) (Deere et al., 1967)

El RQD (Deere et al., 1967) es una herramienta que permite estimar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso a partir de los testigos de sondajes realizados. Corresponde al porcentaje de segmentos con una longitud mayor o igual a 10 cm respecto al largo total del testigo (Deere et al., 1967), que se representa en la Ecuación 2.1.

$$RQD = \frac{\sum \text{Segmentos } \text{argo} > 10 \text{ cm}}{\text{Largo total del testigo}} \times 100$$

Ecuación 2.1 Fórmula de cálculo de RQD (Deere et al., 1967)

Deere propone la clasificación mostrada en la Tabla 2.1 que relaciona el RQD con la calidad del macizo rocoso.

Tabla 2.1 Clasificación macizo rocoso RQD

| RQD (Descripción) | RQD (Valor [%]) |
|-------------------|-----------------|
| Muy Mala | 0-25 |
| Mala | 25-50 |
| Regular | 50-75 |
| Buena | 75-90 |

| | |
|-----------|--------|
| Muy Buena | 90-100 |
|-----------|--------|

El RQD puede estimarse visualmente si las discontinuidades afloran en la superficie a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen, tal como muestra la Ecuación 2.2.

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

Ecuación 2.2 Fórmula de cálculo de RQD (Palmstrom, 1982)

J_v corresponde a la suma del número total de discontinuidades por unidad de volumen [m3].

Este método es usado frecuentemente, sin embargo, no distingue correctamente entre dos macizos muy buenos o dos muy malos y los trozos menores a 10 cm no aportan información, por lo que no es un muy buen indicador.

2.2.2. Rock Tunneling Quality Index (Q) (Barton et al., 1974)

Se construye para poder diseñar los soportes necesarios en túneles construidos en roca dura, sigue la siguiente relación.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \frac{J_r}{J_a} \frac{J_w}{SRF}$$

Ecuación 2.3 Fórmula para cálculo de Q (Barton et al., 1974)

Donde:

- RQD : Es el índice Rock Quality Designation (Deere et al., 1967).

- J_n (set de discontinuidades): corresponde al número de sets de discontinuidades presentes en la roca, un set se refiere a discontinuidades con similares dip/dipdir. Los sets deben definirse bien como grupo para ser representativos de la realidad, de lo contrario se consideran aleatorios. El valor del J_n varía según la Figura 2.3.

| # of Joint Sets | | J_n | | | # of Joint Sets |
|-----------------------------|---|-------|----|--|----------------------------|
| Intact Rock No Joints |  | 0.5 | 1 |  | Few Random Joints Only |
| 1 Set |  | 2 | 3 |  | 1 Set + Random |
| 2 Sets |  | 4 | 6 |  | 2 Sets + Random |
| 3 Sets |  | 9 | 12 |  | 3 Sets + Random |
| > 4 Sets Heavily Jointed |  | 15 | 20 |  | Earthlike, Crushed Rock |

Figura 2.3 Set de discontinuidades y su valor para J_n (Hutchinson & Diederichs, 1996)

- J_r (rugosidad de las discontinuidades): representa el patrón estructural del macizo identificando texturas a pequeña y gran escala. Para estructuras no persistentes con espaciamentos mayores a 3 m es necesario sumarle 1 al valor de J_r . El valor de J_r varía según la Figura 2.4.

| | | Planar | Undulating | Discontinuous |
|--------------|--|--------|------------|---------------|
| Small Scale: | <i>J_r</i> (Critical Set) | | | |
| | Slickensided | 0.5 | 1.5 | 2.0 |
| | Smooth | 1.0 | 2.0 | 3.0 |
| | Rough | 1.5 | 3.0 | 4.0 |
| | Gouge-Filled No Wall Contact | 1.0 | 1.0 | 1.5 |

Figura 2.4 Valor de J_r según la rugosidad de las discontinuidades (Hutchinson & Diederichs, 1996)

- J_a (alteración de las estructuras): ilustra el grado de alteración de las discontinuidades de la roca. El valor de J_a varía según la Figura 2.5.

| Typical Description (Critical Joint Set) | J_a |
|--|-----------|
| Tightly Healed | 0.75 |
| Surface Staining Only | 1.0 |
| Slightly Altered Joint Walls. Sparse Mineral Coating. | 2.0-3.0 |
| Low Friction Coating (Chlorite, Mica, Talc, Clay) < 1 mm thick | 3.0-6.0 |
| Thin Gouge, Low Friction or Swelling Clay 1 - 5 mm thick | 6.0-10.0 |
| Thick Gouge, Low Friction or Swelling Clay > 5 mm thick | 10.0-20.0 |

Figura 2.5 Valor de J_a según el grado de alteración de las estructuras (Hutchinson & Diederichs, 1996)

- J_w (condición de agua de las discontinuidades): es un factor de reducción que busca aplicar el efecto del agua en las discontinuidades, que corresponde a una reducción de esfuerzos normales debido a la presión del agua. Este factor se considera solamente cuando la presencia de agua persiste en el tiempo. El valor de J_w varía según la Figura 2.6.

| <i>Joint Water Description</i> | <i>Pressure (kPa)</i> | <i>Jw</i> |
|---|-----------------------|-----------------|
| Dry Excavation (Less than 5 litres/min locally) | < 100 | 1.0 |
| Medium Inflow or Pressure | 100-250 | 0.66 |
| Large Inflow or High Pressure No Joint Filling | 250-1000 | 0.5 |
| Large Inflow or High Pressure Outwash of Joint Filling | 250-1000 | 0.33 |
| Exceptionally Large Inflow or Pressure Decaying After Excavation | > 1000 | 0.2-0.1 |
| Exceptionally Large Inflow or Pressure No Reduction After Excavation | > 1000 | 0.1-0.05 |

Figura 2.6 Valor de J_w según la presencia de agua en las discontinuidades

- *SRF* (efectos de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso): ilustra el efecto de los esfuerzos sobre el macizo y como estos generan fracturas en la roca. El *SRF* se determina en función de la razón de resistencia de la roca UCS y el esfuerzo principal mayor σ_1 . Para la relación σ_c/σ_1 se tienen las siguientes relaciones.

- σ_c/σ_1 Bajo: fracturamiento por altos esfuerzos, aumentar el *SRF* implica disminuir el *Q*.

- σ_c/σ_1 Medio: bloques quedan ajustados, disminuir el *SRF* aumenta el *Q*.

- σ_c/σ_1 Alto: bloques quedan sueltos generando inestabilidades, aumentar el *SRF* disminuye el *Q*.

El valor de *SRF* varía según la Figura 2.7.

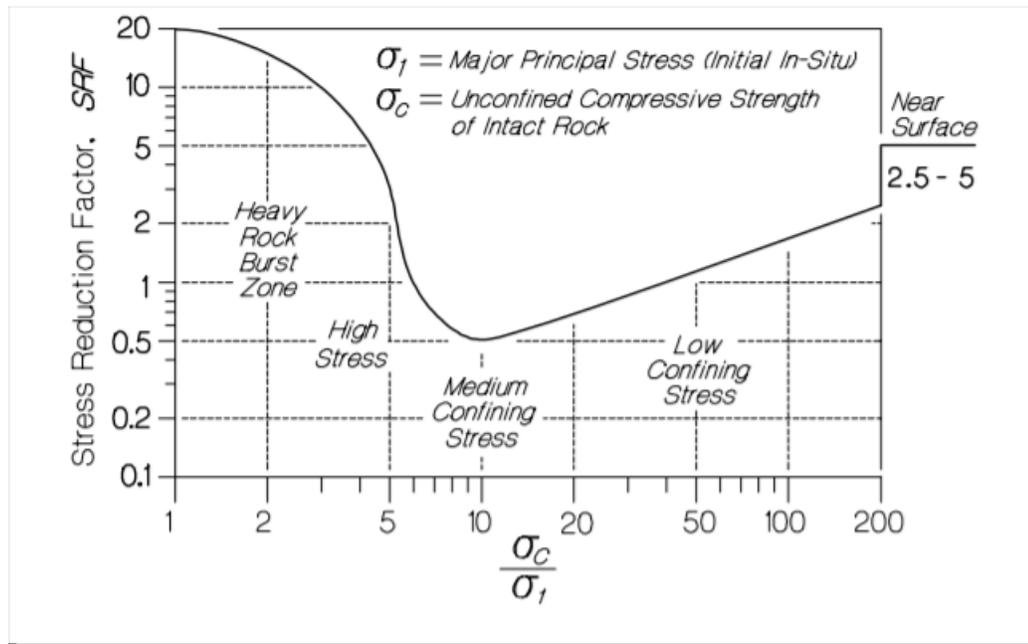


Figura 2.7 Valor de *SRF* (Hutchinson & Diederichs, 1996)

Dichos coeficientes tienen el siguiente significado geomecánico.

- RQD/J_n : corresponde al tamaño de los bloques.
- J_r/J_a : representa la resistencia al corte entre bloques.
- J_w/SRF : se refiere a los esfuerzos activos.

Los esfuerzos no son estáticos y suelen cambiar dependiendo de varios factores, por lo que serán distintos en minería superficial y subterránea. Con lo anterior en mente se vuelve a definir el índice Q y se propone el índice modificado Q', en el cual es J_w y SRF se igualan a 1, como se mostrará más adelante.

La Tabla 2.2 resume la calidad del macizo según el índice Q.

Tabla 2.2 Clasificación del macizo rocoso según el Q

| Descripción del Macizo | Q |
|-------------------------------|------------|
| Excepcionalmente Malo | 0.001-0.01 |
| Extremadamente Malo | 0.01-0.1 |
| Muy Malo | 0.1-1 |
| Malo | 1-4 |
| Regular | 4-10 |
| Bueno | 10-40 |
| Muy Bueno | 40-100 |
| Extremadamente Bueno | 100-400 |
| Excepcionalmente Bueno | 400-1000 |

2.2.3. Geological Strength Index (GSI) (Hoek, 1994).

Inicialmente se desarrollaron varios estudios para usar el GSI en el criterio de falla de Hoek-Brown para macizos de roca dura (Hoek, 1994); (Hoek, 1995). Posteriormente se ha desarrollado el índice GSI para incluir macizos de mala calidad (Hoek et al., 1998); (Marinos & Hoek, 2000); (Marinos & Hoek, 2001).

El GSI corresponde a un índice que estima la disminución de la resistencia de la roca bajo diferentes condiciones geológicas, se obtiene en base a las estructuras presentes en el macizo y la condición de las discontinuidades. El valor de GSI suele asignarse con un rango de +/-15 puntos, y varía según la Figura 2.8.

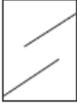
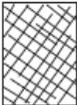
| <p align="center">Geological Strength Index Jointed Rocks (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>From the lithology, structure, and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavorable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behavior. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p> | | <p align="center">Surface conditions</p> <p>Very good Very rough, fresh unweathered surfaces</p> <p>Good Rough, slightly unweathered, nonstained surfaces</p> <p>Fair Smooth, moderately weathered and altered surfaces</p> <p>Poor Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments</p> <p>Very poor Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings</p> <p align="right">Decreasing surface quality </p> | | | | | | | | |
|---|--|--|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|
| <p align="center">Structure</p> | | <p align="center">Decreasing interlocking of rock pieces </p> | | | | | | | | |
|  | Intact or massive —Intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities | 90 | 80 | 70 | 60 | 50 | 40 | 30 | 20 | 10 |
|  | Blocky —Well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubic blocks formed by three intersecting discontinuity sets | 90 | 80 | 70 | 60 | 50 | 40 | 30 | 20 | 10 |
|  | Very blocky —interlocked Partially disturbed mass with multifaceted angular blocks formed by four or more joint sets | 90 | 80 | 70 | 60 | 50 | 40 | 30 | 20 | 10 |
|  | Blocky/disturbed/seamy —Folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity | 90 | 80 | 70 | 60 | 50 | 40 | 30 | 20 | 10 |
|  | Disintegrated —Poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces | 90 | 80 | 70 | 60 | 50 | 40 | 30 | 20 | 10 |
|  | Laminated/sheared —Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes | N/A | N/A | N/A | N/A | N/A | N/A | N/A | N/A | N/A |

Figura 2.8 Clasificación del GSI (Marinos & Hoek, 2000)

Y la calidad del macizo según el GSI se resume en la Tabla 2.3.

Tabla 2.3 Calidad de la roca según GSI

| GSI | Clase | Calidad del Macizo |
|------------|--------------|---------------------------|
| 0-20 | V | Muy Mala |
| 21-40 | IV | Mala |
| 41-60 | III | Regular |
| 61-80 | II | Buena |
| 81-100 | I | Muy Buena |

2.3. Método Sublevel Stopping

Este método suele utilizarse principalmente en yacimientos tabulares verticales o subverticales, es importante que tanto la roca caja como la zona mineralizada presenten buenas condiciones de estabilidad, esto quiere decir que existan condiciones competentes para que los desarrollos sean estables (Hamrin, 2001).

El Sublevel Stopping consiste en diseñar caserones separados por pilares verticales o subverticales, y niveles de producción separados por losas o pilares corona. Dependiendo de la estabilidad de la roca puede optarse por variantes en las cuales se pueden rellenar los caserones para así poder extraer los pilares que quedan entre estos, aumentando así la recuperación. En la Figura 2.9 se esquematiza de manera general el funcionamiento del método.

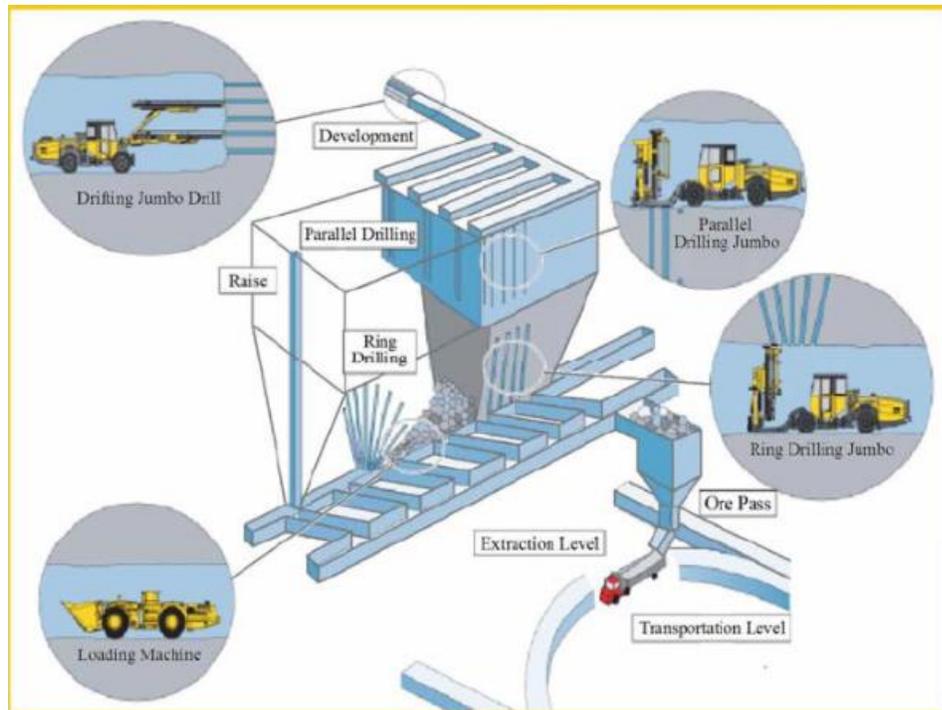


Figura 2.9 Vista isométrica de una operación típica de Sublevel Open Stopping (Oraee et al., 2008)

2.3.1. Estabilidad

El diseño de los caserones depende fuertemente de las características geomecánicas de la roca, la presencia de discontinuidades y su estabilidad, los esfuerzos pre-minería y la redistribución de los mismos que se genere alrededor de las excavaciones, en base a todos estos factores se determina la geometría y estabilidad de los caserones, además de cuantificar en etapas tempranas del proyecto la dilución y la sobre excavación que pueden producirse.

Los distintos métodos que se utilizan para el análisis de estabilidad pueden ser analíticos, empíricos y numéricos. Los primeros se basan en las soluciones propuestas por Kirsch (Kirsch, 1898) y Ladanyi (Ladanyi & Gill, 1988), sin embargo, su aplicación se reduce a obras de geometrías simples y en dos dimensiones (Mitri & Zhang, 2008).

Las herramientas empíricas para realizar un análisis de estabilidad se fundamentan principalmente en estudios basados en equilibrio de esfuerzos, estructuras geológicas presentes y geometría de las excavaciones.

Ambas metodologías tienen ciertas limitaciones, y el modelamiento numérico se presenta como una rama interesante para corregirlas y complementar el diseño.

El método de estabilidad de Mathews (Mathews et al., 1981), el cual ha sido calibrado en distintos trabajos usando datos de casos históricos reportados, es la base de los métodos empíricos actuales.

2.3.1.1. Mathews et al. (1981)

El método de diseño empírico de Mathews et al. (1981) fue creado inicialmente para caserones en profundidad, y luego se extendió su uso mediante la adición de distintas bases de datos, provenientes de distintas investigaciones (Potvin., 1988); (Stewart & Forsyth, 1995); (Trueman et al., 2000); (Mawdesley et al., 2001). El criterio evalúa los siguientes eventos.

- Falla controlada por esfuerzos en caserones.
- Falla estructural en caserones.
- Falla por combinación de mecanismos anteriores.

El método de Mathews genera tres zonas de estabilidad en un gráfico de dispersión semilogarítmico como el que se muestra en la Figura 2.10.

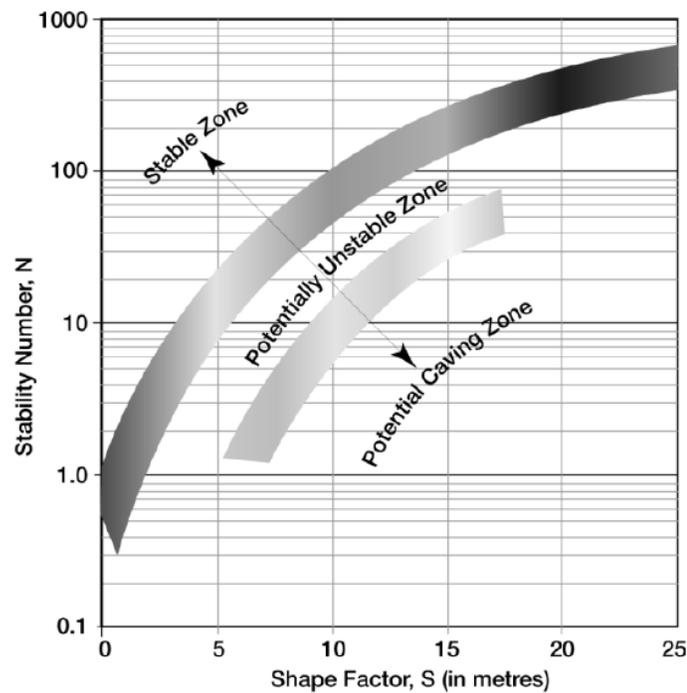


Figura 2.10 Gráfico de Estabilidad (Mathews et al., 1981)

- Zona estable: la excavación se mantiene por si sola y no requiere soporte, o solo necesita soporte local.
- Zona de falla: la excavación presenta falla localizada, pero tiende a formar arcos mecánicos estables. Añadiendo el uso de soporte se puede disminuir el riesgo de falla.
- Zona de falla mayor o caving: la excavación falla y no logra estabilizarse antes del relleno de toda la cavidad.

Estas zonas se separan entre sí por límites de isoprobabilidad de falla, basados en observaciones empíricas. Para ubicar los puntos en el gráfico de dispersión de Mathews se introduce el concepto de radio hidráulico (RH) que cuantifica la dimensión de la pared del caserón a evaluar.

$$RH = \frac{\text{Área pared [m}^2\text{]}}{\text{Perímetro pared [m]}}$$

Ecuación 2.4 Fórmula de Radio Hidráulico

El índice que acompaña a este parámetro se conoce como número de estabilidad (N), el cual se obtiene mediante la siguiente relación.

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

Ecuación 2.5 Número de Estabilidad de Mathews

- Q' : índice Q de Barton modificado.
- A : factor de ajuste por esfuerzos.
- B : factor de ajuste por discontinuidades.
- C : factor de ajuste por gravedad.

El índice Q de Barton modificado considera un SRF igual a 1, ya que se basa en casos históricos de túneles y no representa necesariamente la estabilidad de caserones.

Igualmente, el parámetro Jw se considera 1 en vista de que los casos registrados presentaron condiciones secas. A raíz de esto, se construyó un sistema de Q modificado (Q') el cual es utilizado para los análisis de estabilidad de las excavaciones.

$$Q' = \frac{RQD J_r}{J_n J_a}$$

Ecuación 2.6 Fórmula Q'

El índice A corresponde a un factor de reducción por esfuerzos que reemplaza al SRF del sistema de Barton, y se basa en la razón entre la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta σ_{UCS} [MPa], y el máximo esfuerzo inducido, σ_1 [MPa], actuando sobre la superficie.

El índice B considera la orientación del set estructural más crítico, relativo a la orientación de la superficie del caserón.

El factor C se basa en el efecto ejercido por la gravedad sobre la estabilidad de la superficie del caserón, y representa el ajuste por inclinación de las paredes.

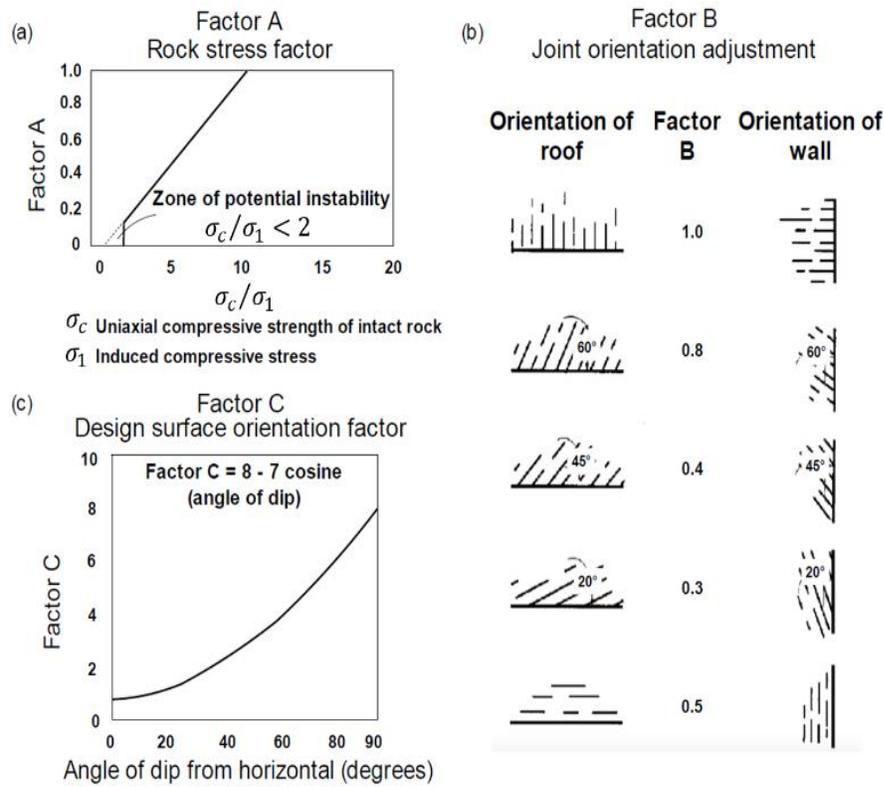


Figura 2.11 Factores de ajuste determinados por Mathews (Mathews et al., 1981)

Stewart y Forsyth actualizaron el gráfico de Mathews y proponen cuatro zonas de estabilidad (Stewart & Forsyth, 1995).

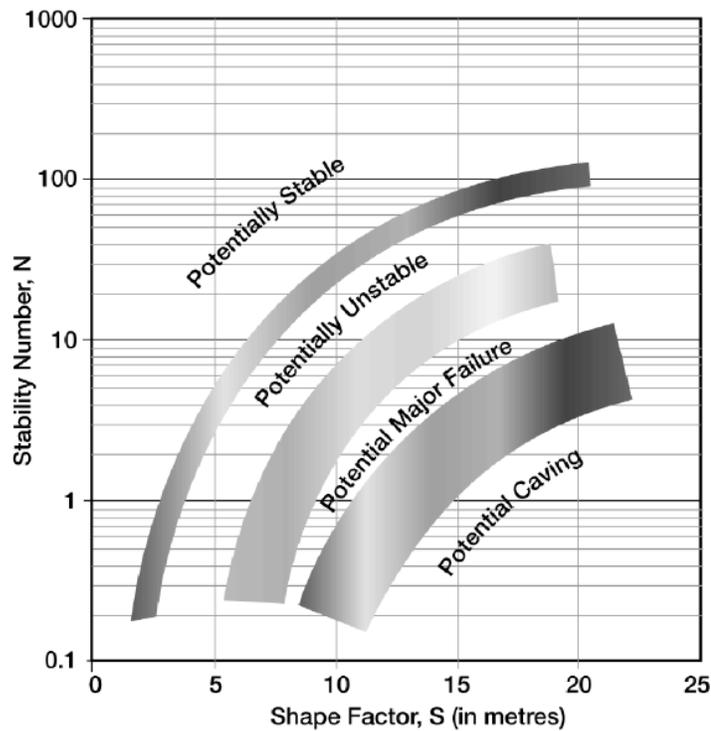


Figura 2.12 Gráfico de Estabilidad de Mathews modificado por Stewart & Forsyth

- Potencialmente estable: superficies se encuentran totalmente soportadas y no requieren refuerzo, con mínima dilución (<10%).
- Potencialmente inestable: superficies requieren cierto tipo de soporte. La extensión del soporte determinará la falla asociada a dilución (10 a 30%).
- Potencial falla mayor: superficies requieren refuerzo extensivo (dilución mayor a 30%).
- Potencial hundimiento: en esta zona el refuerzo ya no es útil, las superficies continuarán fallando hasta que no existan espacios abiertos remanentes o la falla haya conectado con la superficie.

Para minas explotadas mediante block caving, el gráfico original de Mathews no determinaba de manera correcta la extensión del nivel de hundimiento, es decir, la frontera no entregaba áreas lo suficientemente extensas para propagar el hundimiento, es por esto que Stewart y Forsyth construyeron este límite basados en el gráfico de Laubscher (Laubscher, 1990), el cual reflejaba de manera correcta los casos históricos de block caving.

2.3.1.2. Potvin (1988)

El método desarrollado por Potvin (1988) corresponde a una modificación del método de Mathews et al. (1981), el objetivo era construir un modelo geomecánico que pudiera predecir la estabilidad de caserones abiertos para la geología de Canadá. Potvin se basó en 176 casos históricos de caserones sin soporte y 66 casos con soporte, recolectados de faenas de Sublevel Stopping canadienses. El gráfico corresponde a uno de dispersión semilogarítmico que se divide en tres zonas.

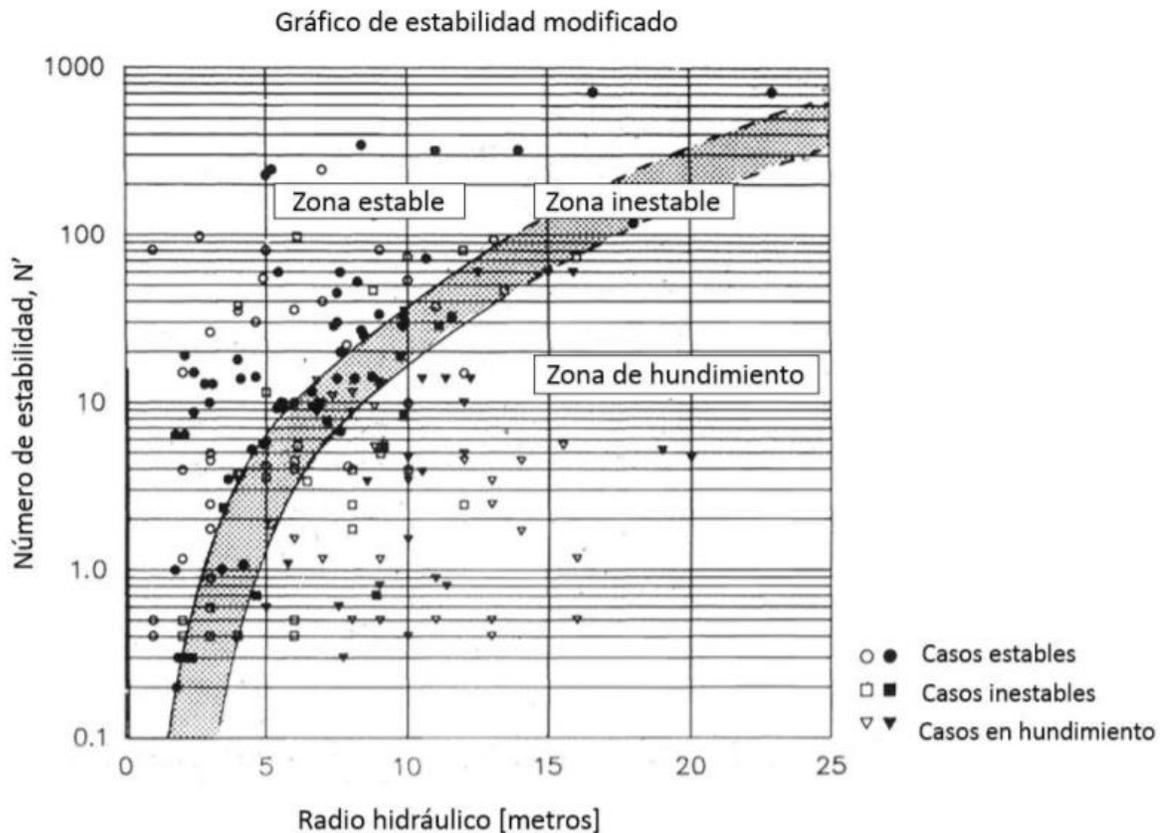


Figura 2.13 Gráfico de Estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988)

- Zona estable: estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no requieren mayor soporte o refuerzo.
- Zona inestable: se generan desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable. Se aconseja usar soporte y refuerzo.
- Zona de hundimiento: inestabilidad potencial, pueden ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared hasta inhabilitar la actividad en el sector.

El radio hidráulico y el número de estabilidad difieren de los originales propuestos por Mathews.

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

Ecuación 2.7 Número de Estabilidad modificado por Potvin (1988)

- Q' : índice Q de Barton modificado.
- A : factor de ajuste por esfuerzos modificado.
- B : factor de ajuste por discontinuidades modificado.
- C : factor de ajuste por gravedad modificado.

Factor A representa la influencia de los esfuerzos inducidos en torno a la excavación, y se obtiene mediante modelamiento numérico. Los factores B y C fueron modificados estudiando redes estereográficas y minimizando las formas de falla por gravedad en dos formas: caída por causa gravitacional y deslizamiento relativo de bloques.

Varios autores han estudiado los distintos factores involucrados en el cálculo del número de estabilidad y han propuesto actualizaciones a éstos (Hadjigeorgiou et al., 1995); (Clark & Pakalnis, 1997); (Diederichs & Kaiser, 1999); (Stewart & Trueman, 2004); (Bewick & Kaiser, 2009); (Vallejos et al., 2016a); (Vallejos et al., 2016b); (Vallejos et al., 2017); (Vallejos et al., 2018a); (Vallejos et al., 2018b); (Vallejos & Díaz, 2020a); (Vallejos et al., 2023). Otros autores han propuesto nuevos factores que modifican el número de estabilidad de acuerdo con el efecto del tiempo en la excavación (Pakalnis, 1986); (Tannant & Diederichs, 1997) y a la influencia de las fallas en la estabilidad de las paredes del caserón (Suorineni et al., 2001).

2.3.1.3. Mawdesley et al. (2001)

El gráfico de estabilidad de Mathews fue extendido por Mawdesley et al. (2001) incrementando el número de casos históricos de 176 a 485. Los nuevos casos fueron calculados a partir de los factores de ajuste originales. Además, 100 de los casos modificados y agregados desde el gráfico de Potvin (1988) por Stewart & Forsyth (1995) fueron desechados debido a que no poseían información consistente.

Mawdesley realizó regresiones logísticas a la base de datos extendida para delinear las zonas de estabilidad de manera estadística y para determinar líneas de isoprobabilidad para escenarios estables, falla menor y falla mayor. Gracias al uso de regresiones logísticas la incerteza en la aplicación del método de Mathews puede ser cuantificada dentro de un amplio rango de geometrías de caserón y condiciones de macizo rocoso, lo cual no era posible anteriormente.

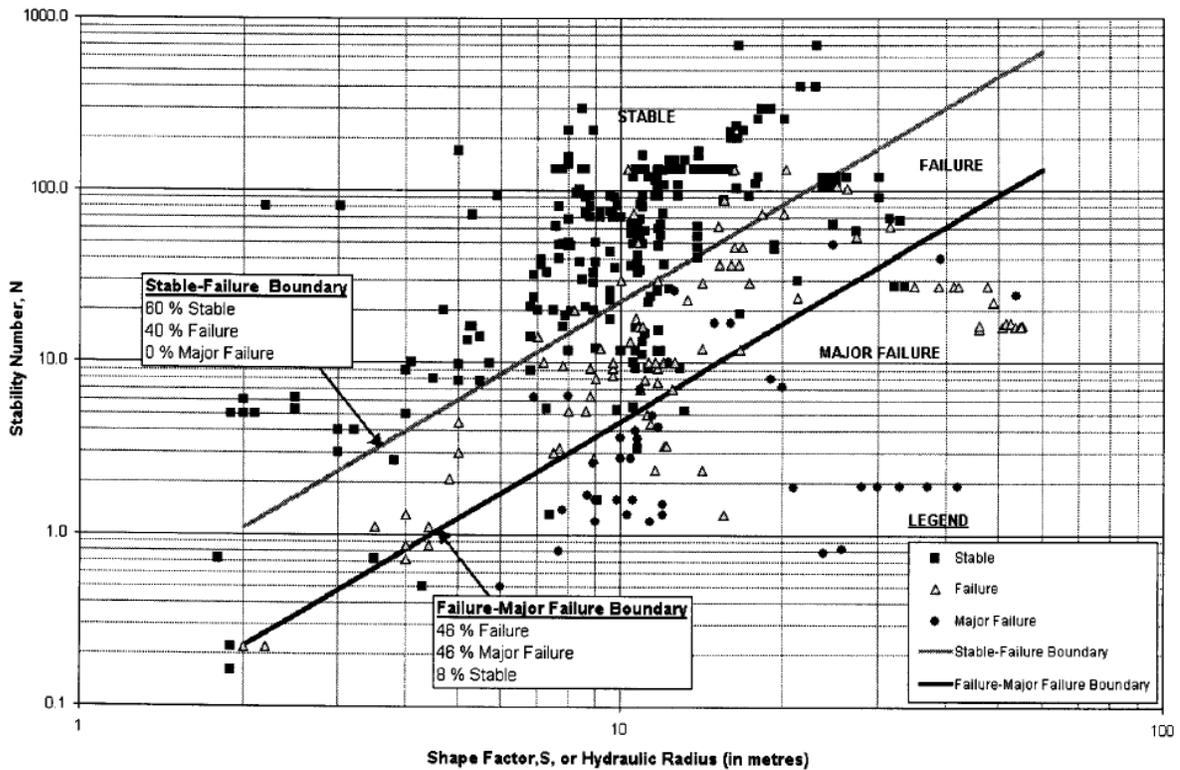


Figura 2.14 Gráfico de Estabilidad de Mathews basado en regresiones logísticas

Posteriormente se recolectaron datos provenientes de minas de caving, y extendió el análisis para evaluar el hundimiento. A diferencia de los gráficos anteriores el actual posee una escala logarítmica tanto en el eje horizontal como en el vertical, para obtener una imagen más clara de las zonas. Las fronteras estable-falla y falla-falla mayor quedan definidas por la Ecuación 2.8 y Ecuación 2.9.

$$\ln(N) = -1.56 + 1.82 * \ln (RH)$$

Ecuación 2.8 Frontera estable-falla en gráfico de Mawdesley

$$\ln(N) = -7.01 + 1.82 * \ln (RH)$$

Ecuación 2.9 Frontera falla-falla mayor en gráfico de Mawdesley

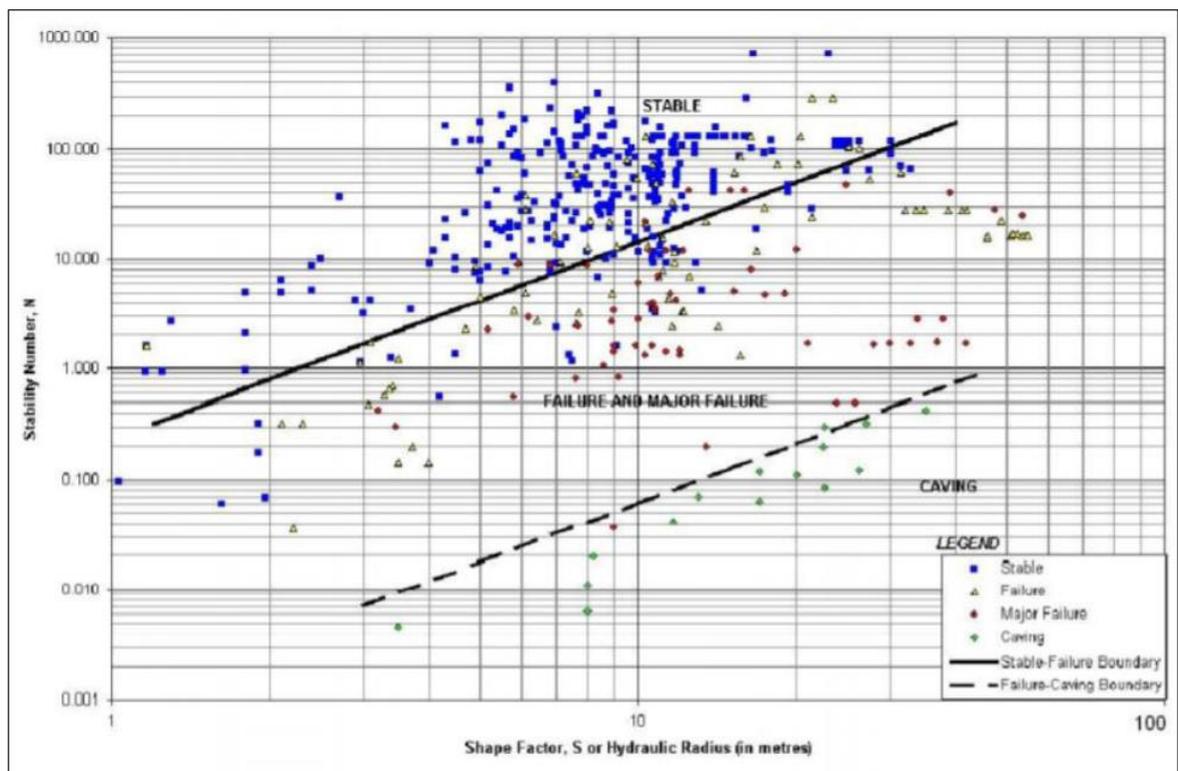


Figura 2.15 Gráfico de Estabilidad de Mathews basado en regresiones logísticas con zona de caving (Mawdesley, 2002)

2.3.1.4. Métodos de Estabilidad Local

Stewart & Forsyth (1995) recomendaron al lector recolectar la suficiente información de su propia zona de trabajo para desarrollar sus propias curvas de estabilidad. Diferentes estudios se han realizado para determinar un número aproximado de casos históricos necesarios para construir curvas locales representativas (Trueman et al., 2000); (Stewart & Trueman, 2001). Sin embargo, Potvin y Hadjigeorgiou (2001) sugirieron que las curvas de estabilidad local son limitadas porque las calibraciones solo se validarán hacia el final de la vida útil de la mina.

Para mejorar el rendimiento del método de estabilidad gráfico, el software MineRoc® es desarrollado (Vallejos et al., 2015) como una herramienta de apoyo al diseño de caserones. Esta herramienta permite almacenar toda la información relacionada a los casos históricos de un sitio en una sola base de datos, lo cual asegura la posibilidad de mejorar el análisis estadístico de curvas de estabilidad local (Vallejos et al., 2017b).

2.3.1.5. Limitaciones de los Métodos Empíricos

A pesar de que el uso de los métodos empíricos para determinar la estabilidad de caserones es aceptado hoy en día debido a que hacen uso de datos reales y no necesitan estimar parámetros representativos, se debe tener especial cuidado en su aplicación, ya que deben ser utilizados en condiciones similares a las que fueron calibrados, o los resultados podrían no ser representativos, poniendo en riesgo la seguridad de la operación.

Una desventaja que presentan los métodos es no entregar información clara acerca de aspectos relevantes para el diseño minero, como son la sobre excavación y dilución, puesto que presentan descripciones cualitativas que sólo entregan información poco precisa de la sobre excavación, y a que se desentienden de factores operacionales como la excavación de zanjas, y la influencia de las demás operaciones unitarias (Castro, 2015).

Igualmente, otros autores (Mitri et al., 2010); (Suorineni F. , 2010) han mencionado otras limitaciones para el uso de estos métodos.

- Pobre representación de los modos de falla por deslizamiento en paredes colgantes debido a la gravedad.
- El factor de esfuerzos no toma en cuenta inestabilidades por tensión.
- Simplificación de geometrías complejas (ya que el radio hidráulico solo puede ser calculado en formas regulares).
- No se consideran efectos de fallas.
- Subjetividad en la definición de zonas estables.

Dentro de la aplicación del método de estabilidad gráfico existen ciertos supuestos que son tomados y se traducen en las siguientes limitantes (Hutchinson & Diederichs, 1996):

- Relleno inadecuado, la estimación de los radios hidráulicos estables determinados a partir del gráfico o utilizados como datos de entrada para la evaluación de la estabilidad supone que el techo que se está considerando está totalmente acotado. Esta suposición es válida para caserones sin relleno que están rodeados de relleno (como en la secuencia de bloques alternativos). El relleno circundante debe estar ajustado a las paredes y parte posterior de los caserones para que se consideren elementos de soporte. Si este no es el caso, como se muestra en la Figura 2.16.a, la extensión efectiva real para el análisis puede ser mucho mayor que el panel de caserones nominal. Lo mismo es cierto si el relleno es altamente comprimible. En tal caso, el método del gráfico de estabilidad no es aplicable al diseño del caserón no minado como en la Figura 2.16.b, por ejemplo.
- Esquinas mal diseñadas, como se muestra en la Figura 2.16.c, se pueden generar esquinas o protuberancias en las paredes de los caserones a través de un diseño deficiente o mediante la sobre excavación de los caserones minados debajo. En cualquier caso, el gráfico de estabilidad no se puede utilizar para evaluar la estabilidad del tramo por encima de la esquina ni del tramo total. La esquina así creada dominará la estabilidad de todo el caserón y probablemente causará grandes problemas de estabilidad. Tales esquinas, ya sean deliberadas o accidentales, deben evitarse.
- Intersecciones, si bien el método se calibró para caserones abiertos, se puede usar para grandes túneles y umbrales de minería siempre que se adopte un enfoque conservador por razones de seguridad. Sin embargo, el método no debe usarse para diseñar intersecciones (Figura 2.16.d). La suposición de un tramo acotado no es válida aquí. Las intersecciones son normalmente menos estables que los túneles asociados. Además, no es posible calcular un radio hidráulico equivalente para una intersección.
- Cuñas discretas, el enfoque de diseño del gráfico de estabilidad es aplicable a macizos rocosos moderadamente estructurados con una estructura distribuida u ubicua. Las características estructurales discretas, como las cuñas grandes (Figura 2.16.e) que se pueden formar en los respaldos de los umbrales, se deben considerar por separado.

-Zonas de delaminación, se pueden producir grandes claros estables en casos con paredes rocosas estructuralmente sólidas. Si esta roca de pared está delimitada por una capa débil cerca (dentro del 20 % de la luz) y paralela a la pared como se muestra en la Figura 2.16.f, se reducirá la estabilidad de la viga resultante. Los métodos de análisis de vigas pueden ser más apropiados para el diseño.

-Estructuras de corte discretas, la estructura a gran escala (longitud mayor a las dimensiones del caserón) controlará la estabilidad del caserón bajo tensión y gravedad. Se deben utilizar métodos de análisis discontinuo para diseñar. Los resultados del gráfico no predecirán con precisión la estabilidad de las paredes de los caserones (Figura 2.16.g).

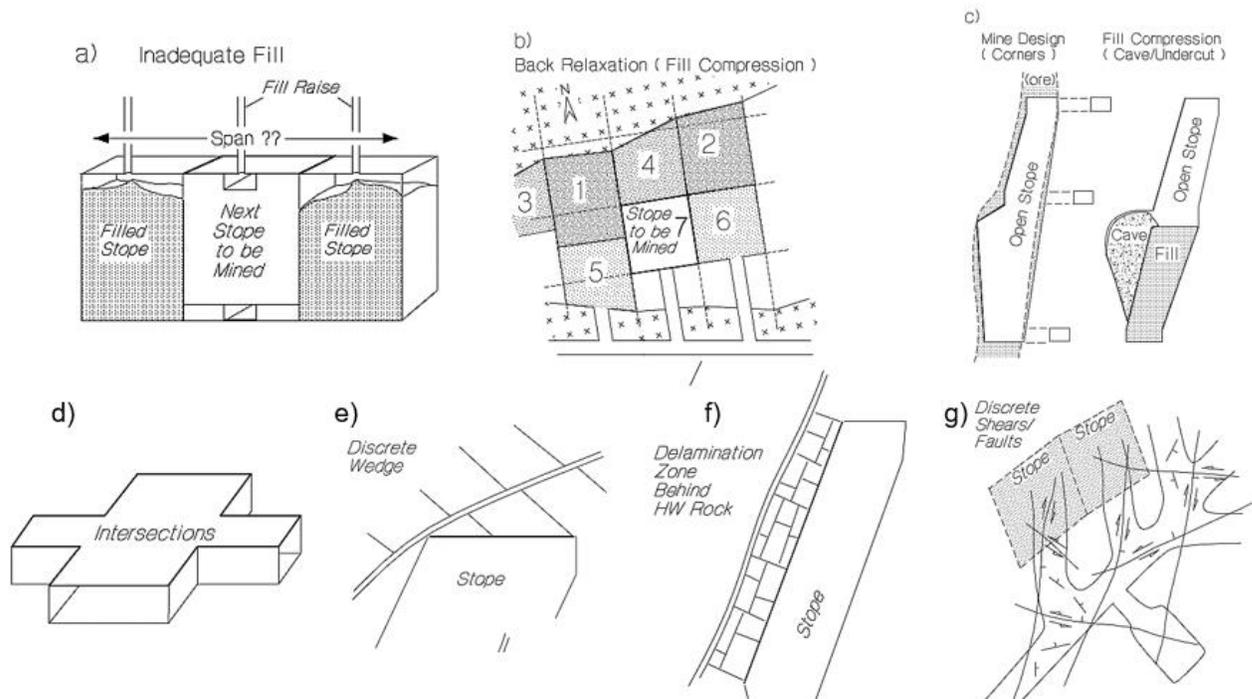


Figura 2.16 Limitaciones del Método de Estabilidad Gráfico (Hutchinson & Diederichs, 1996).

Además, no incorporan análisis de variabilidad geotécnica en ninguna de sus etapas, y solo trabajan con valores promedio de las características de la roca, a pesar de conocer su comportamiento heterogéneo. De esta forma no se logra tener un análisis cuantitativo del peligro relacionado al diseño de caserones, lo que puede influir negativamente en los resultados futuros del proyecto.

Es por esto que es útil incorporar la variabilidad del macizo rocoso, para así poder conocer cómo afectan los distintos parámetros de la roca a la estabilidad de los caserones, y de esta manera optimizar el diseño mejorando las decisiones y seguridad del proyecto, dando valor al negocio y reduciendo la variabilidad.

2.4. Dilución

La dilución se vincula a dos indicadores de cómo se está llevando a cabo una explotación minera, el desempeño y la eficiencia. El desempeño de un caserón se mide en base a su capacidad para

maximizar la recuperación del mineral, sin embargo, aumentar la recuperación conlleva directamente un aumento en la dilución, debido al aumento del volumen extraído, generando menor selectividad y aumentando la probabilidad de falla. Es por esto que se ha determinado la sobre excavación de las paredes del caserón como el principal mecanismo físico que cuantifica la dilución en el Sublevel Stopping (Cepuritis & Villaescusa, 2006).

La dilución también ilustra la eficiencia, que se define como la proporción de material no deseado en el proceso. Una mayor eficiencia se traduce en menor dilución y menores costos de producción. Se distinguen dos tipos de dilución (Scoble & Moss, 1994).

- Dilución planificada: material estéril que es considerado dentro de los márgenes de la definición física de la unidad básica de explotación, y forma parte de la planificación minera.

- Dilución no planificada: material adicional extraído que no corresponde a mineral, ya sea roca o relleno provenientes fuera de los márgenes del caserón. Este material aparece debido al fracturamiento inducido en las paredes por daño por tronadura, desprendimiento de rocas desde las paredes inestables, o desprendimientos de relleno.

Los costos de producción suelen ser una parte importante de la inversión en los proyectos mineros, por lo que estimar la dilución no planificada se vuelve vital para diseñar caserones con un buen nivel de certidumbre con relación a su estabilidad y la de los desarrollos cercanos.

2.4.1. ELOS

El término ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough) se introduce para ilustrar la dilución en función de una densidad lineal de sobre excavación (Dunne & R.C. Pakalnis, 1996); (Clark & Pakalnis, 1997). El ELOS uniformiza el volumen total de sobre excavación de una pared a lo largo de su área, como se aprecia en la Figura 2.17.

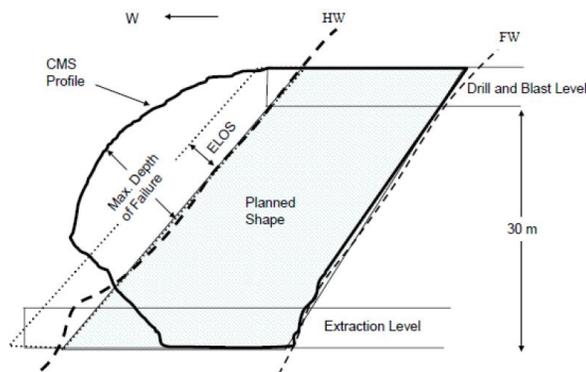


Figura 2.17 Sección transversal ELOS (Capes, 2009)

El ELOS representa la profundidad promedio de sobre excavación en una pared, entrega información independientemente del valor del ancho del caserón. Cuando la dilución se expresa de manera porcentual, el ancho del caserón genera una gran variabilidad debido a su importancia en el volumen total de la excavación, siendo este un punto de interés al comparar caserones de vetas angostas y de gran ancho.

$$ELOS [m] = \frac{\text{Volumen de Sobre excavación de la Pared [m}^3]}{\text{Área de la Pared [m}^2]}$$

Ecuación 2.10 Fórmula de dilución ELOS (Clark & Pakalnis, 1997)

La dilución de manera porcentual se obtiene de la siguiente manera.

$$Dilución [\%] = \frac{ELOS [m]}{Ancho de la Pared [m]}$$

Ecuación 2.11 Dilución en base porcentual (Clark & Pakalnis, 1997)

2.4.2. ELOS de Clark (1998)

El método de Clark (Clark, 1998) toma el número de estabilidad modificado de Potvin (N') y el radio hidráulico (RH) para cuantificar la sobre excavación. Utilizando una base de datos canadiense, generó líneas de isoprobabilidad de dilución que se usan para estimar la sobre excavación.

Las líneas de división de las zonas de sobre excavación fueron determinadas a partir de la tendencia visual de los datos y de la experiencia ingenieril de Clark. Con el uso de regresiones logísticas se logró ajustar de buena manera algunas de las curvas propuestas, obteniendo un respaldo estadístico.

Una desventaja de la curva de Clark, presentada en la Figura 2.18, corresponde a que la metodología depende mucho del juicio del autor, por lo que está inherentemente sesgada.

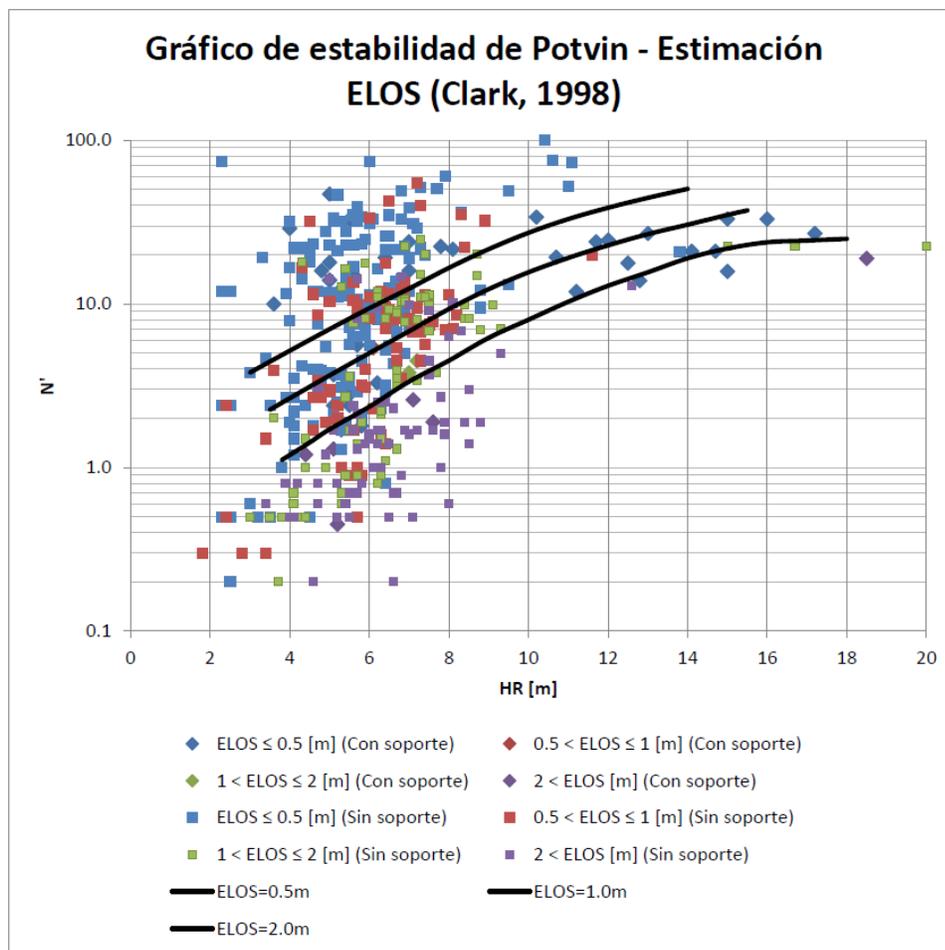


Figura 2.18 Guía de estimación de dilución de Clark (1998)

2.4.3. ELOS actualizada Castro (2015)

La guía de estimación de Clark (1998) fue actualizada por Castro (2015) tomando 38 nuevos casos provenientes de minas chilenas. Esta nueva guía alcanza un R2 de 0.54 con respecto a los datos, e indicadores de clasificación PSS que fluctúan entre 0.12 y 0.5 por clase.

Tabla 2.4 Formulación guía de estimación actualizada

| Función ELOS | Ecuación |
|--------------|--|
| ELOS=0.5 [m] | $N = 10^{\frac{0.5-4.01*\log(RH)}{-1.87}}$ |
| ELOS= 1 [m] | $N = 10^{\frac{1-4.01*\log(RH)}{-1.87}}$ |
| ELOS=2 [m] | $N = 10^{\frac{2-4.01*\log(RH)}{-1.87}}$ |

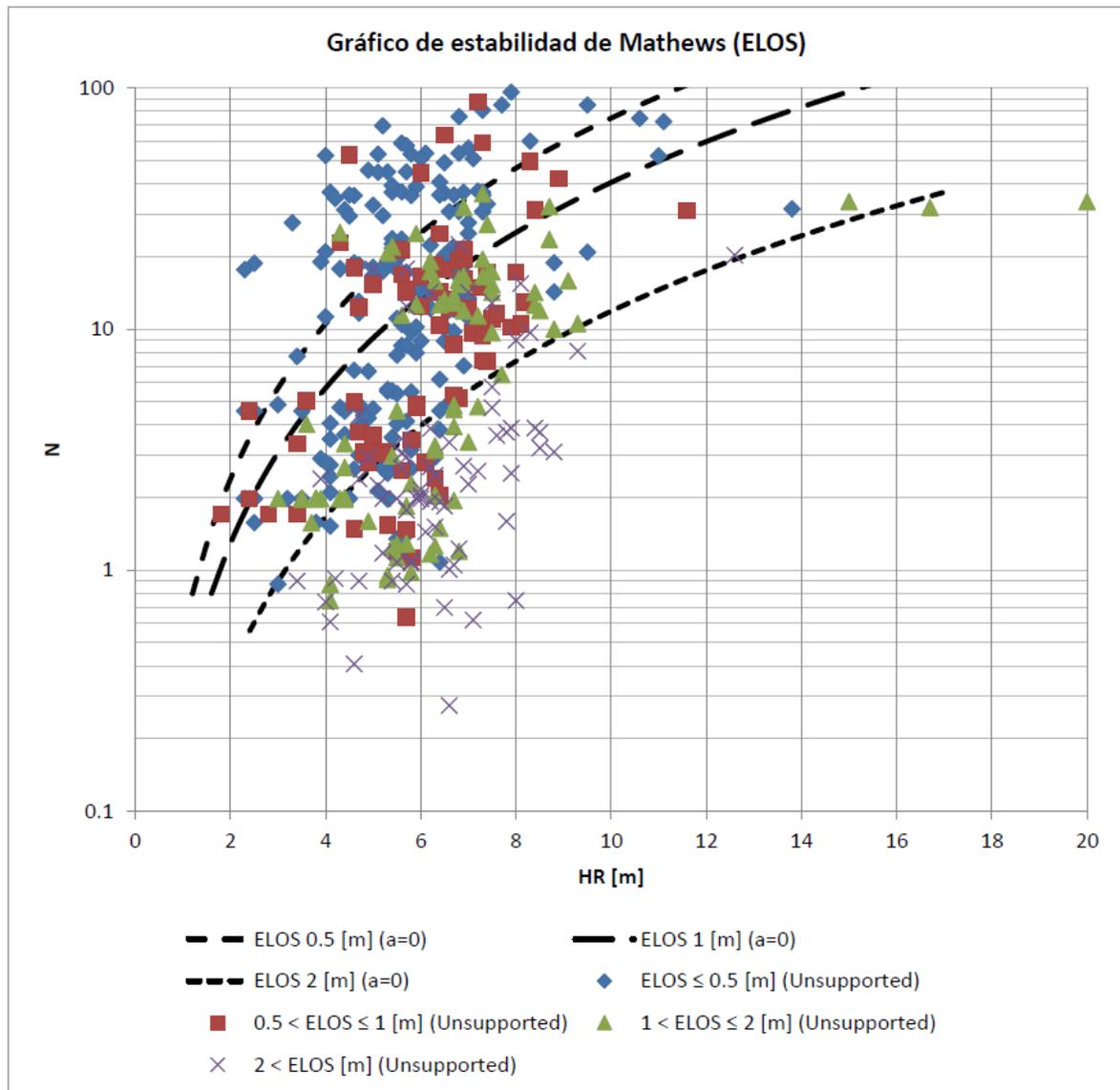


Figura 2.19 Guía de estimación actualizada (Castro, 2015)

3. Metodología

3.1 Software MineRoc

MineRoc es una herramienta desarrollada por el Advanced Mining Technology Center (AMTC) de la Universidad de Chile, como un software de apoyo al diseño y planificación para la minería subterránea de Sublevel Stopping (Vallejos & Miranda, 2015); (Vallejos et al., 2020b), con el objetivo de controlar la dilución y maximizar la producción.

El software funciona en base a cuatro apartados principales que interactúan entre sí. Para el análisis de estabilidad se utiliza el módulo de desempeño, el que usa la información geotécnica y el modelo de esfuerzos para obtener el radio hidráulico, el número de estabilidad y el ELOS en cada pared, con lo cual se pueden clasificar en estable o inestable.

La información obtenida se ingresa en un gráfico log-normal para su visualización, de esta manera se obtiene un criterio de aceptabilidad que permite distinguir entre las paredes que serán estables y las que presentarán mayor inestabilidad, y así predecir el desempeño del caserón a través del tiempo.

Se utiliza esta herramienta ya que demuestra un alto desempeño en el análisis y creación de curvas de estabilidad para minas de veta angosta explotadas mediante Sublevel Stopping (Vallejos et al., 2022).

3.1.1 Adquisición de Información

La información geotécnica se almacena de la siguiente manera:

- Caracterización de unidades geotécnicas: clasificación del macizo rocoso (RQD, RMR, GSI, Q), propiedades de roca intacta (UCS, E, σ_c , mi) y patrones estructurales (orientación y características geotécnicas).

- Ingreso de esfuerzos a nivel mina:

- a) Mediciones locales, si se usa un modelo de esfuerzos gravitacional se debe tener información de la profundidad del caserón respecto a la superficie.

- b) Modelo de esfuerzos regional, las unidades geotécnicas se asignan a cada pared, con lo que se estiman los esfuerzos. De esta manera se calculan los factores de ajuste de Mathews y se concluye el análisis de los caserones.

3.1.2 Desempeño de Caserones

Esta sección permite analizar el desempeño del caserón previamente explotado y el análisis sistemático de los caserones (back análisis), la información generada es importante para calibrar los límites de estabilidad.

En el módulo se permite la ejecución automática del cálculo de los parámetros de desempeño:

- Importación del diseño (.dxf) y CMS (.dxf) de unidades de explotación.

- Algoritmo de reconocimiento de paredes (pendiente, yacente y techo).

- Cálculo de los parámetros de desempeño.

Con la información ingresada se obtienen los valores del número de estabilidad (N) y radio hidráulico (RH) para cada pared. Además, se calcula el ELOS, el cual será utilizado para asignar un valor de estabilidad. Recopilando suficientes casos de estudios se pueden establecer límites de estabilidad a través de las curvas de estabilidad.

3.1.3 Base de Datos

En este apartado se acumula la información creando una base de datos utilizando los casos de estudios (back análisis), donde se toma el resultado del desempeño del caserón y se generan los puntos para el gráfico log normal cuyos ejes corresponden al número de estabilidad y radio hidráulico. Permite usar las bases de datos nuevas junto con las obtenidas de la literatura en un mismo gráfico.

Definiendo el criterio de aceptabilidad en términos del ELOS o porcentaje de dilución, se establecen los límites de estabilidad a partir de las curvas de estabilidad local (los criterios de aceptabilidad son propios de cada faena y pueden variar).

Para generar las bases de datos cuantitativas existen dos alternativas:

- a) Mina nueva: usar los datos de casos locales en conjunto con las bases de datos presentes previamente en el software, para formar una primera aproximación a la curva de estabilidad local.
- b) Mina con suficientes casos: crear criterios de estabilidad locales basados solo en el desempeño de sus casos históricos.

Esta herramienta permite definir los límites de estabilidad al variar los parámetros a y b de la expresión $N = a*(HR)^b$; y evaluar el desempeño de la curva con el PSS (porcentaje de casos positivos bien clasificados menos el porcentaje de casos negativos mal clasificados).

3.1.4 Estabilidad de Caserones

En esta sección es posible evaluar nuevos diseños en base al gráfico de estabilidad, donde se determinan las dimensiones (Alto, Ancho, Largo, Dip y Strike) y estimaciones de sobre excavación, se pueden importar datos de otros apartados como la información geotécnica, los esfuerzos in situ y las curvas de estabilidad local.

Las dimensiones se pueden probar variándolas a través del gráfico de estabilidad. Los datos de entrada necesarios se calculan de manera automática con la geometría y la información geotécnica ingresada. Los resultados entregados por el software son los factores de ajuste A, B y C, número de estabilidad y radio hidráulico de cada pared.

La condición de cada pared se calcula con el gráfico de estabilidad de Mawdesley (2002) o las curvas de estabilidad local generadas por MineRoc. El ELOS de cada pared se calcula utilizando las curvas propuestas por Castro (2014) o las curvas de estabilidad local generadas por MineRoc.

3.1.5 Condicionantes de la Sobre Excavación

Gracias al estudio de casos históricos o mediante modelamiento numérico de casos representativos (Capes, 2009); (Henning & Mitri, 2008); (Henning & Mitri, 2007); (Mah, 1997);

(Martín et al., 1999); (Martín et al., 2003); (Potvin, 1988), se ha concluido que la cantidad de dilución por sobre excavación observada y medida está altamente condicionada por cinco aspectos fundamentales:

- Tipo y forma del caserón: relación de aspectos que posee un caserón. Se ha concluido que caserones más altos que anchos presentan menor dilución que sus pares con formas cúbicas (Henning & Mitri, 2007).
- Altura del caserón: desde el punto de vista de las perforaciones de producción, la desviación de los tiros aumenta conforme aumenta la distancia de perforación. Por otro lado, la estabilidad del macizo rocoso se ve afectada a medida que aumenta la altura, y con esto la luz máxima de exposición.
- Ángulo de inclinación de la pared colgante: cuando la pared colgante presenta mayor inclinación aumenta la dilución por sobre excavación, debido a la presencia de esfuerzos verticales actuando sobre el macizo próximo, y al aumento de la altura real de la pared.
- Secuencia de extracción: se refiere a la secuencia de extracción ascendente de caserones que se rellenan posteriormente, en donde los caserones primarios, que están rodeados de roca presentan índices de dilución menores que los caserones terciarios, que se rodean de pilares compuestos de relleno.
- Tensor de esfuerzo dominante: se genera una zona de relajación en la pared colgante debido a una redistribución de los esfuerzos hacia los abutments. Se ha demostrado que esta relajación puede provocar condiciones de esfuerzos casi nulas, lo que disminuye la capacidad de la excavación de auto soportarse en un macizo fracturado, y aumenta la probabilidad de formación de nuevas grietas (Diederichs & Kaiser, 1999); (Hoek, 1968).

3.2 Procedimiento

Las principales tareas fueron:

- Adquisición de antecedentes y creación de base de datos.
- Análisis de estabilidad gráfico mediante MineRoc.

3.2.1 Antecedentes

El primer paso fue la recolección de la información necesaria para poder realizar de manera correcta el análisis, que corresponde a la geometría de diseño del caserón, información geotécnica, y escaneos volumétricos de la cavidad real resultantes de cada paso de la excavación (CMS).

- Ubicación:

La mina se encuentra ubicada en la comuna de Alhué, provincia de Melipilla, región Metropolitana, a 180 Km al Suroeste de Santiago (Figura 3.1 Ubicación de la mina Figura 3.1), a una altitud comprendida entre las cotas 300 y 170 m.s.n.m. El distrito minero Alhué, está caracterizado por la presencia de vetas auríferas y argentíferas. Los cuerpos mineralizados están conformados por un vetarrón silíceo central.

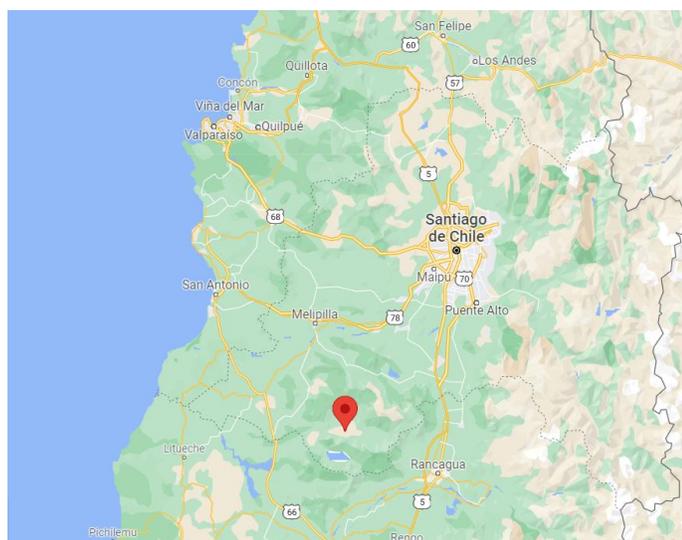


Figura 3.1 Ubicación de la mina

Corresponde a una operación subterránea de oro y plata, los sectores definidos se encuentran emplazados en un macizo rocoso de regular a buena calidad geotécnica y distribuida en forma regular.

- Geología:

La mineralización está emplazada en rocas volcánicas y volcano sedimentarias, en forma de vetas, brechas hidrotermales, stockwork y diseminada. Las unidades geotécnicas establecidas son brechas basales, andesita inferior, miembro tobas cristalinas, miembro andesita superior, y miembro toba de lapilli.

- Modelo Geotécnico:

Las vetas se presentan como cuerpos tabulares que se componen de brechas hidrotermales y vetarrón silíceo, la roca caja se compone de tobas brechosas.

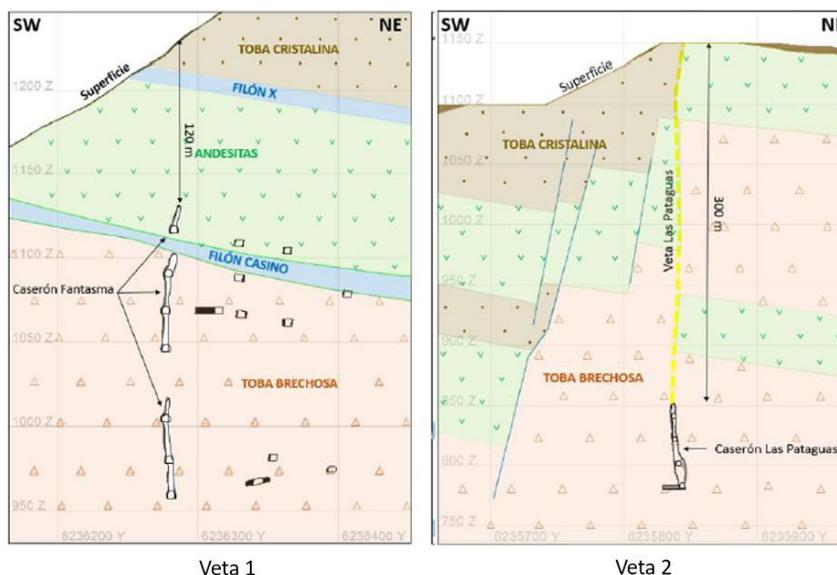


Figura 3.2 Perfiles litológicos – geotécnicos (Hidalgo, 2020)

- Modelo Estructural:

En la mina se encuentran discontinuidades en forma de fallas mayores y vetas, en los sectores de interés se presentan las siguientes estructuras mayores;

a) Veta 1: Estructura 1, Dique Veta 1 y Filón Casino.

b) Veta 2: Dique Veta 2, Falla 1 Veta 2.

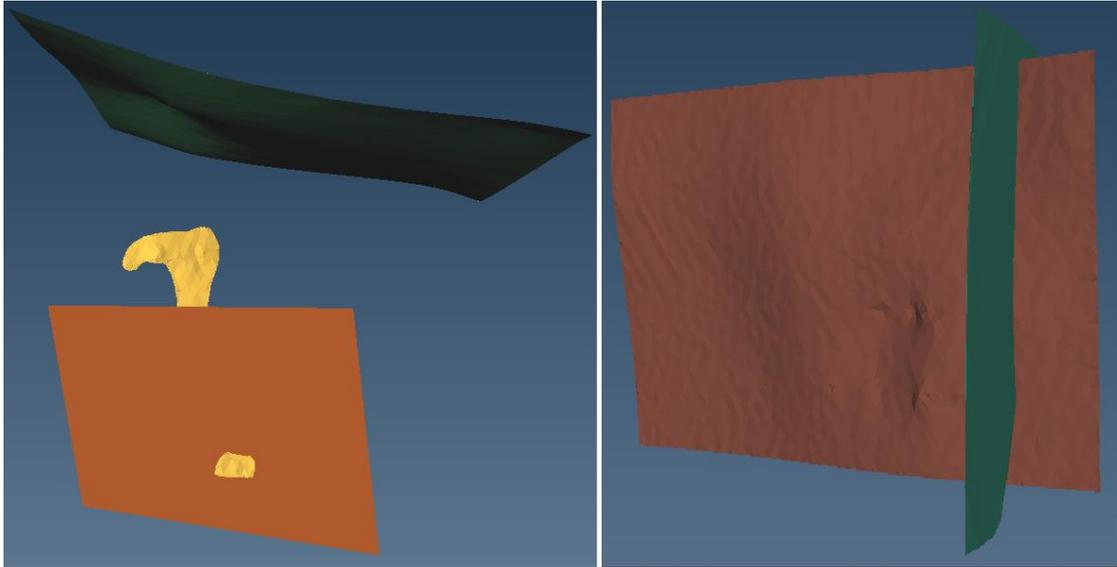


Figura 3.3 Estructuras mayores, sector Veta 1 a la izquierda y sector Veta 2 a la derecha, vista Este

Cabe destacar que el factor B (Sección 2.3.1.1) se tomará respecto a estas estructuras y no al diaclasamiento.

- Caracterización del Macizo Rocoso (Sección 2.1.1):

La caracterización del macizo se basa en la metodología del Q de Barton (1974).

- Roca Intacta (Sección 2.1.2):

La resistencia a la compresión uniaxial se ha normalizado a un diámetro de 50 mm (Hoek & Brown, 1980). El resumen de las propiedades por Unidad geotécnica se presenta a continuación.

Tabla 3.1 Resumen de las características geotécnicas de la roca intacta, por UG

| Propiedad | UGT-1 | UGT-2 | UGT-3 | UGT-4 |
|------------|--------|--------|--------|--------|
| UCS [MPa] | 181.67 | 175.64 | 143.35 | 112.08 |
| Ti [MPa] | 17.35 | 18.42 | 19.96 | 17.65 |
| mi | 21.78 | 20.62 | 20.14 | 19.88 |
| c [MPa] | 26.56 | 21.72 | 22.62 | 16.8 |
| ϕ [°] | 54.49 | 55.16 | 54.99 | 54.75 |
| E [GPa] | 60.92 | 61.06 | 60.06 | 55.05 |
| v | 0.22 | 0.24 | 0.25 | 0.27 |

- Modelo de Esfuerzos (Sección 2.1.3):

Se propone un modelo de esfuerzos gravitacional. Además, se determinan los esfuerzos principales y de corte.

Tabla 3.2 Modelo de esfuerzos de sobre carga

| Shear Stress [MPa] | | | Normal Stress [MPa] | | |
|--------------------|--------|-------|---------------------|-------|------|
| | A | B | | A | B |
| Tew-ns | -0.045 | 17.7 | σ_{zz} | 0.03 | 0 |
| Tew-zz | 0.001 | 2.35 | σ_{ns} | 0.044 | 5.81 |
| Tns-zz | -0.005 | -0.69 | σ_{ew} | 0.035 | 7.93 |

Se calculan los esfuerzos en función de la profundidad, que se determina como la diferencia de cota entre el centroide del caserón y la topografía ubicada verticalmente sobre éste (Hidalgo, 2020).

- Sólidos de Diseño y Cavidades:

Diseños: para la estimación de las SMU se proponen perfiles transversales a la veta y se generan polígonos de contornos, que se triangulan para generar el sólido final. Cabe destacar que estas geometrías de diseño incorporan la dilución planificada, lo que tendrá un impacto directo en la sobre excavación.

Cavidades post minería: la planificación se propone en función de la información de los levantamientos ISITE de la cavidad posterior a las tronaduras y extracción del mineral.

3.2.2 Ingreso MineRoc

La mina centra sus estudios en la sobre excavación de las paredes, por tratarse de vetas angostas no se considerará el techo ya que la estabilidad de las paredes es la que aporta mayores índices de dilución y problemas operacionales.

La información necesaria para ingresar a MineRoc e iniciar el análisis es:

- Unidades Geotécnicas.
- Modelo estructural.
- Caracterización de macizo rocoso.
- Propiedades de la roca intacta.
- Modelo de esfuerzos.
- Sólidos de unidades de explotación y cavidades.

Los caserones definidos para el análisis se han planteado de acuerdo con la planificación real de la mina, es decir, en función del orden cronológico del levantamiento de cavidades.

- Propiedades del Macizo Rocosos

Se ingresa la información base en el módulo de adquisición de MineRoc, esta corresponde a las cuatro unidades geotécnicas definidas anteriormente.

Geotechnical Information

Rock Type Code: UGT1

Intact Rock Parameters

Young's Modulus, E: 60.92

Poisson ratio, v: 0.22

Tensile Strength [N]: 17.35

UCS [MPa]: 181.67

mi: 21.78

Rock Mass Classification [General]

RQD [%]: 70

GS1: 70.00

Q': 6.22

Q' (by GS1) *: 17.97

Q Barton: 12.44

RMR 89 [Bieniawski]: 25.00

Q Barton RMR 89

Barton Classification System, Q

| Parameter | Value |
|-----------------------------|-------|
| Joint Set Number Jn | 9.00 |
| Joint Roughness Number Jr | 2.00 |
| Joint Alteration Number Ja | 2.50 |
| Joint Water Number Jw | 1.00 |
| Stress Reduction Factor SRF | 1.00 |

Jw is different than 1, it will use on Q'

* $Ln(Q') = (GS1 - 44) / 9$

Comments

Figura 3.4 Ingreso de características geotécnicas en MineRoc

- Modelo de Esfuerzos Gravitacional

En esta sección se ingresan los esfuerzos principales y de corte.

Shear Stresses | **Normal Stresses**

$\tau = A * \text{Depth}[m] + B$

| | A | B |
|-------------|--------|--------|
| T_{EW-N5} | -0.045 | 17.700 |
| T_{EW-ZZ} | 0.001 | 2.350 |
| T_{N5-ZZ} | -0.005 | -0.690 |

Shear Stresses | **Normal Stresses**

$\sigma = A * \text{Depth}[m] + B$

| | A | B |
|---------------|-------|-------|
| σ_{ZZ} | 0.030 | 0.000 |
| σ_{N5} | 0.044 | 5.810 |
| σ_{EW} | 0.035 | 7.930 |

Figura 3.5 Ingreso de modelo de esfuerzos en MineRoc

- Desempeño

Con la información base ingresada en el software se evaluará el desempeño de los distintos caserones, para esto se debe ingresar el sólido de diseño y sus cavidades (con su respectiva fecha), luego se asignan las unidades geotécnicas a cada pared del caserón, se asigna el modelo de esfuerzo y se ingresa la profundidad a la que se encuentra el caserón.

Como output MineRoc entrega los factores utilizados en el gráfico de estabilidad de Mathews:

- Factor A: en base a los esfuerzos y la resistencia de la roca.
- Factor B: en base a las orientaciones de los sets de discontinuidades menores, intermedia y mayores, respecto a la orientación del caserón (no al diaclasamiento).
- Factor C: en base al manto de las paredes.

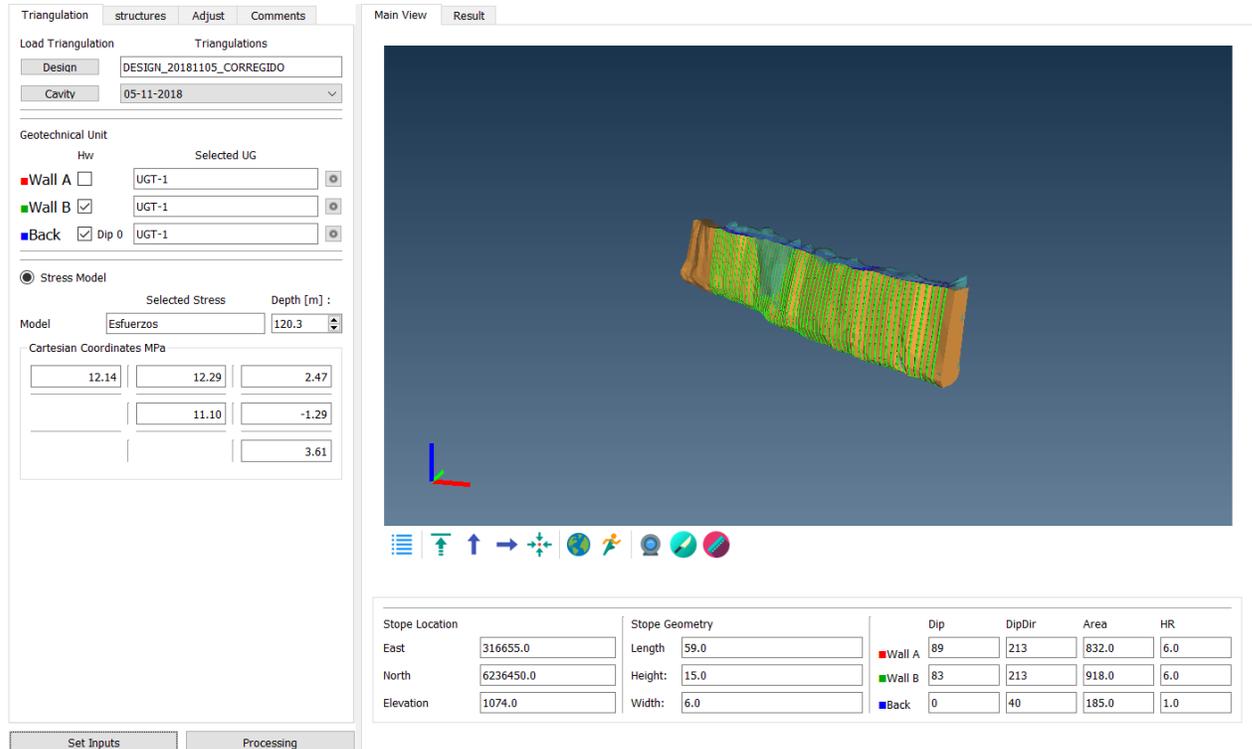


Figura 3.6 Ilustración módulo de desempeño de MineRoc

- Visualización

Luego del procesamiento MineRoc entrega una imagen del back análisis y un reporte de los resultados detallados del análisis. Cuando se procesan y exportan estos resultados a una base de datos dentro del software, es posible observar los puntos en el gráfico de estabilidad.

- Criterios de aceptabilidad

Dado que la operación considera la dilución planificada dentro de la explotación, se considerará como criterio de aceptabilidad una dilución máxima de un 5%. Las curvas del ELOS y sobre excavación son ajustadas en base al número de estabilidad y el radio hidráulico, además de valores propios de ELOS y sobre excavación. MineRoc posee una herramienta que permite visualizar de distintos colores los puntos que presenten un ELOS bajo ciertos criterios impuestos.

El criterio de aceptabilidad es muy variable, y depende de muchos factores geotécnicos que alteran el número de estabilidad.

- Construcción del Gráfico de Estabilidad Local

Luego de que se han presentado los puntos en el gráfico y de que se ha definido el criterio de aceptabilidad, se ajustan las curvas de estabilidad usando la pendiente propuesta por Clark para definir las curvas del ELOS.

El método usado para validar el ajuste es el PSS o Peirce Skill Score (Peirce, 1884), que es un indicador de desempeño que permite determinar las curvas que mejor clasifican los estados de estabilidad, como se puede apreciar en la siguiente matriz de contingencia.

Tabla 3.3 Matriz de contingencia PSS

| | | Estado Real | |
|-----------------------|----------|-------------|----------|
| | | Positivo | Negativo |
| Predicción del Modelo | Positivo | TP | FP |
| | Negativo | FN | TN |

- TP: modelo predice el estado positivo y el caso real es positivo.
- FP: modelo predice el estado positivo y el caso real es negativo.
- FN: modelo predice el estado negativo y el caso real es positivo.
- TN: modelo predice el estado negativo y el caso real es negativo.

La efectividad del método de clasificación se define de la siguiente manera

$$PSS = TPR - FPR$$

Ecuación 3.1 Indicador de desempeño de Pierce

Donde:

- TPR (True Positive Rate): porcentaje de casos positivos correctamente clasificados, siendo verdaderos positivos.
- FPR (False Positive Rate): porcentaje de casos negativos mal clasificados, siendo falsos positivos.

Un clasificador perfecto debería obtener valores $TPR = 1$ y $FPR = 0$ resultando el $PSS = 1$ lo que sería la mejor separación, un valor $PSS = 0$ se traduce en una separación aleatoria, y $PSS = -1$ corresponde a una mala clasificación.

En lo que se refiere a predicción, el PSS es el indicador que permite definir límites donde asegura que los casos positivos están bien predichos, al mismo tiempo que se reducen los casos negativos mal estimados. Por lo que es un indicador que otorga robustez al modelo.

Para este estudio, los positivos-verdaderos corresponden a las paredes estables según el criterio, los positivos-falsos son las paredes estables que se ubicaron en la zona de inestabilidad. El PSS se maximiza cuando están la mayor cantidad de puntos estables sobre la curva estable, y la mayor cantidad de puntos inestables bajo la curva de inestabilidad.

4. Resultados

En esta sección se presentan los principales resultados obtenidos, los cuales se separan por sector.

El criterio de aceptabilidad se considera como una sobre excavación máxima de un 5% (volumen de sobre excavación cuantificada en términos de dilución) lo que corresponde a un ELOS aproximado de 0.5 [m], como la operación considera la dilución planificada, el material extra que se extrae será dilución no planificada.

El estudio busca definir las curvas de ELOS cuya representación logarítmica de la relación entre el número de estabilidad y el radio hidráulico, se da por la siguiente expresión.

$$\log(N) = \log(a) + b * \log (HR)$$

Ecuación 4.1 Curva de Estabilidad log normal

Donde a y b son variables que se modifican para ajustar las curvas, b corresponde a la pendiente de la curva y a es el coeficiente de posición. Dado que los diseños ingresados poseen dilución planificada se obtienen como resultados ELOS bajos, lo que impacta directamente en las zonas de estabilidad definidas en este estudio.

La Tabla 4.1 ilustra el número de casos analizados. El estudio se realizó para cada caserón procesado, donde se examinan las paredes pendiente y yacente. Cada uno de los dos sectores contempla 19 caserones, por lo que se generan 76 puntos en total.

Tabla 4.1 Resumen casos analizados

| Sector | N° Diseños | N° Cavidades | N° Puntos HW | N° Puntos FW |
|-------------|------------|--------------|--------------|--------------|
| Veta 1 | 19 | 19 | 38 | 38 |
| Veta 2 | 19 | 19 | 38 | 38 |
| Mina Global | 38 | 38 | 76 | 76 |

4.1 Sector Veta 1

En base a la cronología del levantamiento de cavidades se define la planificación para el sector, es decir, según avanzó la operación minera se definieron caserones propuestos a los cuales se les realizó el back análisis. Se construyeron 19 caserones y sus cavidades según la Figura 4.1.

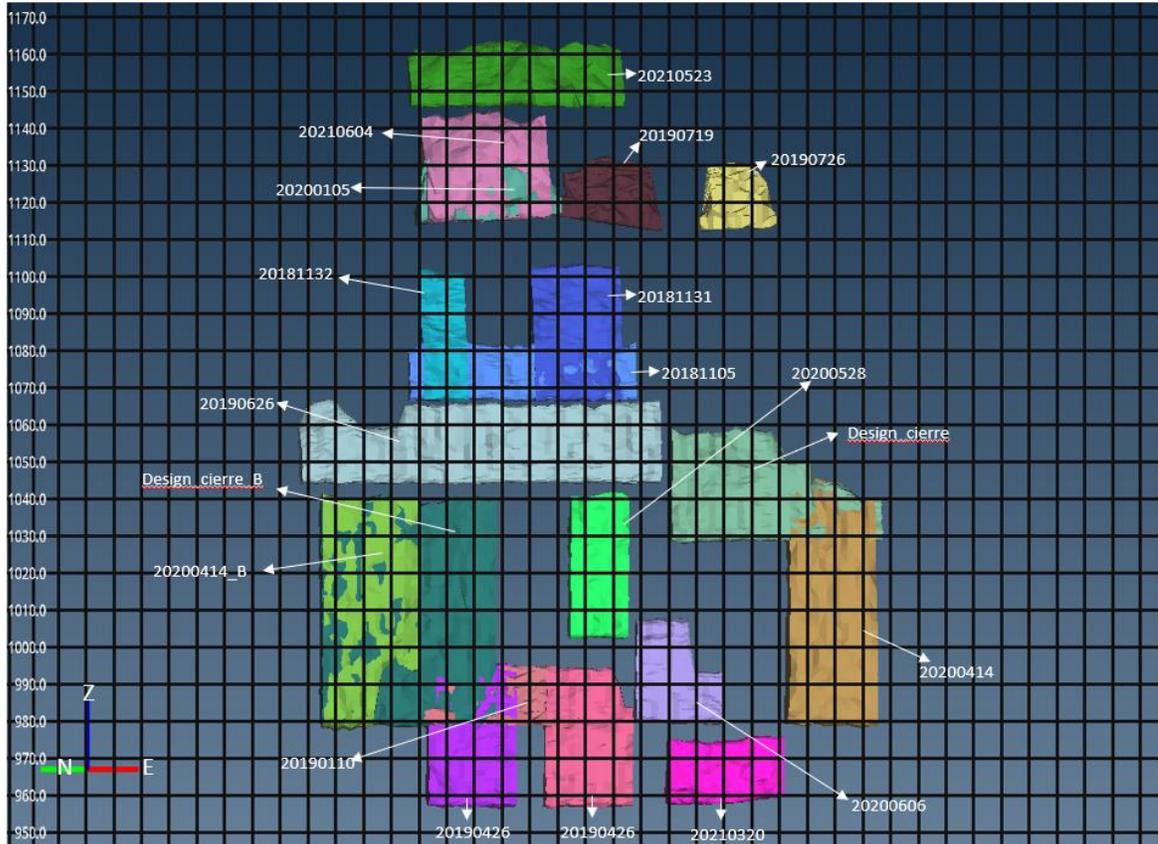


Figura 4.1 Sólidos de diseño sector Veta 1

Los principales resultados corresponden al ELOS, porcentaje de sobre excavación, radio hidráulico y número de estabilidad, cuya información se resume a continuación.

Tabla 4.2 Resumen estadístico análisis sector Veta 1

| | Promedio | Std | Min | Max | Rango | Mediana | Q1 | Q3 |
|-------------------|----------|-------|-------|-------|-------|---------|-------|-------|
| ELOS [m] | 0.40 | 0.31 | 0.01 | 0.96 | 0.95 | 0.32 | 0.14 | 0.69 |
| Porcentaje SE [%] | 8.60 | 6.74 | 0.20 | 24.60 | 24.40 | 7.65 | 2.80 | 12.93 |
| RH [m] | 6.92 | 2.08 | 2.92 | 13.09 | 10.17 | 6.62 | 5.72 | 8.19 |
| N | 22.59 | 11.71 | 10.69 | 46.24 | 35.55 | 14.93 | 14.5 | 27.88 |
| Largo [m] | 36.88 | 20.94 | 12.00 | 98.20 | 86.20 | 28.95 | 23.00 | 51.20 |
| Ancho [m] | 6.83 | 0.96 | 5.22 | 9.83 | 4.61 | 6.62 | 6.38 | 7.38 |
| Altura [m] | 32.67 | 15.90 | 14.96 | 70.89 | 55.93 | 29.97 | 18.54 | 37.20 |
| Dip [°] | 82.15 | 7.66 | 61.15 | 89.59 | 28.44 | 85.85 | 77.84 | 88.07 |

El ELOS resultante del sector tiene una media de 0.4 [m] y la mayoría de sus paredes se consideran estables según el criterio de aceptabilidad, por lo que el desempeño de los caserones se podría considerar bueno respecto a la dilución de sus paredes.

A continuación, en la Figura 4.2, se presentan los histogramas del sector. Los valores de Q se mantienen entre 10 y 40, lo que quiere decir que es una roca de buena calidad.

A siempre es 1, ya que nos encontramos en un ambiente de compresión. Este factor depende del esfuerzo de compresión (σ_c , que depende del UCS) y los esfuerzos inducidos.

El factor B presenta mayor variación, la mayoría de los resultados se encuentran entre 0.2 y 0.4, se debe recordar que este factor se construye respecto a las estructuras mayores e intermedias.

La mayoría de los valores de C se encuentran en el rango 4-10 (con la mayoría de sus valores entre 6 y 8), debido a que los caserones siguen un diseño sub vertical.

Los números de estabilidad en las paredes del sector Veta 1 poseen valores sobre el 10, lo que se traduce en una clasificación de estabilidad entre regular y buena. Esto puede acontecer debido a la buena calidad de la roca, o a que alguno de sus índices (como el RMR, GSI u otra clasificación) fue estimado favorablemente. La roca está conformada principalmente por toba brechosa de gran competencia ($UCS > 100$ [MPa]), pocos sets de discontinuidades y alteración relativamente baja.

La mayoría de los valores de ELOS se encuentran bajo los 0.6 [m], siendo todos menores a 1 [m] para este sector, lo que demuestra el control de la dilución y la importancia de la sobre excavación en el diseño.

La distribución del RH en las paredes de los caserones del sector se encuentra mayoritariamente en el rango 4-10 [m], con lo que se desprende que son caserones de tamaño regular para Sublevel Stopping. Debido a la existencia de un caserón con una gran longitud, existen paredes en el rango de los 12-40 [m].

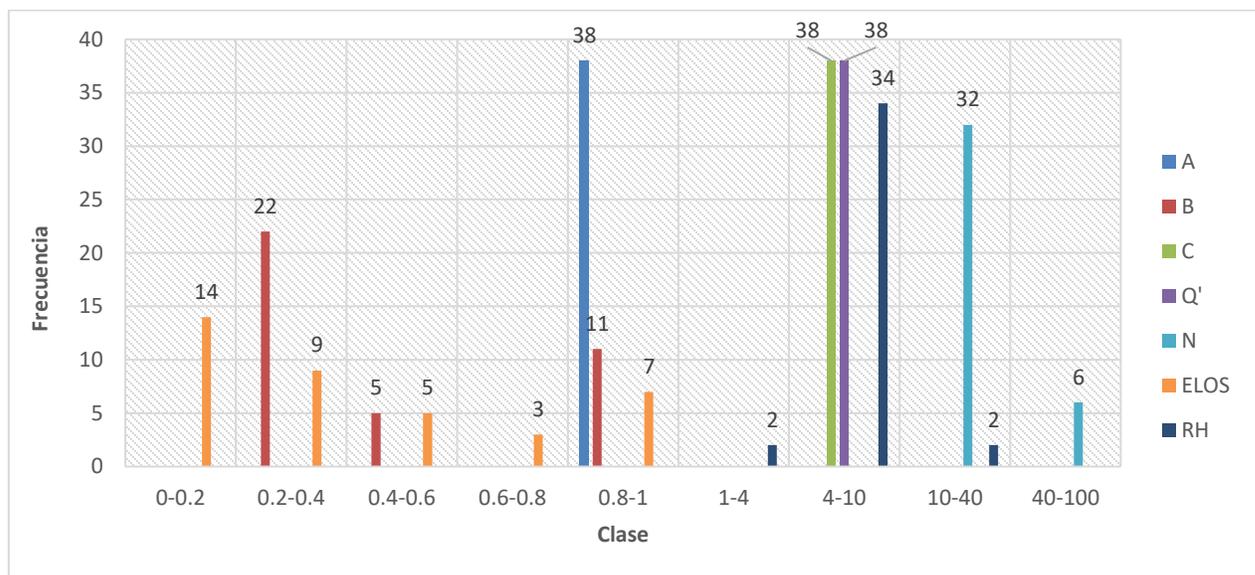


Figura 4.2 Histograma integrado Sector Veta 1

Las curvas de estabilidad que se ajustan para el sector cumplen con PSS de 0.521, 0.545 y 1.0 para ELOS 0.1, 0.5 y 1.0 [m] respectivamente, tal como se aprecia en la Figura 4.3.

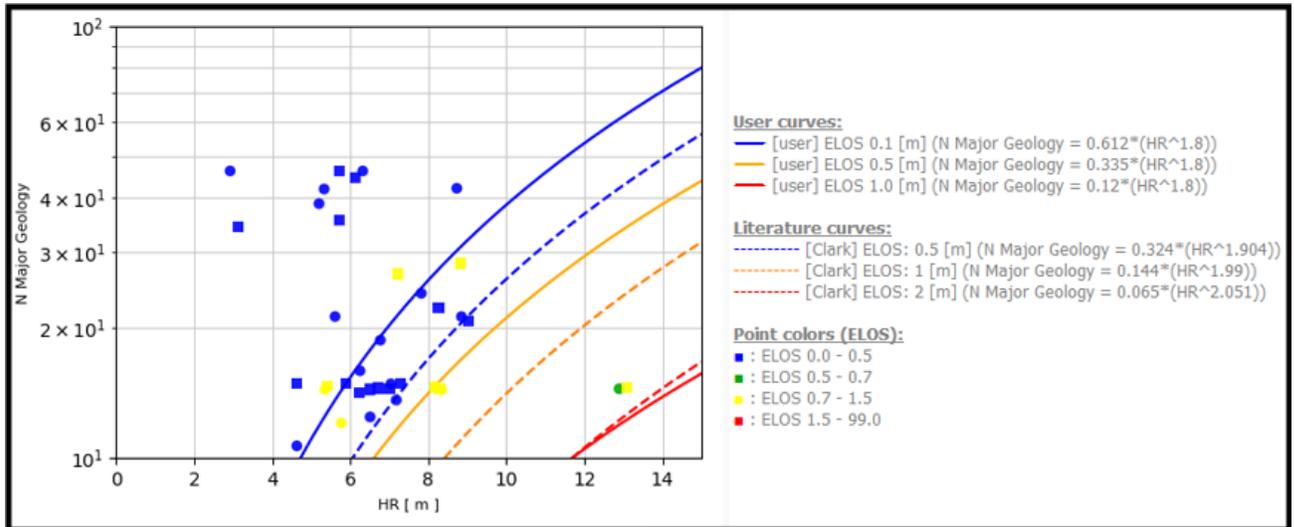


Figura 4.3 Gráfico de Estabilidad Local y curvas de Clark sector Veta 1

Las curvas ajustadas corresponden a las continuas, y cumplen las siguientes relaciones:

$$N_{0.1} = 0.612 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.2 Curva de Estabilidad ELOS 0.1 [m] sector Veta 1

$$N_{0.5} = 0.335 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.3 Curva de Estabilidad ELOS 0.5 [m] sector Veta 1

$$N_{1.0} = 0.12 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.4 Curva de Estabilidad ELOS 1.0 [m] sector Veta 1

Se aprecia que las curvas se ubican sobre las de Clark para el criterio fijado, lo que es de esperar ya que las curvas ajustadas consideran ELOS menores a los del autor, de hecho, para sobre excavaciones de 0.5 y 1.0 [m] las relaciones propuestas están bajo las curvas de Clark. Si bien las zonas estable y de falla se ubican sobre las del autor, el criterio de Clark es conservador para este sector.

4.2 Sector Veta 2

La planificación de este sector resulta en los siguientes diseños propuestos. Para el back análisis se construyeron 19 caserones y sus cavidades, según la Figura 4.4.

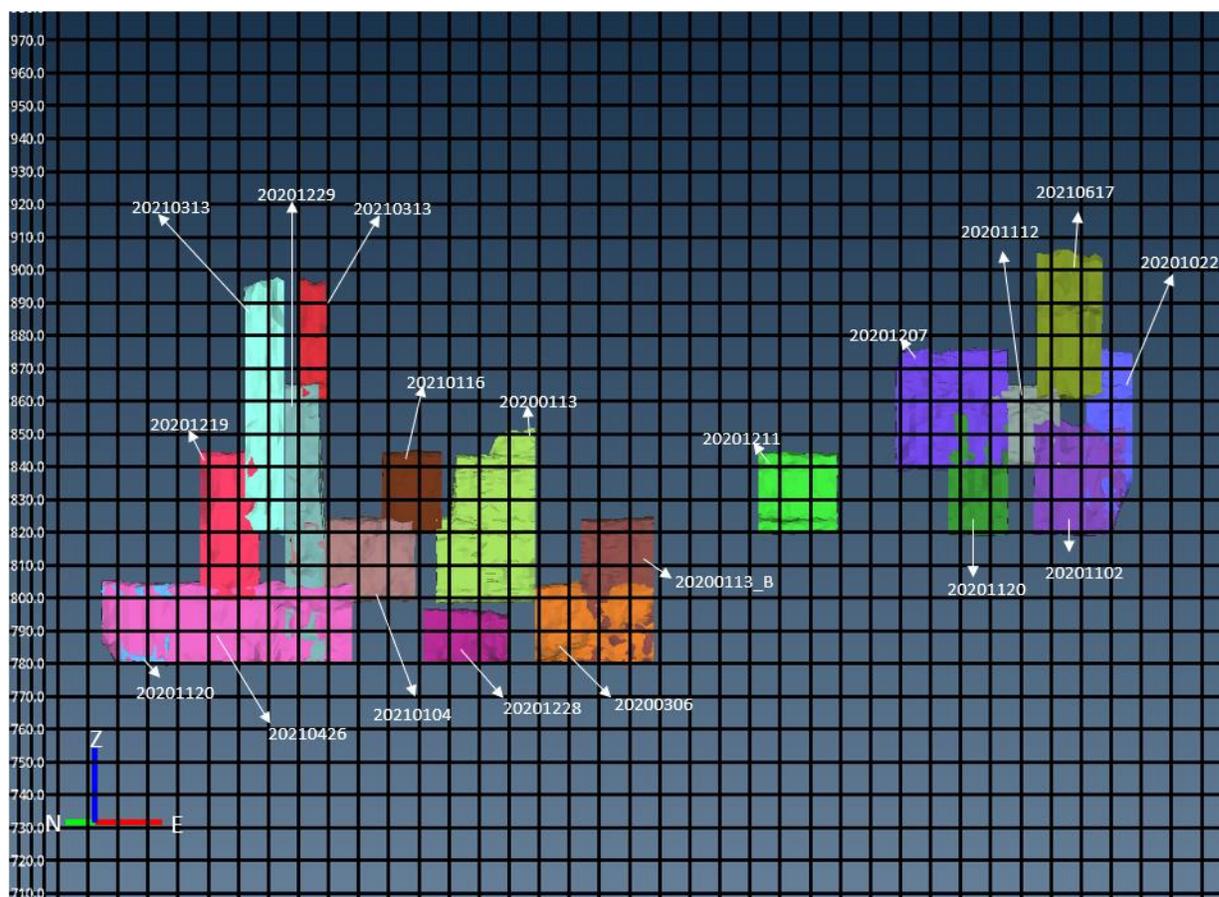


Figura 4.4 Sólidos de diseño sector Veta 2

Los principales resultados corresponden al ELOS, porcentaje de sobre excavación y el radio hidráulico, cuya información se resume en la Tabla 4.3.

Tabla 4.3 Resumen estadístico análisis sector Veta 2

| | Promedio | Std | Min | Max | Rango | Mediana | Q1 | Q3 |
|-------------------|----------|-------|-------|-------|-------|---------|-------|-------|
| ELOS [m] | 0.85 | 0.63 | 0.03 | 2.54 | 2.51 | 0.86 | 0.34 | 1.03 |
| Porcentaje SE [%] | 15.96 | 13.25 | 0.40 | 59.20 | 58.80 | 14.70 | 6.65 | 20.70 |
| RH [m] | 5.83 | 1.57 | 2.84 | 9.45 | 6.61 | 5.92 | 4.83 | 6.65 |
| N | 26.18 | 15.58 | 12.45 | 49.76 | 37.31 | 14.97 | 14.36 | 45.89 |
| Largo [m] | 23.56 | 14.44 | 8.40 | 75.64 | 67.24 | 20.17 | 14.90 | 26.24 |
| Ancho [m] | 7.68 | 1.16 | 5.93 | 9.76 | 3.83 | 7.33 | 6.60 | 8.76 |
| Altura [m] | 40.87 | 17.63 | 25.14 | 86.48 | 61.34 | 36.58 | 26.05 | 46.91 |
| Dip [°] | 85.44 | 3.01 | 79.06 | 89.98 | 10.92 | 86.60 | 83.38 | 87.56 |

El ELOS resultante del sector tiene una media de 0.85 [m] siendo mayor al criterio fijado, a pesar de que el N es mayor respecto al sector Veta 1. Esto se debe principalmente a las conexiones que se generan entre los caserones adyacentes, que forman cavidades con caídas de material y grandes sobre excavaciones.

En la Figura 4.5 se aprecia un histograma integrado del sector, donde los valores de Q se mantienen entre 10 y 40, lo que quiere decir que es una roca de buena calidad.

Todos los valores de A son 1, al igual que en el sector anterior.

El factor B presenta mayor variación, la mayoría de los resultados se encuentran entre 0.2 y 0.4, siguiendo la misma tendencia del sector Veta 1.

La mayoría de los valores de C se encuentran en el rango 4-10 (valores entre 7 y 8), debido a que los caserones siguen un diseño sub vertical.

Los números de estabilidad en las paredes del sector Veta 2 poseen N sobre 10, lo que se traduce en una clasificación de estabilidad entre regular y buena. Esto puede acontecer debido a la buena calidad de la roca o a que alguno de sus índices (como el RMR, GSI u otra clasificación) fue estimado favorablemente. La roca está conformada principalmente por toba brechosa de gran competencia ($UCS > 100$ [MPa]), pocos sets de discontinuidades y alteración relativamente baja.

A diferencia del sector anterior, la mayoría de ELOS está entre los valores 0.8-1.0 [m], aunque de todas formas hay una gran cantidad de datos en el primer rango. El sector Veta 2 presentará diluciones y sobre excavaciones mayores, esto se debe a la mayor interacción entre los caserones.

La distribución de RH en las paredes se concentra en el rango 4-10 [m], con lo que se desprende que son caserones de tamaño regular para el método de explotación.

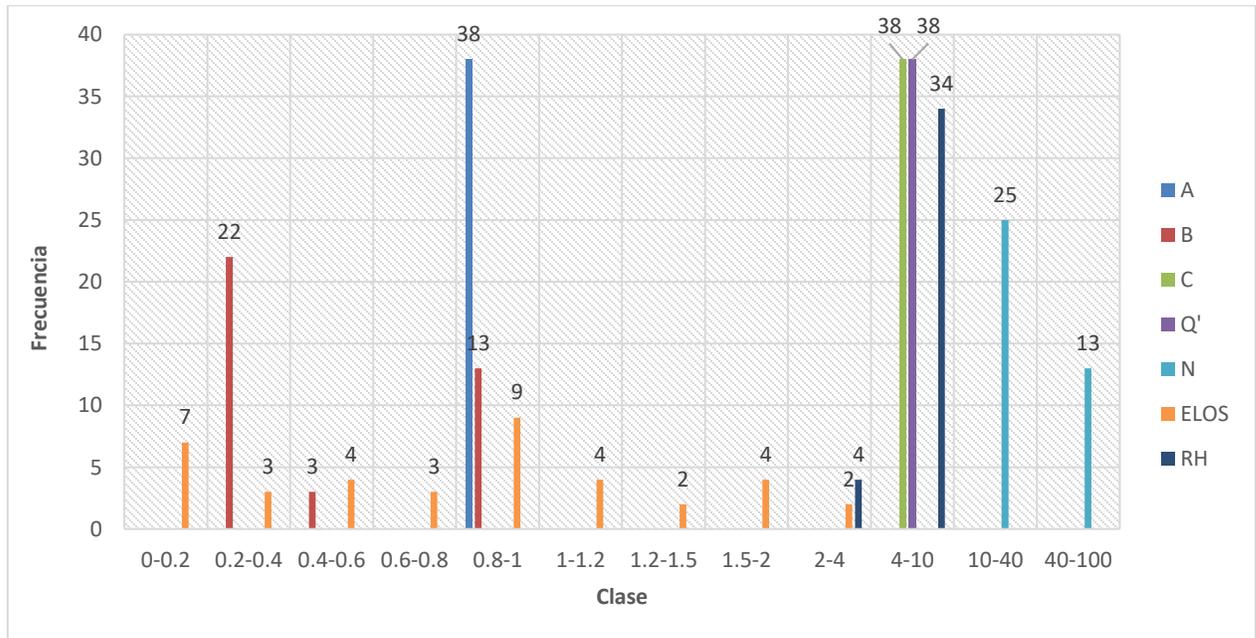


Figura 4.5 Histograma integrado sector Veta 2

Las curvas de estabilidad que se ajustan para el sector cumplen con PSS de 0.327, 0.321 y 0.448 para ELOS 0.2, 1.0 y 1.5 [m] respectivamente, tal como se aprecia en la Figura 4.6.

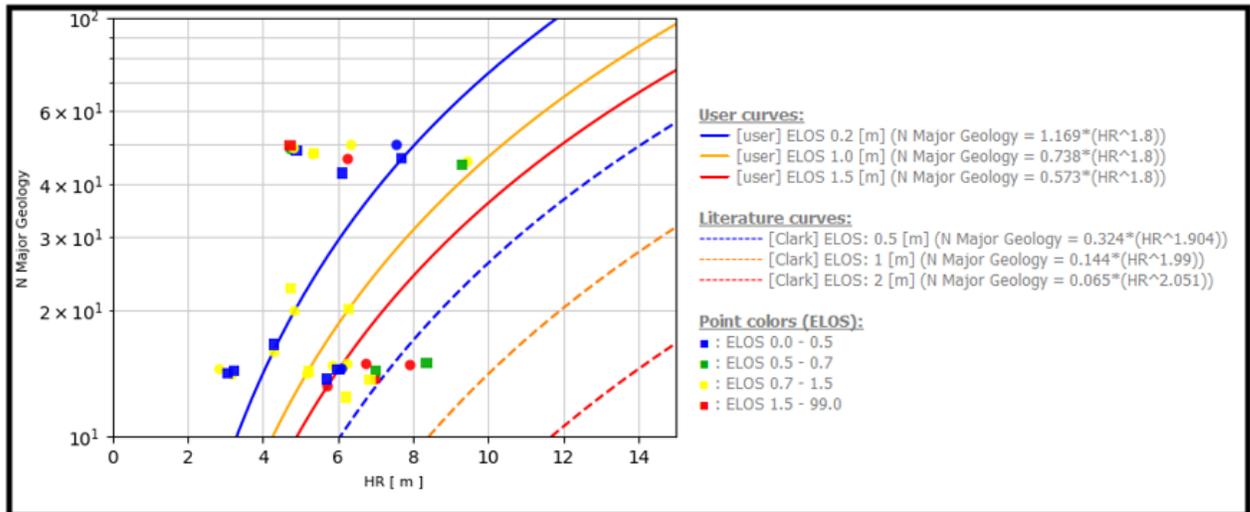


Figura 4.6 Gráfico de Estabilidad Local y curvas de Clark sector Veta 2

Las curvas definidas corresponden a las continuas, y cumplen las siguientes relaciones:

$$N_{0.2} = 1.169 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.5 Curva de Estabilidad ELOS 0.2 [m] sector Veta 2

$$N_{1.0} = 0.738 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.6 Curva de Estabilidad ELOS 1.0 [m] sector Veta 2

$$N_{1.5} = 0.573 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.7 Curva de Estabilidad ELOS 1.5 [m] sector Veta 2

Se puede apreciar que las curvas con el criterio de aceptabilidad fijado se ubican sobre las curvas de Clark para todos los casos, por lo que el ajuste es más conservador respecto al autor.

4.3 Resultados Globales

El estudio consideró las siguientes triangulaciones, las que corresponden a los diseños y cavidades de ambos sectores, junto con sus estructuras mayores.

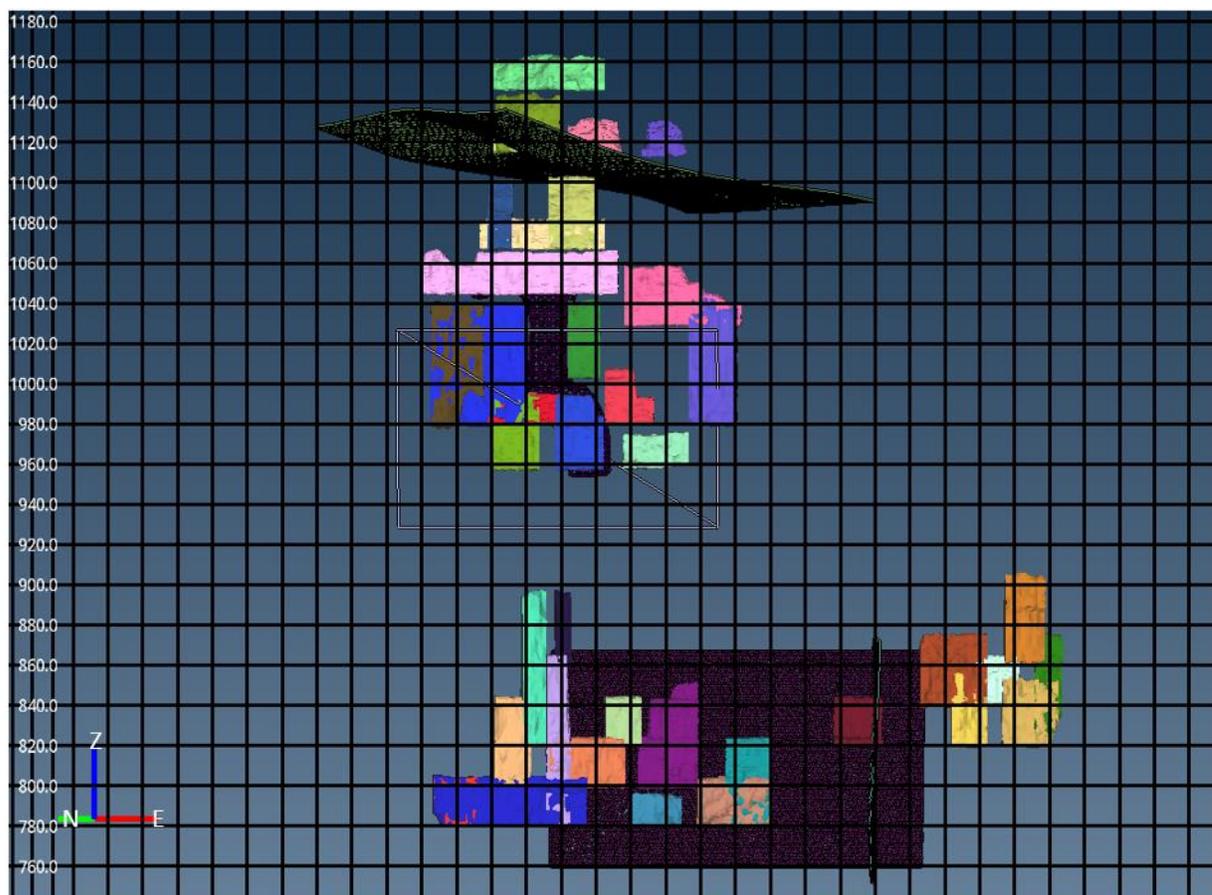


Figura 4.7 Vista global triangulaciones

Para el back análisis se construyeron 38 caserones y sus cavidades respecto a lo mostrado anteriormente. Los principales resultados corresponden al ELOS, porcentaje de sobre excavación, radio hidráulico y el N, cuya información se resume en la Tabla 4.4.

Tabla 4.4 Resumen estadístico análisis global

| | Promedio | Std | Min | Max | Rango | Mediana | Q1 | Q3 |
|-------------------|----------|-------|-------|-------|-------|---------|-------|-------|
| ELOS [m] | 0.62 | 0.55 | 0.01 | 2.54 | 2.53 | 0.51 | 0.17 | 0.91 |
| Porcentaje SE [%] | 12.28 | 11.08 | 0.20 | 59.20 | 59.00 | 10.70 | 3.73 | 17.18 |
| RH [m] | 6.37 | 1.91 | 2.84 | 13.09 | 10.25 | 6.23 | 5.31 | 7.24 |
| N | 24.39 | 13.81 | 10.69 | 49.76 | 39.07 | 14.93 | 14.48 | 39.64 |
| Largo [m] | 30.22 | 19.08 | 8.40 | 98.20 | 89.80 | 24.25 | 18.34 | 37.72 |
| Ancho [m] | 7.26 | 1.14 | 5.22 | 9.83 | 4.61 | 7.06 | 6.43 | 7.71 |
| Altura [m] | 36.77 | 17.18 | 14.96 | 86.48 | 71.52 | 36.09 | 25.79 | 46.00 |
| Dip [°] | 83.80 | 6.01 | 61.15 | 89.98 | 28.83 | 86.31 | 81.24 | 87.95 |

El ELOS resultante de la mina tiene una media de 0.62 [m] siendo ligeramente mayor al criterio fijado, a pesar de que el N es mayor respecto al sector Veta 1 que cumplía el criterio, esto se debe a las diluciones del sector Veta 2 y ELOS mayores. El porcentaje de sobre excavación y RH se encuentran dentro de lo esperado dada la consideración anterior.

La Figura 4.8 muestra un histograma integrado de los resultados obtenidos. Como es de esperarse para la mina en general los valores de Q se mantienen entre 10 y 40, lo que quiere decir que es una roca de buena calidad. El Q modificado se encuentra en el rango 4-10.

Como se mencionó anteriormente y debido a la condición de esfuerzos, el valor del factor A es siempre 1.

El factor B se construye respecto a las estructuras mayores e intermedias, y sigue la misma tendencia y variación que los sectores Veta 1 y Veta 2.

La mayoría de los valores de C se encuentran en el rango 7-8 porque el diseño en general busca seguir la zona mineralizada que se presenta en forma de veta angosta, que en este caso corresponde a un diseño de caserones con paredes verticales.

Para la mina en general se poseen N sobre el 10, lo que se traduce en una clasificación de estabilidad entre regular y buena.

La mayoría de los valores de ELOS se encuentran bajo los 0.4 [m], existiendo una muy pequeña cantidad superior a 2 [m] para ambos sectores. Se aprecia que el control de la dilución y la importancia de la sobre excavación en el diseño se tomaron en cuenta, y para las características de la explotación en particular se aprecian ELOS que son pequeños para operaciones regulares de Sublevel Stopping.

La distribución de RH en las paredes de todos los caserones está mayoritariamente en el rango 4-10[m] al igual que el sector Veta 1, con lo que se desprende que son caserones de tamaño regular para el método de explotación.

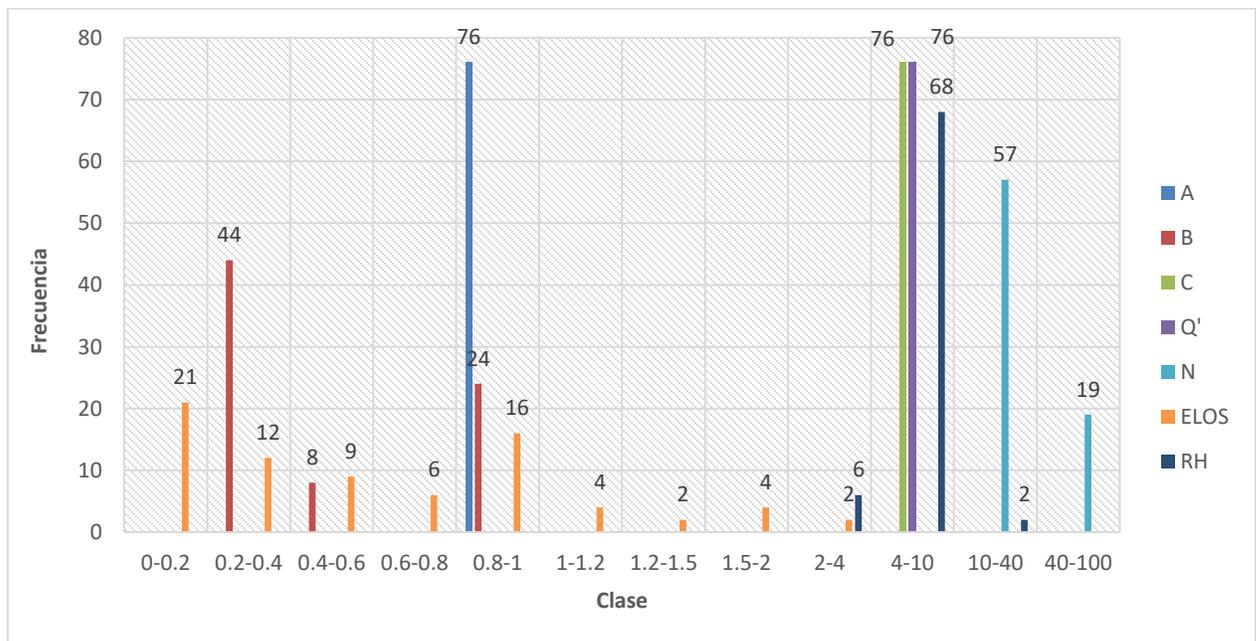


Figura 4.8 Histograma integrado global

Las curvas de estabilidad que se ajustan para el sector cumplen con PSS de 0.313, 0.158 y 0.295 para ELOS 0.1, 0.5 y 1.5 [m] respectivamente, tal como se aprecia en la Figura 4.9. Cabe destacar que las fronteras que se escogieron para definir las zonas de estabilidad fueron definidas en base a los ELOS que mejor separan las poblaciones de puntos para la base de datos.

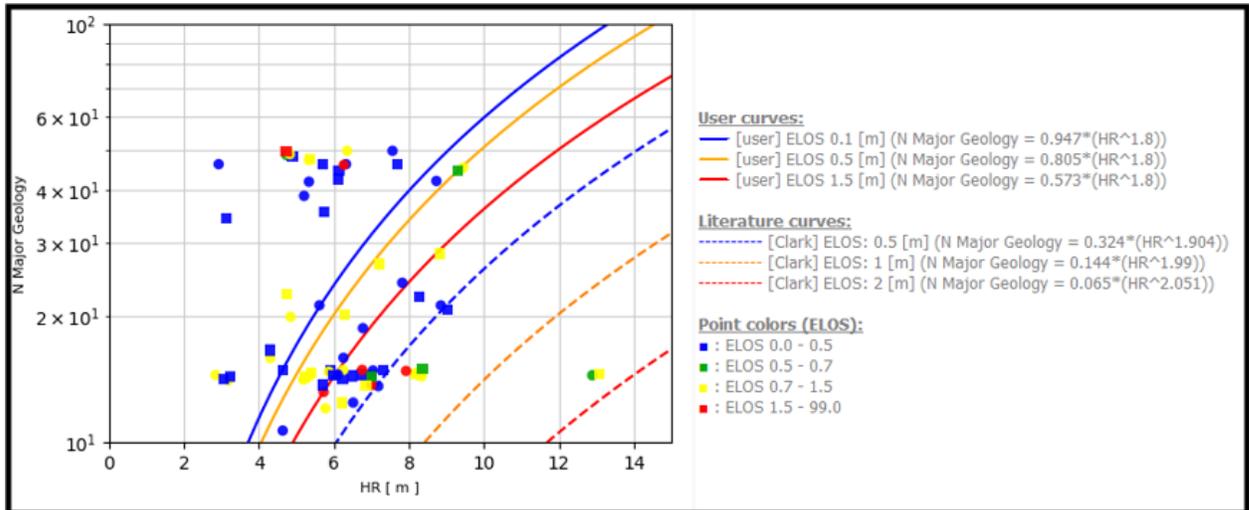


Figura 4.9 Gráfico de Estabilidad Global y curvas de Clark

Las curvas definidas corresponden a las continuas, y cumplen con:

$$N_{0.1} = 0.947 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.8 Curva de Estabilidad Global ELOS 0.1 [m]

$$N_{0.5} = 0.805 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.9 Curva de Estabilidad Global ELOS 0.5 [m]

$$N_{1.5} = 0.573 * RH^{1.8}$$

Ecuación 4.10 Curva de Estabilidad Global ELOS 1.5 [m]

Se puede apreciar que las curvas con el criterio de aceptabilidad fijado se ubican sobre las curvas de Clark para todos los casos, por lo que el ajuste es más conservador respecto al autor. Esto se debe a la buena calidad estimada de la roca, y a los ELOS bajos concentrándose bajo el valor 0.5 [m].

Debido a la mayor variabilidad de los datos, la curva global es la que separa los datos con menor precisión respecto a los Sectores Veta 1 y Veta 2. Esta curva puede usarse cuando se cuenta con una cantidad limitada de información geotécnica, estructural o solicitaciones, en un nivel de ingeniería de factibilidad/básica, y mientras los datos aumentan la curva se valida. Se recomienda construir curvas para zonas o sectores bien delimitados y en condiciones cercanas a las usadas.

5. Conclusiones y Recomendaciones

En minería subterránea, la estabilidad de las unidades de explotación es un punto de suma importancia en el diseño, planificación y optimización de las obras de explotación. Es por esto que se requiere de una metodología que permita diseñar los caserones de manera que se maximice el beneficio del negocio y mantenga la incertidumbre al mínimo.

En minería selectiva que usa métodos de explotación por caserones abiertos como Sublevel Stopping es crucial mantener la correcta estabilidad de las paredes de las labores, y obtener valores más exactos de dilución. Tradicionalmente el método de diseño de caserones para Sublevel Stopping se basa en métodos empíricos centrados en el back análisis del desempeño de unidades ya explotadas, y con estos precedentes se diseñan caserones futuros con menor incertidumbre.

El método de estabilidad gráfico y las curvas de estabilidad son ampliamente usados en la industria en lo que a diseño de unidades de explotación se refiere. Sin embargo, en muchos casos se usan curvas que no han sido ajustadas para las condiciones reales de la mina, que suelen ser generadas con casos de estudios en condiciones diferentes, como la geología o la distribución de esfuerzos, por ejemplo.

Se genera una base de datos con 76 puntos (paredes) evaluados, donde no se considera el techo debido a la menor relevancia que tiene en la estabilidad respecto a las paredes en de vetas angostas, además de que los antecedentes muestran que no han presentado inconvenientes.

En la minería de vetas angostas la dilución no planificada proviene de la sobre excavación de las paredes, principalmente de las paredes pendiente y yacente, por lo que un correcto control de su estabilidad es fundamental para controlar la dilución no deseada en la operación.

El objetivo principal corresponde al ajuste de los gráficos y curvas de ELOS de los sectores por separado y de la mina en general, donde la información geotécnica y la base de datos generada fue fundamental para el desarrollo del estudio.

- Adquisición de antecedentes y creación de base de datos:

Se incorporaron 38 casos de estudio que corresponden a etapas finales de explotación de caserones y se recabó una base de datos de 76 puntos, cada caso se estudió de forma independiente y se evaluó el desempeño de la pared colgante y la yacente, se excluyeron las paredes de inicio y termino además del techo debido a que no es muy relevante en la explotación de vetas angostas. Se obtuvieron sus radios hidráulicos, número de estabilidad (basado en el método gráfico de Mathews) y su estabilidad respecto al criterio de aceptabilidad determinado por la mina.

La importancia de una base de datos bien construida es crucial, ya que permite acercar estas metodologías de análisis basadas en características geotécnicas de otros sectores a la realidad minera chilena.

- Análisis de estabilidad gráfico:

El back análisis realizado toma en consideración la información geotécnica, además de la geometría real de la veta luego de su explotación y la presencia de las galerías, que son también contorneadas en los sólidos de diseño y cavidades. Esto produce aumento en la sobre excavación de las paredes debido a las geometrías irregulares, y ayuda a introducir el efecto de la perforación y tronadura en las cavidades resultantes.

Las curvas de ELOS locales pueden ser utilizadas como criterio de estabilidad en el futuro, sin embargo, se debe tener cuidado al usarlas ya que se han definido solo con dos sectores de la mina y bajo las condiciones en las que se encuentra cada caserón en terreno.

Este análisis permite definir un lineamiento geomecánico basado en las características geológicas locales, respecto a las de distintos autores. Las curvas continuas de la Figura 4.9 representan un límite de estabilidad que separa las zonas estable (sobre la curva), de transición (entre curvas) e inestable (bajo la curva). Este límite es diferente al propuesto por Clark (Clark L. , 1998), y al propuesto por Mawdesley (Mawdesley et al. 2001), ya que se usaron datos y criterios de aceptabilidad diferentes.

A pesar de que Clark utiliza un N distinto al del análisis, es decir, el N modificado de Potvin respecto al N original del Mathews, se comparan los comportamientos de sus casos de estudio con los nuestros para observar las tendencias.

La base de datos se compone de caserones de dos sectores distintos, lo que se traduce en varias características geotécnicas interactuando con las cavidades, que además son de distintas formas, tamaño, orientaciones y disposición en la zona. La manera en la que el macizo y el caserón interactúan determina la importancia de los factores de ajuste en el cálculo del número de estabilidad.

El factor A o de esfuerzos, depende de la razón entre la resistencia a la compresión simple de la roca y la sollicitación total de esfuerzos inducidos aplicados sobre las paredes del caserón. En este estudio las rocas poseen alta resistencia, por lo que el valor de A fue siempre el máximo.

El método de explotación aplicado a veta angosta produce que el strike de los caserones varíe con la veta, por lo que varios de los caserones son sub paralelos. Los valores de B se determinan respecto a las estructuras mayores, no al diaclasamiento, y presentan variaciones según esta tendencia mostrando una alta influencia en el número de estabilidad.

La inclinación (dip) de las paredes de los caserones son un punto base para determinar el factor C o de gravedad. Ya que no se evalúan los techos este factor será determinado por la inclinación de las paredes, que en promedio es 83.4° , siendo subverticales. Ya que su valor no varía mucho no genera mucha variación en el N al momento de evaluar el desempeño.

Al igual que ninguna operación minera es igual a otra, los mismos sectores dentro de una mina son distintos y tienen características propias que se repiten en todas o la mayoría de unidades de explotación que los componen. Es por esto que los factores de ajuste del número de estabilidad pueden variar o no dependiendo de las características geomecánicas del sector. A medida que aumentan los casos de estudio o se incluyen más sectores (aumenta el alcance del trabajo), los factores tienden a variar y su relación con N se estabiliza. En estos casos el número de estabilidad se ve más influenciado por la calidad del macizo rocoso Q'.

La aplicabilidad de las curvas ajustadas corresponde a operaciones de veta angosta cuyos diseños incorporan la dilución planificada, para un ancho promedio de 7.3 [m] en un rango de 5.22 a 9.83 [m], roca competente con UCS de 180 [MPa] aproximadamente y de buena calidad (Q entre 10 y 40), además de no encontrarse en un ambiente de esfuerzos inducidos altos.

-Análisis mediante MineRoc:

Para analizar el desempeño de los caserones se debe cuantificar de la manera más exacta posible los volúmenes de sobre excavación de las distintas paredes, MineRoc permite cuantificar esta

información de manera rápida y precisa optimizando el proceso, gestionar y visualizar de manera rápida y eficaz la información necesaria para realizar el análisis de estabilidad gráfico en una sola plataforma, donde se puede acceder y trabajar de manera prolija con las bases de datos generadas. Además, es posible interrelacionar las bases de datos para crear curvas ajustadas, que se validan maximizando el PSS. Esta curva ajustada y los criterios de aceptabilidad propios de la mina se adaptan mejor a los requerimientos de la operación en particular, obteniendo un mejor desempeño respecto a las curvas de la literatura como Clark (Clark L. , 1998), o Mathews et al. (Mathews et al., 1981) por ejemplo.

El estudio de la mina es posible mediante MineRoc, por lo que se comprueba su aplicabilidad al caso de estudio de vetas angostas bajo las condiciones establecidas, se obtienen las curvas de estabilidad locales de los sectores analizados, y la curva de estabilidad global de la mina.

-Recomendaciones:

Se recomienda complementar y robustecer la base de datos del proyecto MineRoc a medida que continúe la explotación, con el fin de calibrar y ajustar las curvas a las condiciones que presente la operación, para tener un negocio más rentable y seguro a medida que transcurra el tiempo y mejorar el proceso de diseño de caserones. Además, a medida que aumenta la información con la que se cuenta disminuye la incertidumbre geológica. Cuando no se cuenta con suficientes antecedentes se recomienda usar curvas que contengan una gran cantidad de datos, lo más diversos y representativos posible. De igual manera se sugiere utilizar los casos locales para buscar comportamientos o tendencias similares a un nuevo diseño y utilizar estos datos para delinear de manera más eficiente la geometría de los caserones.

Una buena práctica es ajustar distintas curvas de estabilidad para distintos criterios de aceptabilidad, de esta forma se obtienen curvas para distintos niveles de dilución, y se separa el gráfico según la sobre excavación esperada. Si la operación cuenta con distintos niveles de dilución aceptable dependiendo de las características del caserón o sector, el uso de varias curvas es muy útil ya que en la etapa de diseño se podrá predecir la forma de la cavidad de una pared al conocer su número de estabilidad y su radio hidráulico esperados.

Cuando se requiere diseñar un caserón atravesado por una falla mayor el método de Mathews carece de la efectividad necesaria para asegurar la estabilidad de las paredes, por lo que en estos casos se recomienda usar un factor de ajuste adicional que cuantifique el efecto de la falla sobre el número de estabilidad N . Dicho factor se introduce por Suorineni (Suorineni F. T., 1998) y ajusta el valor de N en función de las características de la falla (los casos de estudio de Suorineni consideran un macizo rocoso altamente fracturado clasificados de pobre a bueno con Q en el rango 0.9-20) que atraviesa alguna de las paredes laterales del caserón. Sin embargo, este factor no ha sido adaptado para su uso en techos.

Se recomienda complementar este estudio con una evaluación económica, ya que la cantidad de información y la base de datos generada sirven como input para trabajar en otras áreas del proyecto, como diseño minero, planificación y selección de equipos. Incorporar la evaluación económica a la selección de caserones viables y estables de forma rápida es importante para avanzar en las etapas de los proyectos mineros de forma eficiente y tomar decisiones acertadas en base a criterios técnico-económicos (Morales et al., 2022).

Se sugiere complementar este tipo de estudio con análisis mediante modelamiento numérico para estudiar los esfuerzos presentes en las paredes de los caserones y analizar su efecto en la estabilidad y dilución presentes en la operación, poniendo especial énfasis en la densidad de malla a utilizar,

ya que como se ha mencionado el caso de vetas angostas presenta dimensiones de diseño, y sobre excavaciones lineales menores a un metro. También se recomienda estudiar el efecto del undercutting en la estabilidad de las vetas, donde la cavidad del diseño tenderá a generar arcos estables influenciada principalmente por las dimensiones y la ubicación de las galerías, por lo que se debe evaluar su efecto en conjunto con el análisis empírico propuesto en esta memoria.

6. Bibliografía

- Azorin, J. (2017). *Generacion de Curvas de Estabilidad Local para Sublevel Stoping*. Santiago.
- Barton, N. (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *ISRM, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. En *Rock Mechanics 6* (págs. 189-236). Springer.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. En *Rock Mechanics 6* (págs. 189-236). Springer.
- Bewick, R., & Kaiser, P. (2009). Numerical assessment of factor b in mathews method for open stope design. . *Proceedings of the 3rd CANUS rock mechanics symposium* (págs. 89-90). Toronto: Diederichs M, Grasselli G (eds).
- Bieniawski, Z. (1973). Engineering Classification of Jointed Rock Masses. *Transaction of the South African Institution of Civil Engineers 15*, 335-344.
- Brady, B. a. (2004). *Rock Mechanics for underground mining*. New York: KLUWER ACADEMIC PUBLISHERS.
- Capes, G. (2009). *Open stope hangingwall design based on general and detailed data collection in rock masses with unfavourable hangingwall conditions*. University of Saskatchewan.
- Castro, C. (2015). *Modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por sublevel stoping*. Santiago: Tesis, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas.
- Cepuritis, P., & Villaescusa, E. (2006). Comprehensive Back Analysis Techniques for Assessing Open Stope Performance. *Rock Mechanics in Underground Construction ISRM International Symposium 2006: 4th Asian Rock Mechanics Symposium*.
- Clark, L. (1998). *Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting*. British Columbia: Doctoral dissertation, University of British Columbia.
- Clark, L., & Pakalnis, R. (1997). An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. *99th Annual AGM-CIM conference*. Vancouver.
- Coulomb, C. .. (1776). *Essai sur une application des règles de maxima et minima à quelques problèmes de statique relatifs à l'architecture*. Paris: De l'Imprimerie Royale.
- Deere, D. U., & Miller, R. P. (1966). *Engineering Classification and Index Properties for Intact Rock*. New Mexico: Air Force Weapons Laboratory.
- Deere, D., Hendron, A., Patton, F., & Cording, E. (1967). Design of Surface and Near Surface Construction in Rock - Failure and Breakage of Rock. *Proceedings of 8th US Symposium of Rock Mechanics* (págs. 237-302). New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc.

- Diederichs, M., & Kaiser, P. (1999). Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 69-96.
- Dunne, K., & R.C. Pakalnis, R. C. (1996). Dilution aspects of a sublevel retreat stope at Detour Lake Mine. En *Rock mechanics* (págs. 305-313).
- Hadjigeorgiou, J., Leclair, J., & Potvin, Y. (1995). An update of the stability graph method for open stope design. *CIM rock mechanics and strata control session*, (págs. 154-161). Halifax.
- Hamrin, H. (2001). Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies. En *Underground Mining Methods and Applications* (págs. 3-14). Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- Hidalgo, B. (2020). *Metodología para la Estimación de Estabilidad y Sobre-Excavacion de Paredes de Caserones en Vetas Angostas Aplicado a Minera Florida* . Santiago.
- Hoek, E. (1994). Strength of Rock and Rock Masses. *ISRM News*, 4-16.
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). *Underground excavations in Rock*. London: Institution of Mining and Metallurgy.
- Hoek, E., & Marinos, P. (2000). Predicting tunnel squeezing problems in weak heterogeneous rock masses. *Tunnels and Tunnelling International*, 45-51.
- Hoek, E., Kaiser, P., & Bawden, W. (1995). *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. Rotterdam: AA Balkema .
- Hoek, E., Marinos, P., & Benissi, M. (1998). Applicability of the Geological Strength Index (GSI) Classification for Very Weak and Sheared Rock Masses. The case of the Athens Schist Formation. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment* 57, 151-160.
- Hutchinson, J., & Diederichs, M. (1996). *Cablebolting in Underground Mines* . Richmond: Bitech Publishers.
- J.A., V., R., M., E., M., L., B., G., S., A., B., & E., C. (2022). Geotechnical Analysis for Narrow Vein mine using MineRoc software. Santa Fe.
- Kaiser, P., Diederichs, M., Martin, C., Sharp, J., & Steiner, W. (2000). Underground works in hard rock tunneling and mining. *International conference in on geotechnical and geological engineering* (págs. 841-926). Melbourne: Technomic.
- Kirsch, G. (1898). *Die Theorie der Elastizitat und die Bedürfnisse der Festigkeitslehre*. Springer.
- Ladanyi, B., & Gill, D. (1988). Design of Tunnel Linings in a Creeping Rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 113–126.
- Laubscher, D. (1977). Geomechanics Classification of Jointed Rock Masses - Mining Applications. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A, Mining industry*, 1-8.
- Laubscher, D. (1990). A Geomechanics Classification System for the Rating of Rock Mass in Mine Design. *Journal of the South African Institute of Mining Metallurgy, Vol 90*, 257-273.

- Marinos, P., & Hoek, E. (2000). GSI – A Geologically Friendly Tool for Rock Mass Strength. *Proceedings GeoEng 2000, International conference on geotechnical and geological engineering* (págs. 1422-1440). Melbourne: Technomic Publishing Co.
- Marinos, P., & Hoek, E. (2001). Estimating the Geotechnical Properties of Heterogeneous Rock Masses Such as Flysch. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 85-92.
- Mathews, Hoek, K. E., Wylli, D. C., & Stewart, S. B. (1981). *Prediction Of Stable Excavation Spans for Mining at Depths below 1000 Metres in Hard Rock*. Report to Canada Centre for Mining and Energy Tehnology.
- Mawdesley, C. (2002). *Predicting Rock mass cavability in block caving mines*. Queensland: PhD Thesis, The University of Queensland, .
- Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. (2001). Extending the Mathews stability graph for open-stope desing. *Mining Technology*, 27-39.
- Mitri, H., & Zhang, Y. (2008). Elastoplastic stability analysis of mine haulage drift in the vicinity of mined stopes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 45, 574-593.
- Mitri, H., Hughes, R., & Lecomte, E. (2010). Factors influencing unplanned one dilution in narrow vein longitudinal mining. *SME annual meeting*. Phoenix.
- Mohr, O. (1914). *Abhandlungen aus dem Gebiete der Technischen Mechanik (2 ed.)*. Berlin.
- Morales, N., Mancilla, D., Miranda, R., & Vallejos, J. (2022). A fast method to develop an optimal operational sublevel stope design. *Elsevier*, <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102670>.
- Oraee, K., Bangian, A. H., & Parhizkar, A. (2008). Provision of a Mathematical Model for Economic Comparison of Production Drilling Methods in Sublevel Stopping . *Proceedings of the Seventeenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2008)*. Beijing.
- Pakalnis, R. (1986). *Empirical stope design at ruttan mine*. British Columbia: PhD Thesis, University of British Columbia.
- Palmstrom, A. (1982). The Volumetric Joint Count - A Useful and Simple Measure of the Degree of Rock Mass Jointing. *IAEG Congress*, (págs. 221-228). New Delhi.
- Peirce, C. S. (1884). The Numerical Measure of the Success of Predictions. En *Science* (págs. 453-454).
- Potvin., Y. (1988). *Empirical open stope desing in Canada*. British Columbia: PhD Thesis, University of British Columbia.
- Price, N. (1966). Fault and joint development: in brittle and semi-brittle rock. *Elsevier*.
- Priest, S. D. (1993). The collection and analysis of discontinuity orientation data for engineering design, with examples. *Pergamon Press*.
- Scoble, M., & Moss, A. (1994). Dilution in underground bulk mining: Implications for production management. *Geological Society, London, Special Publications*, 95-108.

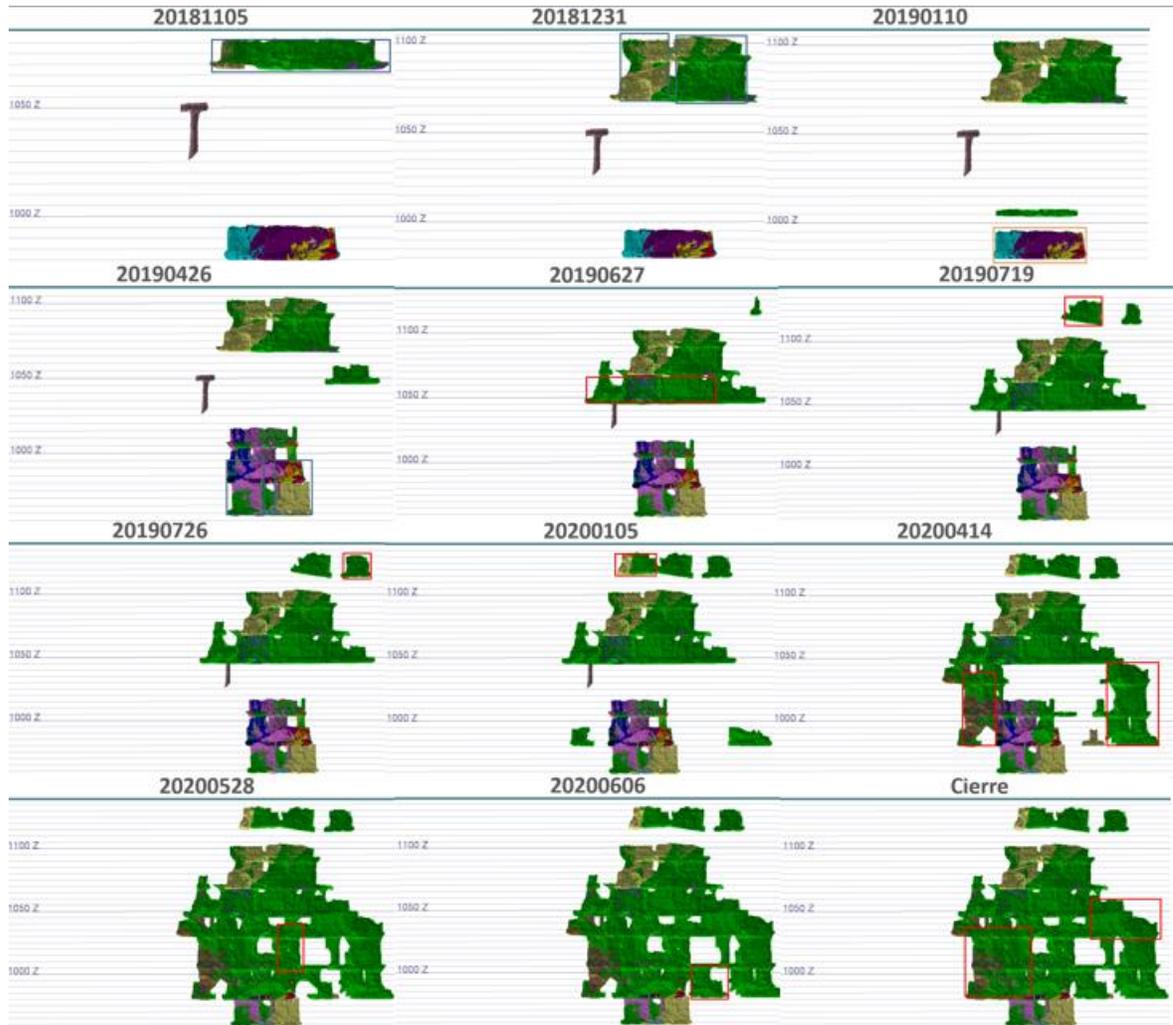
- Stewart, P., & Trueman, R. (2001). The extended mathews stability graph: quantifying case history requirements and site-specific effects. *International symposium on mining techniques of narrow-vein deposits* (págs. 85-92). New Jersey: CiteSeerX.
- Stewart, P., & Trueman, R. (2004). Quantifying the effect of stress relaxation on excavation stability. *Mining Technology* 113, 107-117.
- Stewart, S., & Forsyth, W. (1995). The Mathews methos for open stope desing. *CM Bulleting Vol.88*, 45-53.
- Suorineni, F. (2010). The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward. *International Journal of Mining*, (págs. 308-336.).
- Suorineni, F. T. (1998). *Effects of Faults and Stress on Open Stope Design*. Waterloo: PhD thesis, University of waterloo.
- Suorineni, F., Kaiser, P., & Tannant, D. (2001). Likelihood statistic for interpretation of the stability graph for open stope design. . *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 38, 735-744.
- Tannant, D., & Diederichs, M. (1997). *Cablebolt optimization in #3 mine. Kidd Mines Division*. Timmins.
- Trueman, R., Mikula, P., Mawdesley, C., & Harries, N. (2000). Experience in Australia with the application of the Mathews' method for open stope design. *CIM Bulletin*, 162-167.
- Vallejos, J. A., Cepeda, E., Barberán, A., & Espinoza, J. (2023). Incorporation of a Water Condition Factor into the Stability Graph Method using MineRoc® Software. *57th U.S. RockMechanics/Geomechanics Symposium ARMA-2023*. Atlanta, USA.
- Vallejos, J., & Díaz, L. (2020a). A new criterion for numerical modelling of hangingwall overbreak in open stopes. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, (págs. 1-23).
- Vallejos, J., Delonca, A., & Perez, E. (2017a). Three-dimensional effect of stresses in open stope mine design. *International Journal of Mining Reclam Environmental*, 1-20.
- Vallejos, J., Delonca, A., & Perez, E. (2018a). Three-dimensional effect of stresses in open stope mine design. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 355–374.
- Vallejos, J., Delonca, A., Fuenzalida, J., & Burgos, L. (2016a). Statistical analysis of the stability number adjustment factors and implications for underground mine design. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 100, 104-112.
- Vallejos, J., Escares, P., Garrido, C., Mondaca, M., Miranda, R., Azorin, J., & Arriagada, C. (2018b). Stability graph using major geological structures. *Fluid Mechanics Research International Journal*.
- Vallejos, J., Miranda, O., Gary, C., & Delonca, A. (2015). Development of an integrated platform for stability analysis and design in sublevel stoping mines—MineRoc®. *Proceedings of the international seminar on design methods in underground mining*. (págs. 477-488). Australian Centre for Geomechanics: Perth.
- Vallejos, J., Miranda, R., & Perez, E. (2016b). Adapting the stability graph method to specific site conditions in Mineroc., (págs. 150–164).

- Vallejos, J., Miranda, R., Burgos, L., & Perez, E. (2017b). Development of new design tools for open stoping underground mines. *51st US rock mechanics/geomechanics symposium*. California: American Rock Mechanics Association.
- Vallejos, J., Miranda, R., Marambio, E., Burgos, L., & Sanhueza, G. (2020b). Assisted geotechnical design for sublevel open stoping using MineRoc® software. *Proceedings of the Second International Conference on Underground Mining Technology*, (págs. 309-324).
- Vallejos, J., Miranda, R., Marambio, E., Burgos, L., Sanhueza, G., Barberan, A., & Cepeda, E. (2022). Geotechnical Analysis of Narrow Vein mine using MineRoc® software. *56 US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium*. Santa fe: American Rock Mechanics Association.
- Wyllie, D. C. (1999). *Foundations on Rock*. London: Taylor and Francis.

Anexos

Anexo A.1

Caserones propuestos según la planificación, sector Veta 1.



Anexo 1 Plan real del sector Veta 1

Anexo A.2

Caserones propuestos según la planificación, sector Veta 2.



Anexo 2 Plan real del sector Veta 2