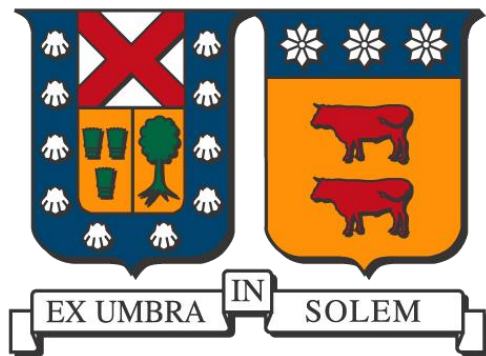


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES
SANTIAGO – CHILE



AJUSTE DE LOS PARÁMETROS DE DISEÑO GEOTÉCNICOS EN
VETAS ANGOSTAS DE MINERA FLORIDA

AUTOR
JUAN FRANCISCO PIÑA HENRÍQUEZ

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

PROFESOR GUÍA
VICTOR ENCINA MONTENEGRO

PROFESORES CO-REFERENTES
BRAYAN HIDALGO CASTILLO
FRANCISCO MARCO RUBIO

DICIEMBRE 2021

Resumen

El método de caserones vacíos es ampliamente utilizado en minería de vetas y en particular, para vetas angostas con 2m a 3m de potencia, en cuyo caso, con este método se busca asegurar el mejor resultado técnico económico considerando las características del macizo rocoso, su estado tensional in situ y las características morfológicas de las vetas angostas, principalmente su sinuosidad tanto en el manto como en el rumbo. La dificultad técnica de la explotación de vetas angostas es la eventual dilución del mineral a causa de la sobrexcavación de las paredes de los caserones, la cual puede llegar a causar la pérdida total del valor de algunas unidades de explotación. De aquí, la relevancia de evaluar la sobrexcavación potencial de las paredes de caserones desde la etapa de diseño.

Actualmente en Minera Florida, para estimar la estabilidad de los caserones se utiliza el método empírico de Mathews et al. (1981) mientras que para estimar la sobrexcavación se usa la guía de dilución propuesta por Clark (1998). El problema de dicha metodología empírica es que fue desarrollada con información de minas canadienses lo que no necesariamente se ajusta a las condiciones locales de Minera Florida y las predicciones resultantes en ocasiones no son certeras. Por esta razón Hidalgo (2021) planteó una metodología para definir curvas locales de dilución y sobrexcavación mediante análisis retrospectivo utilizando el software Mineroc y ajuste ELOS medido mediante indicador PSS.

Para este trabajo, se aplicó la metodología de Hidalgo (2021) a 6 sectores de Minera Florida, con un total de 61 caserones analizados. con el objetivo de obtener curvas locales de dilución en cada uno de los sectores en estudio para ajustar los parámetros geotécnicos de diseño a las condiciones de Minera Florida.

A partir del análisis realizado se logró obtener curvas locales de ELOS para cada uno de los sectores con PSS aceptable, sin embargo, en la mayoría de los sectores no se puede decir que dichas curvas son completamente representativas. Sólo en un sector se logró ajustar 3 curvas quedando el parámetro ajustado.

Finalmente se comprobó que, al juntar los datos de dos sectores con similares características geotécnicas, condición de esfuerzos y discontinuidades presentes, se puede obtener curvas ELOS 0,3m y 0,5m. mucho más exactas que las curvas obtenidas individualmente en cada sector. Lo cual demuestra que cuando se cuenta con más datos se podrá ajustar más curvas de dilución o en su defecto mejorar el ajuste de las que ya existen.

Abstract

Sublevel stoping is widely used in narrow-vein deposits and -in particular- for narrow-vein of 2m to 3m of width, in which case, this method seeks to ensure the best technical and economic result considering the properties of the rock mass, in-situ stress state and morphological characteristics of the narrow veins, mainly their sinuosity both in strike and dip. The technical difficulty of the exploitation of narrow veins is the eventual dilution of the ore due to over-excavation of the walls of the stopes, which can cause the total loss of value of some solid mining units. Hence, the relevance of evaluating the potential over-excavation of the walls of stopes from the design stage.

Currently at Minera Florida, to estimate the stability of the stopes, the empirical method of Mathews et al. (1981) is used, while to estimate the over-excavation the dilution guide proposed by Clark (1998) is used. The problem with this empirical methodology is that it was developed with information from Canadian mines which does not necessarily fit the local conditions of Minera Florida, and the resulting predictions are sometimes not accurate. For this reason, Hidalgo (2021) proposed a methodology to define local dilution and over-excavation curves by back-analysis using Mineroc software and ELOS adjustment measured by PSS indicator.

For this work, the Hidalgo (2021) methodology was applied to 6 sectors of Minera Florida, with a total de 61 stopes analyzed, with the objective of obtaining local dilution curves for each sector under study to adjust the geotechnical design parameters to the conditions of Minera Florida.

From the analysis carried out, it was possible to obtain local ELOS curves for each of the sectors with acceptable PSS however, in most sectors these curves cannot be said to be completely representative. Only in one sector was it possible to adjust 3 curves leaving the parameter adjusted.

Finally, it is evident that, by joining sectors with the same geotechnical characteristic, condition of stress and discontinuities, it is possible to obtain two ELOS curves of 0.3m and 0.5m much more accurate than the curves obtained individually in each sector. This shows that when more data is available, more dilution curves can be adjusted or, failing that, the adjustment of those that already exist can be improved.

Agradecimientos

Agradezco a mis padres y hermanos por todo el apoyo brindado no solo durante mi proceso universitario sino también a lo largo de mi vida. Desde pequeño lucharon por darme todas las herramientas posibles para mi desarrollo académico como personal, me enseñaron a nunca dejar de luchar por los sueños por más difíciles que estos sean.

A Catalina por toda su comprensión, apoyo, empujarme a seguir adelante y jamás dejar que me rindiera. Incluso desde mi época escolar.

A mis amigos con los cuales compartí innumerables tardes de estudio y risas, a veces más risas que estudio, pero era necesario para sobrellevar este desafío llamado universidad. Por los viernes de cerrito y el apoyo brindado cuando las cosas se veían más difíciles.

A Brayan y Francisco, por la oportunidad de desarrollar este trabajo y la confianza que tuvieron en mí, por toda la ayuda, sobre todo su compromiso y disposición a resolver todas las dudas que tuve. También a todo el equipo de geomecánica de Minera Florida, Oscar, Marco, Luis y Matías, quienes me acogieron desde que llegue a realizar mi práctica, entregándome toda la ayuda posible. Así como a todas las personas de Minera Florida que me brindaron su tiempo y conocimiento cuando lo necesite.

Al profesor Víctor por aceptar participar en este trabajo, su orientación y guía en todo lo que necesite.

Tabla de contenido

Resumen	I
Abstract.....	II
Agradecimientos.....	III
Tabla de contenido.....	IV
Tabla de figuras	VIII
Índice de tablas	XI
Índice de ecuaciones.....	XI
Glosario	XII
1. Introducción.....	1
1.1. Objetivos.....	2
1.1.1. Objetivo general	2
1.1.2. Objetivos específicos.....	2
1.2. Alcances.....	2
2. Estado del arte	3
2.1. Parámetros de caracterización de macizo rocoso.....	3
2.1.1. Roca intacta	3
2.1.2. Discontinuidades	4
2.1.3. Esfuerzos	5
2.2. Clasificación del macizo rocoso.	5
2.2.1. GSI (<i>Geological Strength Index</i>), Hoek (1994)	6
2.2.2. RQD (<i>Rock Quality Designation</i>), Deere and Miller (1967).....	7
2.2.3. Rock Mass Quality Q (Barton et al., 1974)	8
2.3. Minería de vetas angostas.	12
2.3.1. Caserones vacíos (<i>Sub-level Stoping</i>).....	13
2.3.2. Banqueo en retroceso (<i>Sub level Sill Retreat</i>)	14
2.3.3. Realce en retroceso (<i>Sub level Retreat</i>).....	15
2.3.4. Corte y relleno (<i>Sub level Cut and Fill</i>)	15
2.4. Métodos gráficos de estabilidad.	16
2.4.1. Método gráfico de Mathews (1981)	17
2.4.2. Método gráfico de Potvin (1988)	21
2.4.3. Actualización del gráfico de estabilidad Steward & Forsyth (1995).....	24
2.4.4. Mawdesley (2001)	24
2.4.5. Consideraciones de los métodos empíricos.....	26
2.5. Dilución	26

2.5.1.	Definición de dilución.	27
2.5.2.	Costos de la dilución.	28
2.5.3.	Dilución en vetas angostas.	28
2.5.4.	Cuantificación de la dilución.	29
2.5.5.	<i>Equivalent linear overbreak/slough</i> (ELOS).	30
2.5.6.	Gráfico empírico de dilución de Clark (1998).	31
2.6.	Variables relacionadas con la sobrexcaución de las paredes de un caserón	32
2.7.	Software Mineroc	33
2.7.1.	Adquisición de datos	33
2.7.2.	Desempeño de caserones	34
2.7.3.	Manejo de datos.	34
2.7.4.	Diseño de caserones.	35
3.	Metodología.	36
3.1.	Recolección de antecedentes Minera Florida.	36
3.1.1.	Antecedentes Minera Florida.	37
3.1.2.	Descripción del yacimiento	38
3.1.3.	Geología	38
3.1.4.	Modelo Litológico – Geotécnico.	39
3.1.5.	Modelo estructural.	41
3.1.6.	Información de estructuras intermedias.	41
3.1.7.	Caracterización del macizo rocoso	42
3.1.8.	Propiedades de la roca intacta	44
3.1.9.	Modelo de esfuerzos	44
3.1.10.	Profundidad de los caserones.	45
3.1.11.	Solidos de unidades de explotación.	46
3.1.12.	Solidos de cavidades resultantes.	48
3.1.13.	Mecanismo de dilución.	49
3.1.14.	Parámetros de diseño geotécnico Minera Florida.	50
3.2.	Robustecimiento de la base de datos de Minera Florida.	54
3.2.1.	Base de datos de caracterización de macizo rocoso.	54
3.2.2.	Base de datos de estructuras intermedias.	55
3.2.3.	Base de datos de solidos de unidades de diseño y cavidades resultantes.	55
3.2.4.	Datos necesarios para el procesamiento en el Mineroc.	55

3.3.	Definición de los casos de estudio.....	56
3.4.	Radio de búsqueda estructuras menores e intermedias y Q' de Barton.	57
3.5.	Procesamiento de los datos	58
3.5.1.	Propiedades del macizo rocoso.....	58
3.5.2.	Modelo de esfuerzos gravitacional.	59
3.5.3.	Análisis retrospectivo de los caserones.	60
3.5.4.	Visualización de los datos.	61
3.5.5.	Creación de curvas locales.	62
4.	Resultados.....	65
4.1	Sector de VCS.....	66
4.1.1.	Resultados análisis retrospectivo.....	66
4.1.2.	Curvas de dilución.	68
4.1.3.	Validación de parámetros geotécnicos de diseño.	69
4.2	Sector VCN.....	69
4.2.1.	Resultados análisis retrospectivo.....	70
4.2.2.	Curvas de dilución	72
4.2.3.	Validación de los parámetros geotécnicos de diseño.	73
4.3	Sector Polvorín	73
4.3.1.	Resultados análisis retrospectivo.....	74
4.3.2.	Curvas de dilución	76
4.3.3.	Validación de los parámetros geotécnicos de diseño	77
4.4	Sector Leopoldo	77
4.4.1.	Resultados análisis retrospectivo.....	78
4.4.2.	Curvas de dilución	80
4.4.3.	Validación de los parámetros geotécnicos de diseño.	81
4.5	Sector de PVOS.	82
4.5.1.	Resultados análisis retrospectivo.....	82
4.5.2.	Curvas de dilución	84
4.5.3.	Validación de los parámetros geotécnicos de diseño	85
4.6	Sector de Maqui	85
4.6.1.	Resultados análisis retrospectivo.....	86
4.6.2.	Curvas de dilución	88
4.6.3.	Validación de los parámetros geotécnicos de diseño	89

4.7	Gráfico de regular calidad geotécnica	89
4.8	Comparación con el gráfico de Clark (1998).....	90
4.9	Discusión	91
5.	Conclusiones.....	94
5.1.	Recomendaciones	96
6.	Referencias	97
	Anexo A.....	1
	Anexo B.....	6

Tabla de figuras

Figura 1: Gráfico esfuerzo axial-gravitacional típico (Brady & Brown, 2004).	3
Figura 2: Determinación del GSI (Hoek & Marino, 2000).	7
Figura 3: Valor de J_N según las discontinuidades (Hutchinson and Diederichs, 1996).	10
Figura 4: Valor de J_r según la rugosidad de las discontinuidades (Hutchinson and Diederichs, 1996).	10
Figura 5: Valor de J_A según la alteración de las discontinuidades (Hutchinson and Diederichs, 1996).	11
Figura 6: Valores para J_W según la condición de agua (Hutchinson and Diederichs, 1996).	11
Figura 7: Gráfico de los valores de SRF (Hutchinson and Diederichs, 1996).	12
Figura 8: Caserones vacíos (Sub-level Stopping) (Hamrin, 2001).	14
Figura 9: Banqueo en retroceso (Sub-level Sill Retreat) (Domimy, Phelps, Sangster & Camm, 1998).	14
Figura 10: Realce en retroceso (Sub level Retreat) (Domimy, Phelps, Sangster & Camm, 1998).	15
Figura 11: Corte y relleno (Cut and Fill) (Hamrin, 1997).	16
Figura 12: Gráfico de estabilidad de Mawdesley (2002).	16
Figura 13: Parámetro A, factor de esfuerzos (Mathews et al, 1981).	18
Figura 14: Factor B, ajuste por orientación de las discontinuidades (Mathews et al., 1981).	19
Figura 15: Factor C, ajuste por gravedad (Mathews et al.,1981).	19
Figura 16: Gráfico de estabilidad (Mathews, 1981).	21
Figura 17: Gráfico de estabilidad modificado por Potvin (1988).	22
Figura 18: Parámetro A, factor de esfuerzos modificado por Potvin (1988).	23
Figura 19: Parámetro B, ajuste por orientación de las discontinuidades modificado por Potvin (1988).	23
Figura 20: Parámetro C, ajuste por gravedad en techo y paredes de los caserones modificado por Potvin (1988).	23
Figura 21: Gráfico de estabilidad modificado por Stewart & Forsyth (1995).	24
Figura 22: Gráfico de estabilidad modificado a través de regresión logística (Mathews, Trueman Whiten, 2001).	25
Figura 23: Gráfico de Mathews (1981) para regresión logística con zonas de hundimiento (Caving) (Mawdesley, 2002).	25
Figura 24: Esquema de dilución (Scoble & Moss, 1994).	27
Figura 25 Sistema CALS.	29
Figura 26: Sistema ISITE.	30
Figura 27: Sistema Zeb Horizont.	30
Figura 28: Esquema de ELOS (Capes, 2009).	30
Figura 29: Gráfico de predicción de ELOS (Clark, 1998).	31
Figura 30: Vista en planta de las minas y fallas mayores de Minera Florida junto ubicación de los sectores en estudio.	37
Figura 31: Ruta a Alhué desde ciudad de Melipilla.	38

Figura 32: Perfil geológico Minera Florida.....	39
Figura 33: Perfiles Litológico - Geotécnico de los sectores de estudio.....	40
Figura 34: Planta geológica nivel 865 Leopoldo y Pataguas.. ..	42
Figura 35: Ubicación de lo mapeos Q de Barton localizados para el caso de Leopoldo. (Estrellas hacen lución a los mapeos).....	43
Figura 36: Cartilla de mapeo Q de Barton usada en Minera Florida.....	43
Figura 37: Propiedades de roca intacta por unidad geotécnica de Minera Florida.....	44
Figura 38: Ajuste del modelo de esfuerzo con las mediciones locales (Hidalgo, 2021).	45
Figura 39: Perfiles esquemáticos de cómo se obtuvo la profundidad en los distintos sectores.	46
Figura 40: Ejemplo metodología para reconstruir un sólido de diseño para el caso 2 de Leopoldo.	47
Figura 41: Perfil de una explotación que conecta con una antigua, donde se muestra la SMU con el ELOS y la SMU de diseño que se genera.	48
Figura 42: Scanners ISITE del sector de Leopoldo, cada color representa un scanner distinto.	49
Figura 43: Caso 2 de Leopoldo, en la imagen de la izquierda se muestra los perfiles que se hicieron en base los scanner y la imagen de la derecha el sólido resultante.	49
Figura 44: Mecanismo de dilución en Minera Florida (Hidalgo, 2021).....	50
Figura 45: Esquema de radio hidráulico de 9m.	52
Figura 46: Esquema de radio hidráulico con un pilar lo que genera dos radios hidráulicos de aproximadamente 6m.	52
Figura 47: Esquema de radio hidráulico con dos pilares lo que genera tres radios hidráulicos de aproximadamente 4m.....	52
Figura 48: Análisis geométrico estructural de una explotación.	53
Figura 49: Base de datos de mapeos Q de Barton que muestra la información de la pared pendiente.....	54
Figura 50: Base de datos de estructuras intermedias.....	55
Figura 51: Ejemplo explicativo de lógica para seleccionar los caserones a estudiar.	56
Figura 52: Casos de estudio sector de Leopoldo.	57
Figura 53: Caja donde se busca la información de Q de Barton y estructuras intermedias .	58
Figura 54: Caracterización de la roca toba brechosa en el software Mineroc.	59
Figura 55: Información ingresada en el software de las estructuras para un caso de estudio.	59
Figura 56: Modelo de esfuerzos ingresado en el software Mineroc.....	60
Figura 57: Reporte del análisis de un caso de estudio a través del software Mineroc.	61
Figura 58: Gráfico de estabilidad con la información obtenido para el sector de Leopoldo.	61
Figura 59: Gráfico de regular calidad geotécnica con curvas graficadas ajustadas según PSS.	64
Figura 60: Vista isométrica del caserón VCS.....	66
Figura 61: Histograma ELOS sector VCS.....	67
Figura 62: Histograma radio hidráulico sector VCS.	67

Figura 63: Histograma % sobreexcavación sector VCS.	67
Figura 64: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos en el sector VCS.	68
Figura 65: Gráfico de estabilidad de VCS junto el parámetro de diseño geotécnico graficado.	69
Figura 66: Vista isométrica del caserón VCN, donde los colores verdes indican sectores nuevos.	70
Figura 67: Histograma ELOS sector VCN.	71
Figura 68: Histograma radio hidráulico sector VCN.	71
Figura 69: Histograma % sobre excavación sector VCN.	71
Figura 70: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos del sector VCN.	72
Figura 71: Gráfico de estabilidad de VCN junto el parámetro de diseño geotécnico graficado	73
Figura 72: Vista isométrica sector Polvorín, color verde indica nuevos sectores.	74
Figura 73: Histograma ELOS sector Polvorín.	75
Figura 74: Histograma radio hidráulico sector Polvorín.	75
Figura 75: Histograma % sobre excavación sector Polvorín.	75
Figura 76: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos sector Polvorín.	76
Figura 77: Gráfico de estabilidad de Polvorín junto con el parámetro de diseño geotécnico graficado.	77
Figura 78: Vista isométrica del sector de Leopoldo.	78
Figura 79: Histograma ELOS sector de Leopoldo.	79
Figura 80: Histograma radio hidráulico sector Leopoldo.	79
Figura 81: Histograma % sobre excavación sector Leopoldo.	79
Figura 82: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos del sector Leopoldo.	80
Figura 83: Gráfico de estabilidad de Leopoldo junto el parámetro de diseño geotécnico graficado	81
Figura 84: Vista isométrica del caserón PVOS, donde los colores verdes indican sectores nuevos.	82
Figura 85: Histograma ELOS sector PVOS.	83
Figura 86: Histograma radio hidráulico sector PVOS.	83
Figura 87: Histograma % sobreexcavación sector PVOS.	83
Figura 88: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos del sector PVOS.	84
Figura 89: Gráfico de estabilidad de PVOS junto con el parámetro de diseño geotécnico graficado.	85
Figura 90: Vista isométrica del caserón de Maqui, donde los colores verdes indican sectores nuevos.	86
Figura 91: Histograma ELOS del sector de Maqui.	87
Figura 92: Histograma radio hidráulico sector Maqui.	87
Figura 93: Histograma % sobreexcavación sector Maqui.	87
Figura 94: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos del sector Maqui.	88
Figura 95: Gráfico de estabilidad de Maqui junto con el parámetro de diseño geotécnico graficado.	89
Figura 96: Gráfico de estabilidad con la información de regular calidad geotécnica.	90

Figura 97: Resultados obtenidos comparados con las curvas de Clark.....	91
---	----

Índice de tablas

Tabla 1: Clasificación según GSI.	6
Tabla 2: Clasificación macizo rocoso según RQD.....	8
Tabla 3: Clarificación del macizo rocoso según el valor del Q de Barton.	9
Tabla 4: Sector de estudio y su profundidad media.:	45
Tabla 5: Parámetros de diseño geotécnicos largo plazo de Minera Florida.	53
Tabla 6: Resumen de la información disponible de los sectores de interés.	56
Tabla 7: Matriz de contingencia.	62
Tabla 8: Valores promedio para los parámetros asociado al número de estabilidad del sector de VCS.....	68
Tabla 9: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de VCN.	72
Tabla 10: Valores promedio para los parámetros asociado al número de estabilidad del sector de Polvorín.....	76
Tabla 11: Valor de PSS para las curvas de ELOS ajustadas del sector de Leopoldo.....	80
Tabla 12: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de VCN.	81
Tabla 13: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de PVOS.	84
Tabla 14: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de Maqui.:	88

Índice de ecuaciones

Ecuación 1: Formula para el cálculo del RQD (Deere et al., 1967).	7
Ecuación 2: Formula para obtener RQD a partir de Jv (Palmstram, 1982).	8
Ecuación 3: Formula Q (Barton, 1974)	8
Ecuación 4 Número de estabilidad (Mathews et al., 1981).	17
Ecuación 5: Q de Barton modificado por Mathews (1981).	17
Ecuación 6: Formula que permite encontrar el factor C.....	20
Ecuación 7: Radio hidráulico.	20
Ecuación 8: Número de estabilidad (Potvin, 1988).	22
Ecuación 9: Formula para la dilución (Pakalnis, 1995).	28
Ecuación 10: Formula para obtener el valor ELOS (Clark & Pakalnis, 1997).	31
Ecuación 11: Formula del PSS	62
Ecuación 12: Formula del TPR.....	63
Ecuación 13: Formula del FPR.....	63
Ecuación 14: Formula semi logarítmica que relaciona el número de estabilidad y el Rh....	65

Glosario

- **SMU:** Hace alusión a los sólidos de diseño que se utilizan para cubicar y valorizar la explotación, además los diagramas de perforación y tronadura apuntan a lograr ese diseño.
- **VCN:** Se refiere a un sector de la mina llamado Veta central norte.
- **VCS:** Se refiere a un sector de la mina llamado Veta central superior.
- **PVOS:** Se refiere a un sector de la mina llamado Pedro Valencia occidente sur.
- **ELOS:** Corresponde a una banda equivalente de la sobreexcavación a lo largo de toda la pared del caserón.
- **Rh:** Corresponde al radio hidráulico que se define como la superficie expuesta de una pared, y es el área de la pared dividido en el perímetro de esta.
- **PSS:** Es un indicador de que tan bien clasifica una curva algo, por lo tanto, un valor alto de 1 corresponde a un buen clasificador, caso contrario un valor de -1.
- **RQD:** Es un método de clasificación de macizo rocoso, a partir de información de sondajes.

1. Introducción

En minería se utilizan excavaciones denominadas caserones que constituyen la unidad básica de explotación y tiene como objetivo poder extraer el mineral. Esta excavación está sometida, al igual que todos los desarrollos, a condiciones de esfuerzos, ya sea in situ como los inducidos por infraestructuras cercanas, que pueden producir inestabilidad. Esta inestabilidad también puede deberse a estructuras geológicas cuya orientación respecto de las caras del diseño puede ser desfavorable, a la calidad del macizo rocoso entre otras que pueden provocar sobreexcavaciones tanto en las paredes como techos de los caserones. Otro factor que tiene directa relación con la operación o construcción de estos, y ese factor es el daño inducido por las tronaduras, cuya principal causa son las perforaciones de los tiros que se desvían y no se adecuan exactamente al diseño original del caserón, como también el factor de carga de explosivos. Por último, el tiempo que se planee dejar las caras libres de los caserones también es una variable que se debe considerar.

La sobreexcavación de las paredes de los caserones agrega y mezcla estéril o mineral de baja ley al mineral del caserón, produciendo el efecto denominado dilución, y que equivale a una degradación de la calidad del mineral del caserón, lo que finalmente se traducirá en un aumento de costos debido al mayor movimiento de mineral, al menor aprovechamiento de la capacidad de la planta de procesamiento.

La dilución es un problema particularmente relevante en minería de vetas angostas, como es el caso de Minera Florida, donde una pequeña cantidad de material diluyente desprendido de las cajas del caserón puede generar un gran perjuicio si es que constituye una fracción significativa en la mezcla final diluida.

Para pronosticar la dilución se utilizan herramientas empíricas de estabilidad principalmente el gráfico de Mathews (1981) y las curvas de dilución propuestas por Clark (1998) cuyas metodologías están basadas principalmente tanto en minas canadienses lo cual no siempre se corresponde con las condiciones en nuestro país.

En este sentido Hidalgo (2021) propuso una metodología, también basada en la carta de estabilidad de Mathews, que permite generar curvas de dilución como las de Clark, pero ajustadas a las condiciones locales de Minera Florida.

El presente trabajo consiste en implementar la metodología de Hidalgo como un procedimiento estándar de registro y estimación de la dilución considerando todos los sectores de la mina armando un verdadero sistema de información capaz de dar soporte a las decisiones de diseño y planificación de la explotación de los caserones angostos de Minera Florida.

1.1. Objetivos

1.1.1. Objetivo general

Definir curvas locales de dilución en las paredes de caserones de vetas angostas de Minera Florida, mediante el método propuesto por Hidalgo (2021) para ajustar los parámetros de diseño geotécnicos de Minera Florida.

1.1.2. Objetivos específicos

- Completar la base de datos de mapeos Q de Barton y estructuras intermedias.
- Representar las cavidades resultantes en los caserones de interés y las SMU de diseño.
- Definir zonas de influencia y modelo de esfuerzos a utilizar en los back-análisis.
- Realizar back-análisis de los casos de estudio para obtener curvas de dilución en el software Mineroc.

1.2. Alcances

El presente estudio consiste en validar los parámetros geotécnicos de diseño a través de la obtención de las curvas de dilución a través de la metodología de Hidalgo (2021), esto para los sectores de VCN, VCS, PVOS, Maqui, Leopoldo y Polvorín. Para ello se considera lo siguiente:

- La información será facilitada por distintos departamentos de Minera Florida
 - Información geotécnica a través de mapeos Q de Barton en formato físico.
 - Los diseños de los caserones que serán reconstruidos.
 - Los sólidos de las cavidades resultantes que se utilizarán para ser reconstruidos.
 - Información de estructuras mayores están en sólidos 3D, mientras que las estructuras intermedias están en formato digital pero solo como línea.
- Para la obtención de los esfuerzos se utilizará un modelo gravitacional el cual está ajustado con tres mediciones in situ de Minera Florida. Este modelo considera cada unidad como aislada e independiente.
- La información del RQD será obtenida a través de información en terreno ya que no se tiene un modelo de RQD.
- La información que se entregue en clasificación de GSI será traspasada a Q de Barton a través de la relación empírica que tienen.
- El análisis no contemplará variables como la geometría desfavorable formadas por crucetas ni perforación y tronadura. Estas estarán de forma implícita en los resultados.
- Los análisis y posterior obtención de curvas se hará en el software Mineroc.

2. Estado del arte

2.1. Parámetros de caracterización de macizo rocoso

La caracterización del macizo rocoso se hace de manera visual y la información que se recopile es de vital importancia para la correcta clasificación del macizo de tal manera que permita realizar proyectos con las correctas consideraciones y diseños de tal manera que no se pierdan proyectos por una mala caracterización, por ejemplo, construir galerías que no cuenten con las condiciones necesarias para ser seguras y eventualmente colapsen llevando a la pérdida del proyecto. En este contexto realza la importancia de la correcta utilización de las herramientas para la caracterización del macizo rocoso.

2.1.1. Roca intacta

Corresponden a bloques de roca no fracturados. Estos bloques pueden ser trozos desde un tamaño que va de pocos centímetros a varios metros y su comportamiento suele ser elástico e isotrópico (Hoek, Marinos y Benissi, 1998)

Para determinar las propiedades de estos bloques, deben ser extraídos testigos de roca que luego son ensayados en laboratorio, esto permite determinar la resistencia que tiene la roca a diferentes esfuerzos, los parámetros de deformación y de falla de diferentes criterios. El ensayo más usado para esto es el de compresión uniaxial, en el cual la roca se somete a un esfuerzo axial sin confinamiento mientras las deformaciones laterales son medidas de forma constante a través de *strain gauges* instalados en la muestra. Este tipo de ensayo tiene la consideración de que se asume que la roca tiene un comportamiento elástico, isotrópico y homogéneo, esto implica que para definir el comportamiento del material solo son necesarias constantes elásticas.

Estos ensayos entregan la resistencia a la compresión uniaxial de la roca (UCS), Modulo de Young (E) y Coeficiente de Poisson (ν). Estos resultados son extraídos del gráfico de esfuerzo-deformación. (Figura 1)

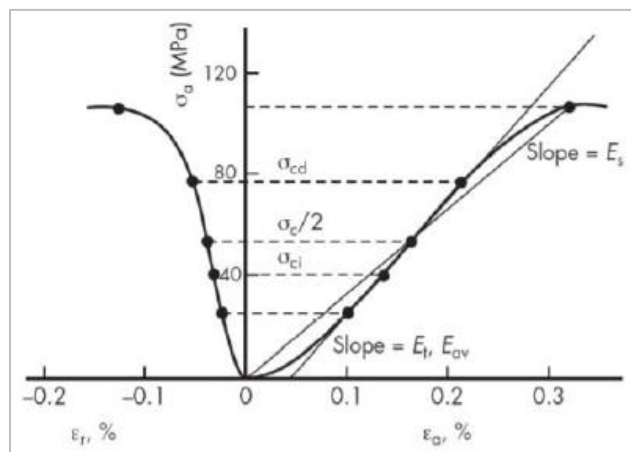


Figura 1: Gráfico esfuerzo axial-gravitacional típico (Brady & Brown, 2004).

Otro ensayo comúnmente usado es el de compresión triaxial, a diferencia del ensayo de compresión uniaxial se somete a esfuerzos laterales ($\sigma_2 = \sigma_3$), en este tipo de ensayos no se mide la deformación, esto implica que este ensayo sirve para complementar el ensayo de compresión uniaxial y de esa forma poder calibrar de mejor manera los criterios de falla en la roca.

2.1.2. Discontinuidades

Las discontinuidades corresponden a planos que atraviesan la roca cuyo origen está en procesos geológicos. Estas discontinuidades son clasificadas en diferentes tipos: diaclasas, fallas, laminaciones, planos de estratificación, fisuras, etc. Pueden estar abiertas o cerradas a través de rellenos. Su importancia es que son planos que generan planos de debilidad de menor resistencia que la roca intacta. Usualmente las discontinuidades se presentan en familias o sistemas dentro del macizo rocoso, cuya extensión puede variar dependiendo del volumen que se considere en el análisis.

Usualmente la resistencia a la tracción de estos planos es nula o muy baja y su comportamiento mecánico está caracterizado por la resistencia al corte que posee el material de relleno, (Barton, 1978) definió las propiedades relevantes que distinguen a las discontinuidades para los análisis de estabilidad, lo que posteriormente fue actualizado por ISRM, (1981). Estas características son:

- **Rugosidad:** corresponde a la aspereza o irregularidad que presenta la superficie de la discontinuidad. Está relacionada con la resistencia al corte de la discontinuidad, a medida que la superficie es más rugosa mayor es su resistencia al corte, mientras que en caso de que la rugosidad sea baja la resistencia se reduce.
- **Espaciamiento:** es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Como las discontinuidades no son planos perfectos y su rumbo va cambiando, de manera tal que suelen acercarse o alejarse, en la práctica se suele usar un valor promedio para el espaciamiento.
- **Persistencia:** se define como la extensión de la discontinuidad en un área definida. A menor persistencia mayor calidad de macizo rocoso.
- **Relleno:** corresponden al material que se encuentra entre la discontinuidad y suelen tener menor resistencia que la roca original.
- **Orientación:** es la geometría de la discontinuidad en el espacio, para su descripción se usa el buzamiento, que corresponde al ángulo que se forma entre la horizontal y la línea de máxima pendiente del plano, por otro lado, se usa la dirección del buzamiento, lo que se define como el ángulo entre la orientación del norte magnético y la proyección horizontal de la línea de máxima pendiente, medido en un plano horizontal imaginario. Cuando hay más de una discontinuidad o un grupo de estas que presentan una orientación similar, se dice que forman una familia o sistema de discontinuidades.
- **Apertura:** corresponde al espacio entre paredes rocosas de una discontinuidad, donde dicho espacio este relleno con aire o agua. A menor apertura, la calidad del macizo rocoso es mejor.

2.1.3. Esfuerzos

El macizo rocoso y por tanto la roca que lo compone se deforman y colapsan como consecuencia de su propio peso y los esfuerzos que son aplicados sobre ella. Cuando se tiene un macizo rocoso sin minería, es decir, en su estado natural solo se consideran los esfuerzos propios del peso, esfuerzo gravitacional, y los esfuerzos producto de las placas tectónicas. Por otro lado, cuando hay actividad minera esta provoca inestabilidad en el macizo rocoso. Es por esto, que los esfuerzos se clasifican en esfuerzos in situ, previos a la actividad minera y los inducidos producto de esta última.

Es importante comprender la magnitud del esfuerzo in situ, pero también la orientación de este, ya que los esfuerzos cambian en función de la orientación que se esté considerando. Esto, porque son una de las variables más importantes a la hora de hacer análisis de estabilidad en excavaciones subterráneas. Para ellos (Chacon, 1988; Galarce, 2014) elaboraron trabajos que permiten calcular dichos esfuerzos de manera confiable en Chile.

Los esfuerzos inducidos provocan inestabilidad en el macizo ya que son el efecto que provocan las excavaciones en este último, esto ocurre porque las excavaciones lo que provocan es una redistribución de los esfuerzos en su entorno, esta redistribución depende de la geometría de la excavación la resistencia del macizo rocoso, el estado previo de esfuerzos y la geología. Para simplificar los cálculos en relación a este tipo de esfuerzos se usan varias consideraciones como: roca isótropa, lineal, elástica y continua, estas consideraciones suelen ser buenas aproximaciones bajo condiciones de grandes profundidades y altos esfuerzos en un macizo isótropo y homogéneo.

Para resolver las ecuaciones relacionadas a esfuerzos in situ, hay varios métodos analíticos que permiten su resolución de manera tal de estimar los esfuerzos inducidos basados en los esfuerzos in situ (Kirsch, 1898), como también soluciones mediante software especializados los cuales usan métodos numéricos para la resolución de las ecuaciones.

2.2. Clasificación del macizo rocoso.

Los sistemas de clasificación surgieron a partir una necesidad de unificar y cuantificar la información de las características del macizo rocoso, de esta manera tener un criterio común y permitir que los profesionales del ámbito geotécnico tener un idioma común y poder entenderse. La mayoría de los sistemas de clasificación consideran tanto las características de la roca intacta como las de las discontinuidades para asignar un puntaje que permite clasificarlo. Hay varios métodos de clasificación RMR (*Rock Quality Designation*), RMR (*Rock Mass Rating*), MRMR (*Mining Rock Mass Rating*), GSI (*Geological Strength Index*) y Q (*Rock Tunneling Index*).

2.2.1. GSI (*Geological Strength Index*), Hoek (1994)

El sistema geológico de resistencia, GSI, por sus siglas en inglés, y su uso en el criterio de falla de Hoek-Brown a escala de macizo rocoso ha sido presentado en varios artículos por Hoek (1994), Hoek et al. (1995). Desde el año 1998 hasta la fecha se ha desarrollado el sistema GSI con el objetivo de incluir macizos rocosos de mala calidad. (Hoek et al., 1998; Marinos y Hoek, 2000). Este sistema proporciona una herramienta para estimar la disminución de la resistencia que presentaría un macizo rocoso bajo diferentes condiciones geológicas, en base a esto, se combinan dos parámetros geológicos fundamentales, la condición de las discontinuidades y la estructura del macizo rocoso. En términos prácticos, se usa este sistema en rangos, es decir, no entrega un valor exacto sino más bien un intervalo en el cual se encuentra el macizo. Dicho rango suele ser de $\pm 10^\circ$. (Tabla 1 y Figura 2).

Tabla 1: Clasificación según GSI.

GSI	Clase	Calidad de macizo
0 – 20	V	Muy mala
20-40	IV	Mala
40-60	III	Regular
60-80	II	Buena
80-100	I	Muy buena

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000) 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 unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. 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.						
		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY				
		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces POOR Slackensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments VERY POOR Slackensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings				
		DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES				
 INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities		90			N/A	N/A
 BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets		80	70			
 VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets			60	50		
 BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity				40	30	
 DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces					20	
 LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes		N/A	N/A			10

Figura 2: Determinación del GSI (Hoek & Marino, 2000).

2.2.2. RQD (Rock Quality Designation), Deere and Miller (1967)

Este indicador se desarrolló como una herramienta cuantitativa que permite estimar la calidad del macizo rocoso en base a los testigos de sondajes. Está definido como el porcentaje de la suma de trozos intactos que sean mayores a 10cm en el total del testigo (Deere et al., 1967), como se muestra a continuación: (Ecuación 1)

$$RQD = \frac{\sum \text{Largo de trozos} > 10 \text{ [cm]}}{\text{Largo total del testigo}} * 100$$

Ecuación 1: Formula para el cálculo del RQD (Deere et al., 1967).

Deere (1967) también propuso una relación entre el RQD y la calidad del macizo rocoso como se indica: (Tabla 2)

Tabla 2: Clasificación macizo rocoso según RQD.

Descripción RQD	%RQD
Muy mala	0-25
Mala	25-50
Regular	50-75
Buena	75-90
Muy buena	90-100

En los casos donde no estén disponibles los sondajes, es posible obtener el valor del RQD a través de una relación con el J_v (este factor se explica más adelante en el punto 2.2.3) propuesta por (Palmstrom, 1982) como se indica: (Ecuación 2)

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Ecuación 2: Formula para obtener RQD a partir de J_v (Palmstram, 1982).

El factor J_v corresponde al total de discontinuidades por unidad de volumen.

2.2.3. Rock Mass Quality Q (Barton et al., 1974)

El sistema Q fue propuesto para desarrollar túneles asociados a obras civiles. Y está definido a continuación: (Ecuación 3)

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

Ecuación 3: Formula Q (Barton, 1974)

Donde cada factor de la ecuación significa lo siguiente:

- RQD: caracterización del macizo rocoso (Deere, 1967).
- J_n : coeficiente asociado al número de sistemas de estructuras en el macizo rocoso.
- J_r : coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras en el macizo rocoso.
- J_a : coeficiente que tiene relación con el grado de alteración que presentan las estructuras del macizo rocoso.
- J_w : coeficiente relacionado con la condición de agua que está presente en el macizo rocoso.
- SRF (*Stress Reduction Factor*): factor asociado a la condición de esfuerzos en el macizo rocoso.

Los tres términos de la ecuación representan lo siguiente:

- RQD / J_N : tamaño de los bloques.
- J_R / J_A : resistencia al corte entre bloques.
- J_W / SRF : esfuerzos activos.

Los valores que puede tomar el sistema Q van desde 0.001 hasta 1000 en una escala logarítmica, cuya calidad de macizo rocoso está definida como sigue: (Tabla 3)

Tabla 3: Clarificación del macizo rocoso según el valor del Q de Barton.

Calidad Macizo	Q de Barton
Excepcionalmente malo	0,001-0.01
Extremadamente malo	0,01-0,01
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

A continuación, se muestra el detalle de cada factor del sistema Q:

- J_N , set de discontinuidades: este factor hace alusión a la cantidad de sistemas o familias de estructuras que se encuentran presentes en el macizo rocoso. Cada familia está definida como un conjunto de discontinuidades que tienen aproximadamente el mismo rumbo y manteo. Este factor varía desde los 0,5 hasta 20, que corresponden a roca sin discontinuidades y roca desintegrada respectivamente. Los valores que adquiere el J_N según los sistemas están definidos. (Figura 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 3: Valor de J_n según las discontinuidades (Hutchinson and Diederichs, 1996).

- J_R , Factor de rugosidad: tiene relación con la rugosidad presente en la superficie de las estructuras tanto a pequeña como gran escala. Su valor varía desde 0,5, para superficies planas y pulidas, hasta 5 para estructuras no persistentes con espaciamientos superiores a 3m. Los valores que adquiere el J_R según sea el patrón estructural son: (Figura 4)

		Large Scale:	Planar	Undulating	Discontinuous
Small Scale:					
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 4: Valor de J_r según la rugosidad de las discontinuidades (Hutchinson and Diederichs, 1996).

- J_A , Factor de alteración: tiene relación al nivel de alteración que se presenta en las estructuras que están en el macizo rocoso. Su valor varía desde 0,75, en el caso de que el contacto entre el macizo separado por una discontinuidad se mantiene inalterado o en caso de que existan rellenos estos sean duros e impermeables, hasta 20 cuando tengan rellenos gruesos y arcillosos de baja competencia. Los valores que adquiere el J_A están definidos como sigue: (Figura 5)

<i>Typical Description (Critical Joint Set)</i>	<i>J_a</i>
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 5: Valor de J_A según la alteración de las discontinuidades (Hutchinson and Diederichs, 1996).

- J_W , Reducción por humedad: representa el efecto que tiene la humedad en las discontinuidades y se considera una reducción de esfuerzos normales debido a la presión del agua. Su valor varía desde 0,05 y 1, para la presencia de agua excepcionalmente alta y para superficies de discontinuidades secas respectivamente. Es importante que cuando se considere el factor de agua, esta condición sea persistente y no temporal. Los valores que adquiere el J_W son: (Figura 6)

<i>Joint Water Description</i>	<i>Pressure (kPa)</i>	<i>J_w</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 6: Valores para J_w según la condición de agua (Hutchinson and Diederichs, 1996).

- SRF (*Stress Reduction Factor*): representa el efecto de los esfuerzos y la generación de fracturamiento producto de estos. Su valor va desde 0,5, para macizos de buena calidad geotécnica y altos esfuerzos mientras que adquiere el valor de 20 si el macizo rocoso está sometido a esfuerzos que provocan estallidos de roca. Los valores de SRF están en función de la resistencia de la roca y el esfuerzo principal.

Los valores que adquiere el SRF son los siguientes: (Figura 7)

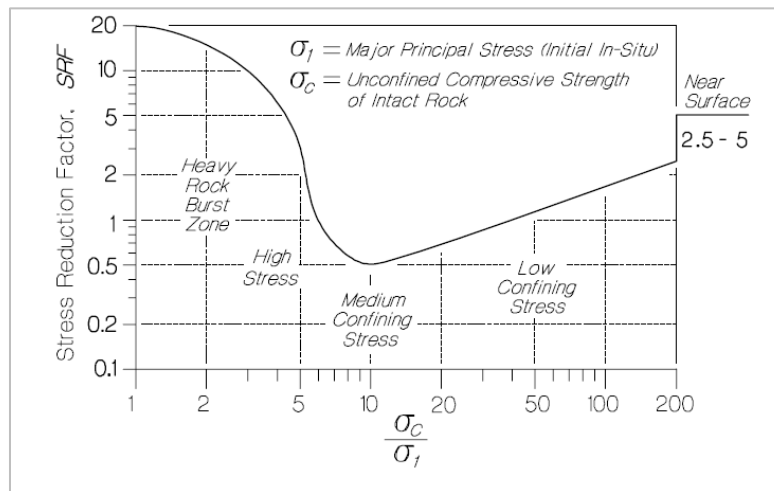


Figura 7: Gráfico de los valores de SRF (Hutchinson and Diederichs, 1996).

Nota: de aquí en adelante cada vez que se hable de Q se hará referencia al Q de Barton planteado por Barton (1974). A menos que se indique específicamente lo contrario.

2.3. Minería de vetas angostas.

La minería de vetas angostas está asociada a cuerpos mineralizados cuya potencia no supera los 2m a 3m con un ángulo no menor a 50° - 55° de manera tal que el material tronado escurre naturalmente. Este tipo de minería requiere de ciertas características que lo hagan ser rentable, determinando el método de explotación que entregue los mejores resultados técnicos económicos de acuerdo con la calidad del macizo rocoso.

Lizotte (1991) define la minería de vetas angostas mediante *Longhole* aplicado a vetas que tengan menos de 2m de potencia, el método consiste en realizar perforaciones de tiros paralelos desde niveles de producción con no más de tres tiros por parada. Brewis (1995) describe el *Longhole stoping* en vetas angostas incluyendo equipos mecanizados, donde el ancho de los cargadores frontales de carguío vaya desde los 1,6m a 2,5 m, lo que claramente implica que el ancho de los niveles de producción sea a lo menos de 2,5m a 3,5m de manera tal que el equipo tenga movilidad. En el último tiempo este método ha reflejado un aumento en los niveles de dilución debido al aumento de los anchos de perforación como también la posible desviación de los tiros. (Lizzote, 1991; Brewis, 1995)

En Australia, el termino *bench stoping* se utiliza haciendo alusión al *Longhole stoping*, donde el ancho completo de la veta es extraído en un solo evento de tronadura gracias a una galería de producción que va a lo largo del rumbo de la veta. A continuación, se describen algunos métodos de explotación utilizados.

2.3.1. Caserones vacíos (*Sub-level Stopping*)

Corresponde a unos de los métodos de explotación más utilizados en mediana minera debido a la alta productividad que tiene relación a sus unidades básicas (Zablocki, 2009). Es utilizado en yacimientos de forma tubular o sub vertical. Es relevante, para que el método funcione correctamente, que tanto la calidad geotécnica de la roca caja como mineral sean tales que permitan que estas se auto soporten (Hamrin, 2001).

Para el presente caso de estudio de vetas angostas, se aplica una configuración denominada caserones vacíos en niveles (*Sub-level Stopping*). Este método lo que hace es dividir el cuerpo mineralizado en distintos caserones los que están separados por lozas y pilares que ayudan a soportar la cavidad resultante producto explotación. Para el diseño se consideran las siguientes variables:

- Tamaño: cuerpos mineralizados cuya potencia va desde los 0,8m a 5m (para Minera Florida).
- Buzamiento o manto: dicho valor debe ser mayor a 50° debido al ángulo de reposo del mineral y de esa forma garantizar que este escurra.
- Geotécnica: tanto la roca caja como la mineralizada deben ser de una calidad geotécnica tal que les permita ser auto soportadas.
- Tamaño de pilares: su propósito es tanto dar estabilidad como separar los caserones. Dependen de la condición local de esfuerzos, estructuras, condiciones operacionales y calidad geotécnica.
- Luz del caserón: está determinado por la calidad del techo y pared pendiente, el objetivo es evitar caídas de rocas repentinas que puedan generar el temido efecto pistón.
- Selectividad: la selectividad dependerá de los límites establecidos por el mineral estéril, que muchas veces puede ser usado como pilar. Las sinuosidades que se dan en las vetas angostas pueden ser abordados generando los diseño nivel a nivel de manera tal de controlar de la mejor manera posible dicho efecto.

Los desarrollos necesarios para llevar a cabo este método son los siguientes: (Figura 8)

- Galería de acceso que permita el ingreso a los subniveles de perforación, la cual suele estar emplazada en el límite de la unidad de explotación.
- Galería de perforación dispuesta en diferentes configuraciones de manera tal que permita atacar todo el cuerpo mineralizado.
- Nivel base el cual consiste en una galería de transporte, con estocadas, que permitan el correcto carguío del material.
- Nivel de recepción, van a lo largo de la base de todo el cuerpo mineralizado de manera de recibir el mineral de los niveles superiores.
- Chimeneas que permitan generar la cara libre necesario para poder realizar las tronaduras de producción.

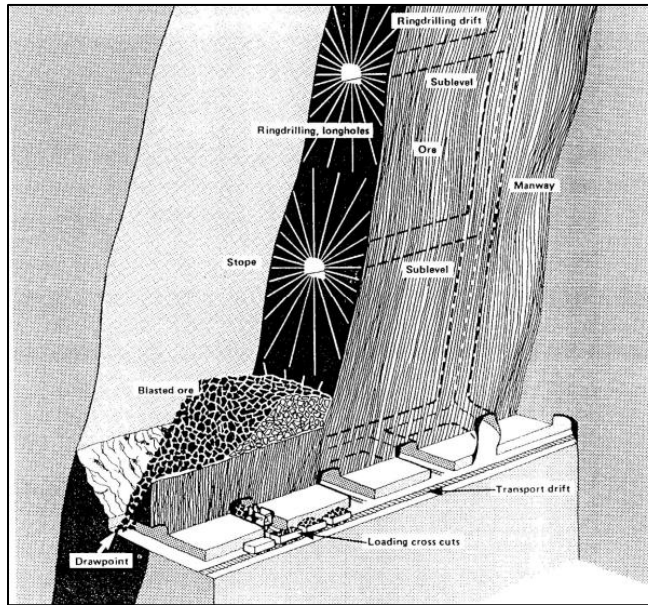


Figura 8: Caserones vacíos (Sub-level Stopping) (Hamrin, 2001).

2.3.2. Banqueo en retroceso (*Sub level Sill Retreat*)

Este método solo requiere dos galerías, una de perforación, desde la cual se realizan tiros descendentes y un nivel de recepción por el cual se extrae el mineral. Las tronaduras se realizan en retroceso a lo largo de la unidad de explotación, esto implica bajos costos en desarrollos ya que no se requiere gran cantidad de estos para poder realizar la producción. (Figura 9)



Figura 9: Banqueo en retroceso (Sub-level Sill Retreat) (Dominy, Phelps, Sangster & Camm, 1998).

2.3.3. Realce en retroceso (*Sub level Retreat*)

Este método si bien es similar al anterior se diferencia en que las perforaciones se realizan en forma ascendente y son radiales. La extracción se realiza por el centro del cuerpo mineralizado (misma galería de la cual se realizan los tiros). Es usado en vetas con potencias de 3m. (Figura 10)

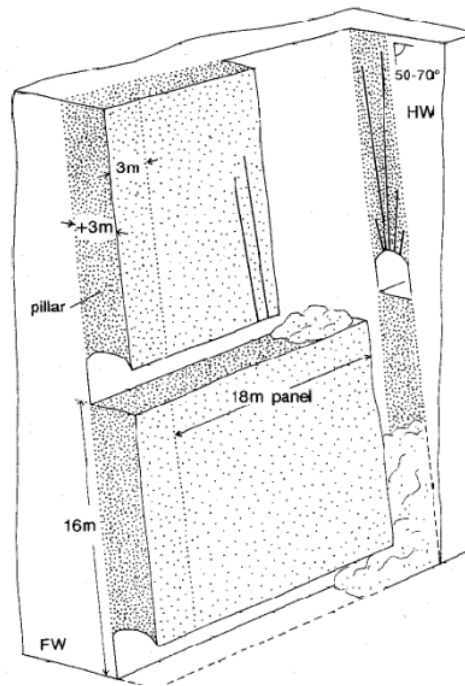


Figura 10: Realce en retroceso (*Sub level Retreat*) (Domimy, Phelps, Sangster & Camm, 1998).

2.3.4 Corte y relleno (*Sub level Cut and Fill*)

Es un método de explotación es altamente selectivo y con un grado de recuperación alto (Figura 11). La explotación comienza por la base del cuerpo mineralizado, es decir, se realiza en forma ascendente. Cuando se explota el nivel por completo, dejando pilares si es necesario, es rellenado con material estéril de tal forma que permita dar un piso desde donde poder realizar el siguiente nivel, además permite dar sustento a las paredes del sector ya explotado. (Figura 11)

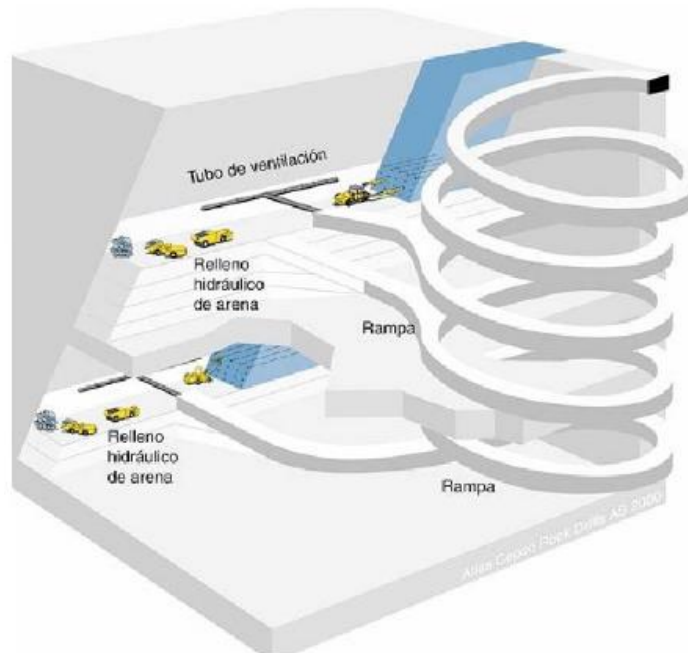


Figura 11: Corte y relleno (Cut and Fill) (Hamrin, 1997).

2.4. Métodos gráficos de estabilidad.

Los métodos de estabilidad gráficos son herramientas de diseño basadas en análisis empíricos donde se relaciona la calidad del macizo rocoso y la geometría excavada, para predecir la estabilidad (Mawdesley, 2002). (Figura 12)

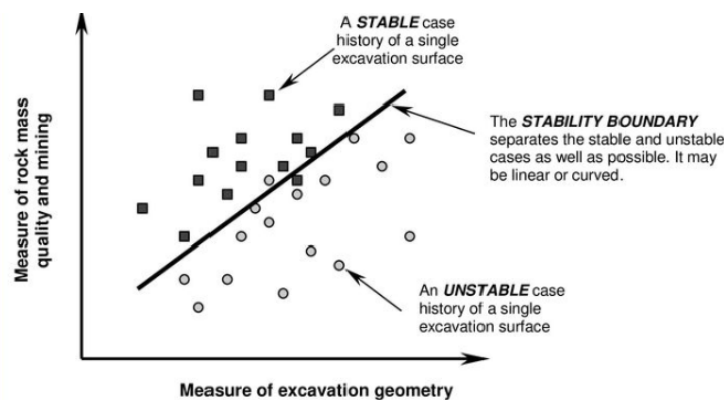


Figura 12: Gráfico de estabilidad de Mawdesley (2002).

El primer gráfico de estabilidad fue propuesto por Mathews et al. (1981), y a lo largo del tiempo se ha ido modificando la metodología de manera tal de mejorar los gráficos de estabilidad y que estos sirvan para realizar predicciones más exactas. Siguiendo esta lógica es que se han propuestos varias actualizaciones del gráfico de estabilidad, estas actualizaciones además de estar enfocadas en mejorar la metodología tuvieron como objetivo recolectar más información de caserones.

En esta línea cabe notar que el primer gráfico contaba con 26 casos mientras que el más reciente cuenta con 485, casos que han sido recolectados de faenas de todo el mundo. A pesar de esto, no hay aún un consenso de que gráfico es mejor y por tanto cual usar. De acuerdo a Suorini (2010) algunos autores prefieren el gráfico original de Mathews ya que creen que no hay grandes diferencias en los factores calibrados con respecto a los originales. A continuación, se presentan algunos de los gráficos de estabilidad y su metodología.

2.4.1. Método gráfico de Mathews (1981)

Mathews et al (1981) propuso el método gráfico de estabilidad de caserones basado en 26 casos recolectados de una mina en Sudáfrica y dos en Canadá, las cuales son explotadas a más de 1000m de profundidad. El estudio consistió en recolectar la información tanto geométrica de los caserones como también la geotécnica. Posteriormente la base de datos fue ampliada incorporando más casos (Potvin, 1988; Stewart & Forsyth, 1995; Trueman et al., 2000; Mawdesley et al., 2001). La metodología permite identificar:

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

Para graficar los resultados de esta metodología se utilizan dos factores:

- **Número de estabilidad (N):** este factor cuantifica la capacidad de una superficie para mantenerse estable, para ello lo que hace es utilizar factores geotécnicos llamados A, B y C que están basados en la condición de esfuerzos inducidos, influencia de las estructuras menores y la influencia de la gravedad respectivamente. También utiliza el factor Q' el cual corresponde a una modificación del sistema de clasificación Q (Barton, 1974). De esta forma el número de estabilidad viene dado por: (Ecuación 4)

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

Ecuación 4 Número de estabilidad (Mathews et al., 1981).

Donde:

- Q': corresponde al Q de Barton modificado, ya que considera tanto el factor SRF como el J_w como 1. Esto ocurre porque el factor SRF está asociada principalmente a túneles no caserones. Mientras que el J_w no aplicaba porque eran condiciones secas. Es por esto que se definió el Q' como: (Ecuación 5).

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

Ecuación 5: Q de Barton modificado por Mathews (1981).

- Factor A: corresponde a los esfuerzos que actúan sobre las caras libres del caserón. Su valor está determinado por la razón entre la resistencia no confinada de roca intacta (UCS) y la magnitud del esfuerzo principal inducido en las caras expuestas. A medida que los esfuerzos inducidos actúan sobre las paredes y se acercan a la resistencia de compresión uniaxial el factor A disminuye. (Figura 13)

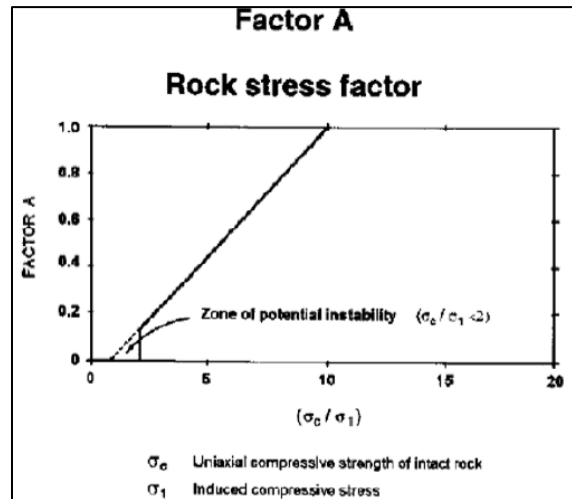


Figura 13: Parámetro A, factor de esfuerzos (Mathews et al, 1981).

- Factor B: considera la orientación del sistema estructural más crítico con respecto a la orientación de las paredes del caserón. Siendo el caso más desfavorable los ángulos que se forman entre 10° y 30° ya que representan el mayor potencial de deslizamiento, caso contrario es cuando las discontinuidades que se acercan son aproximadamente perpendiculares respecto a la cara del caserón, en cuyo caso la influencia que tienen es menor. (Figura 14)

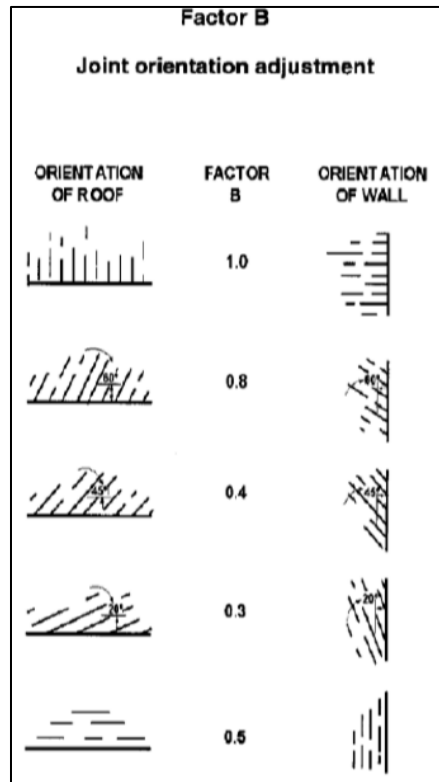


Figura 14: Factor B, ajuste por orientación de las discontinuidades (Mathews et al., 1981).

- Factor C: corresponde al ajuste que se hace producto del efecto de la gravedad sobre las paredes del caserón y representa un ajuste por la inclinación de las mismas. La falla puede ocurrir tanto en las paredes mediante deslizamientos o desprendimiento, como también en el techo producto de una caída inducida por gravedad. (Figura 15)

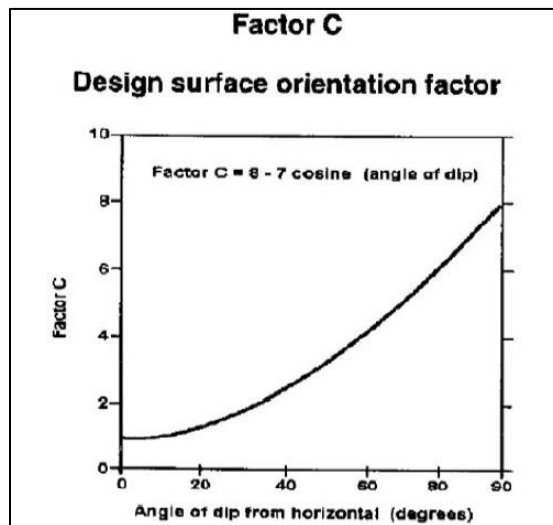


Figura 15: Factor C, ajuste por gravedad (Mathews et al., 1981).

Este factor también puede ser calculado a partir de: (Ecuación 6)

$$C = 8 - 7 * \cos(\alpha)$$

Ecuación 6: Formula que permite encontrar el factor C.

Nota: de aquí en más cada vez que se hable de número de estabilidad, gráfico de estabilidad y Q', se hará referencia al que planteo Mathews et al. (1981) a menos que se indique específicamente otro.

- **Radio hidráulico (Rh):** está definido como la razón entre el área y perímetro de una superficie. (Ecuación 7)

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

Ecuación 7: Radio hidráulico.

Luego en base al radio hidráulico y número de estabilidad es posible graficar los puntos, evidenciando que existen tres zonas de estabilidad en un gráfico semi logaritmico (Figura 16), las cuales son:

- Zona estable: la excavación se mantiene estable sin la necesidad de utilizar soporte, o solo con necesidad de soporte local.
- Zona de falla: la excavación presenta falla localizada, pero formando arcos estables. Usando soporte se puede disminuir el riesgo de falla.
- Zona de hundimiento: potencial inestabilidad, donde pueden ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared.

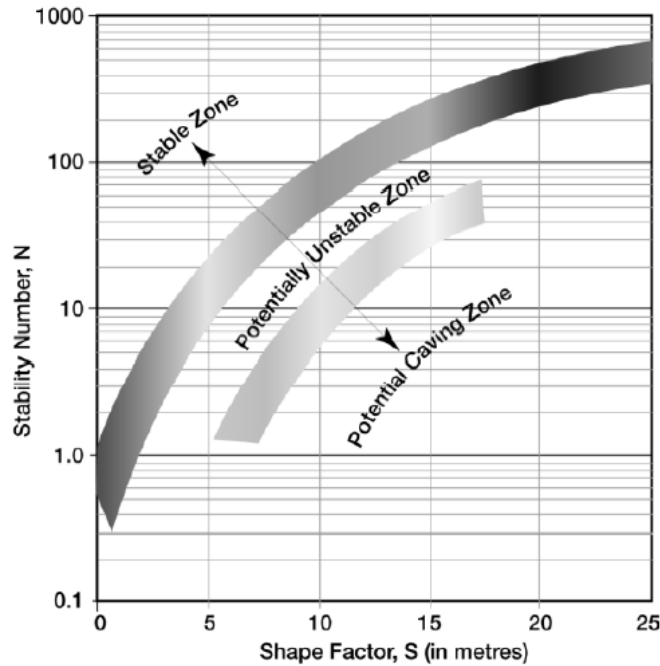


Figura 16: Gráfico de estabilidad (Mathews, 1981).

2.4.2. Método gráfico de Potvin (1988)

De igual manera que Mathews (1981), Potvin (1988) utiliza un gráfico semi logarítmico que también se divide en tres zonas, con la diferencia que este método tenía como objetivo construir un modelo geomecánico que predijera la estabilidad de los caserones en el contexto minero de Canadá. Para esto recopiló 176 casos de estudio de caserones sin soporte y de 66 casos con soporte obtenidos de 34 minas diferentes. Al igual que Mathews (1981) se definen 3 zonas: (Figura 17)

- Zona estable: desprendimientos locales, no requiere soporte.
- Zona inestable: desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable, se recomienda el uso de soporte.
- Zona hundimiento: sector con potencial inestabilidad, donde pueden ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared provocando la inhabilitación de actividad minera en el sector.

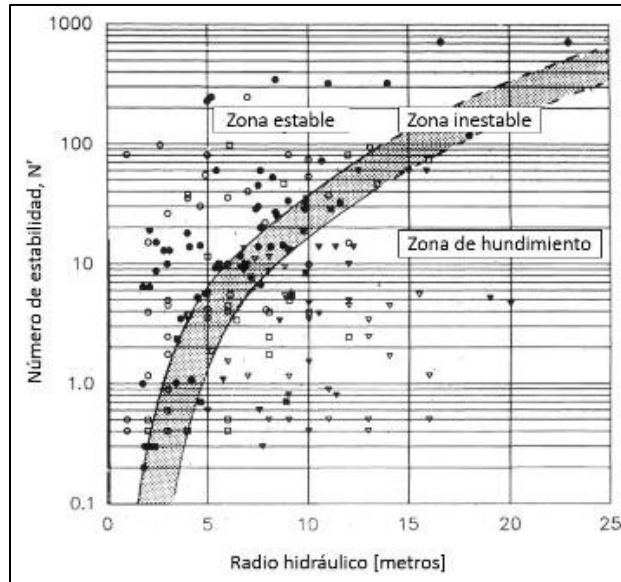


Figura 17: Gráfico de estabilidad modificado por Potvin (1988).

Al igual que la metodología de Mathews (1981), se utiliza el número de estabilidad y radio hidráulico, sin embargo, difiere en el cálculo de los factores relacionados al número de estabilidad. (Ecuación 8)

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

Ecuación 8: Número de estabilidad (Potvin, 1988).

Donde:

- Q' : índice de Barton modificado.
- A: factor de ajuste por esfuerzo modificado en base a modelamiento numérico el cual representa la influencia de los esfuerzos inducidos en el entorno de la excavación. (Figura 18)
- B: factor de ajuste por discontinuidades modificado, a través de estudio de redes estereográficas. (Figura 19)
- C: factor de ajuste por gravedad modificado, minimizando las formas de falla por gravedad en dos formas: caída por causa gravitacional y deslizamiento relativo de bloques. (Figura 20)

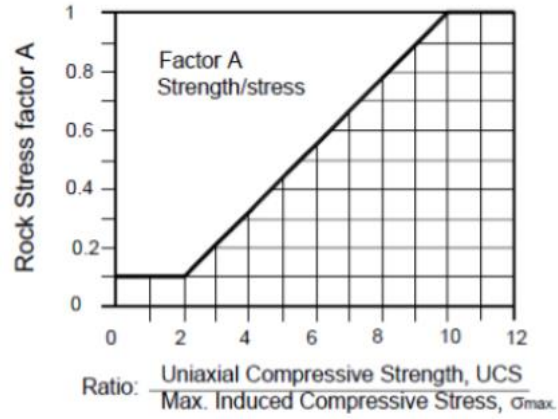


Figura 18: Parámetro A, factor de esfuerzos modificado por Potvin (1988).

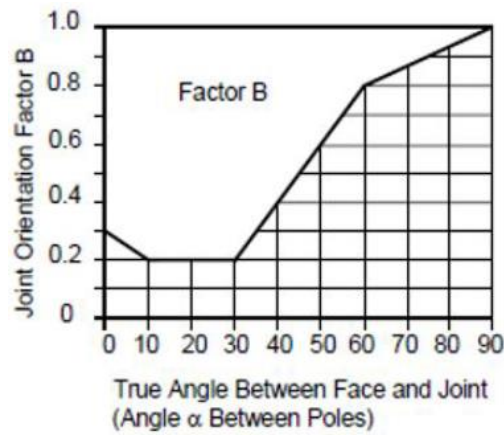


Figura 19: Parámetro B, ajuste por orientación de las discontinuidades modificado por Potvin (1988).

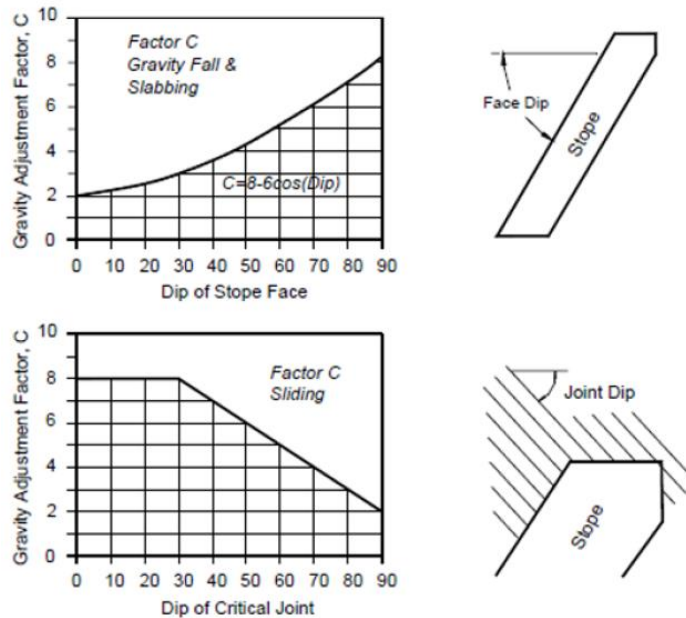


Figura 20: Parámetro C, ajuste por gravedad en techo y paredes de los caserones modificado por Potvin (1988).

2.4.3. Actualización del gráfico de estabilidad Stewart & Forsyth (1995)

Stewart y Forsyth (1995), actualizaron el gráfico de estabilidad, proponiendo cuatro zonas: Potencialmente estable, potencial inestable, potencial falla mayor y potencial hundimiento (*caving*). Para la última zona, Stewart & Forsyth se basaron en el método gráfico de laubsher para poder aproximarla. De esta forma, se representa el verdadero efecto del hundimiento (*caving*) dentro del gráfico de estabilidad, en oposición con la zona de hundimiento definida por Potvin (1988). Por último, Stewart & Forsyth concluyeron que no existe diferencias significativas entre el método de Mathews (1981) y Potvin (1988) para determinar la estabilidad de una excavación. (Figura 21)

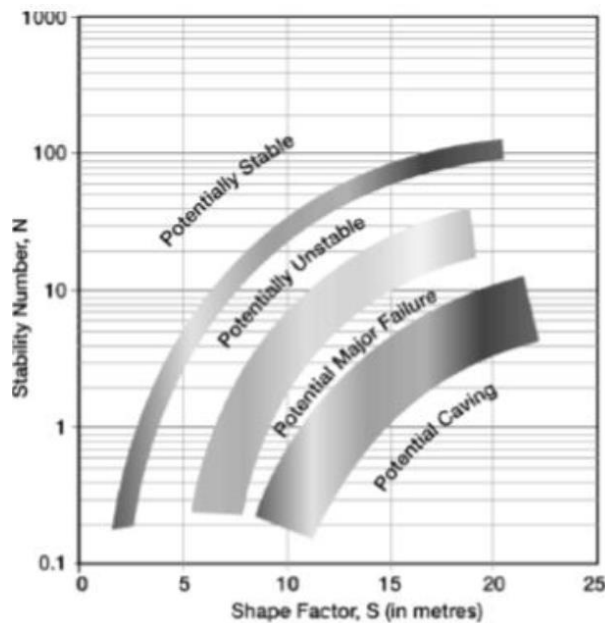


Figura 21: Gráfico de estabilidad modificado por Stewart & Forsyth (1995).

2.4.4. Mawdesley (2001)

En 2001, Mawdesley realizó una regresión logarítmica de una base que tenía 400 datos que tienen relación con el método gráfico de estabilidad de Mathews (1981), con el objetivo de poder delinear a través de la estadística las zonas de estabilidad y poder determinar los contornos de isoprobabilidad de los escenarios estables, falla menor y falla mayor (Figura 22). Gracias a la regresión logística, se puede determinar la incertidumbre en la aplicación del método de Mathews (1981).

En el año 2002, Mawdesley recolectó más información esta vez de métodos de hundimiento (*caving*) lo que le permitió extender el análisis de regresión logística para evaluar la hundibilidad. De esta manera, es posible delinear el contorno de isoprobabilidad para la zona de hundimiento (*caving*). (Figura 23)

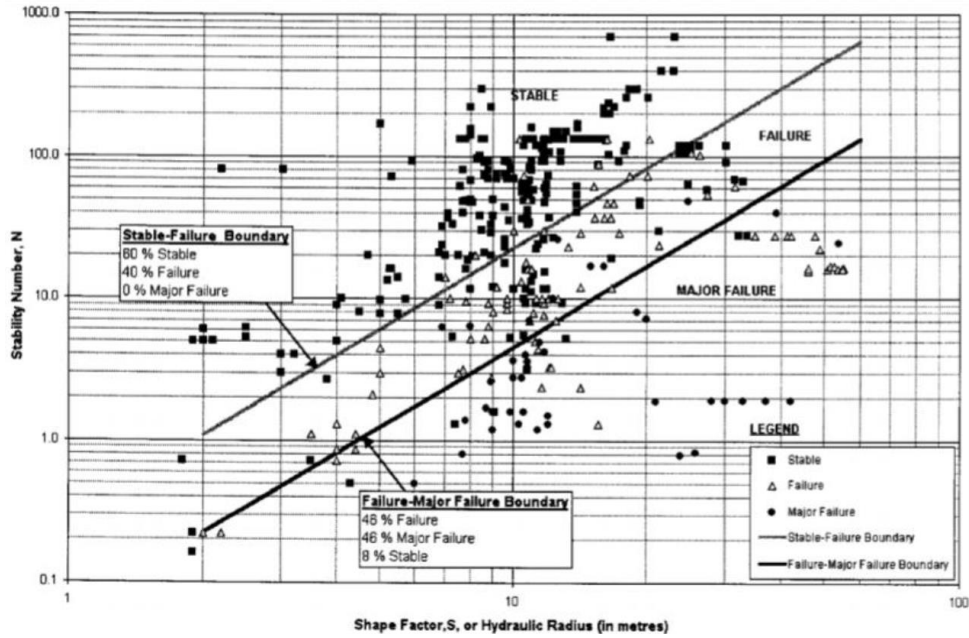


Figura 22: Gráfico de estabilidad modificado a través de regresión logística (Mathews, Trueman Whiten, 2001).

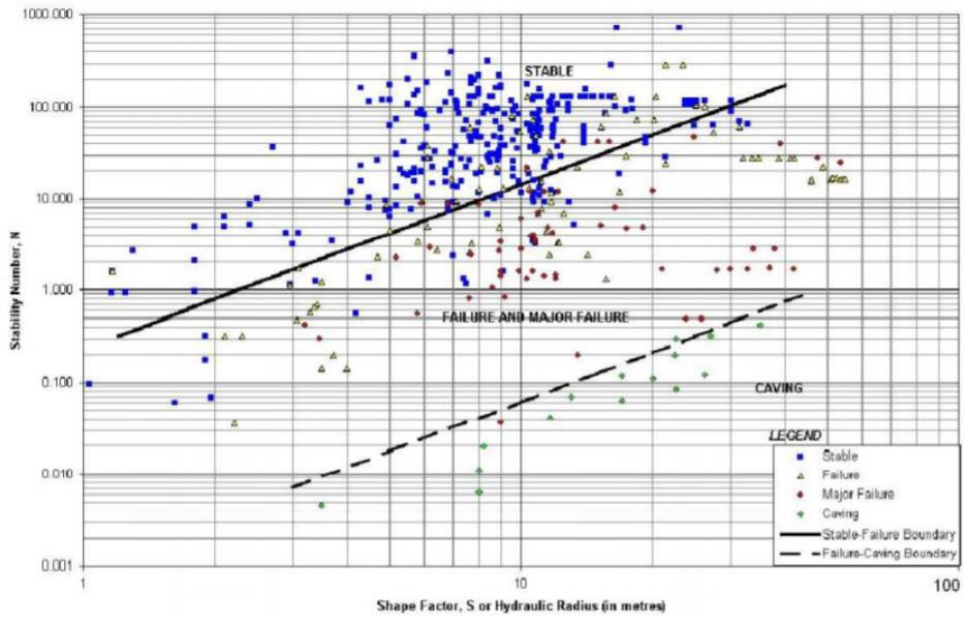


Figura 23: Gráfico de Mathews (1981) para regresión logística con zonas de hundimiento (Caving) (Mawdesley, 2002).

2.4.5. Consideraciones de los métodos empíricos.

Los métodos empíricos son altamente aceptados para predecir la estabilidad de excavaciones puesto que se fundamentan en estudios de casos pasados. Eso implica, que a diferencia de los métodos numéricos no es necesario estimar parámetros representativos. Sin embargo, se debe tener cuidado en su uso ya que solo deben ser utilizados bajo condiciones similares a las que fueron calibrados de lo contrario podrían no ser representativos y llevar a malas predicciones, esto pone en riesgo la sustentabilidad del negocio minero.

Otra limitante de estos métodos es que no entregan información clara acerca de otros aspectos relevantes para el diseño minero, como la sobreexcavación, esto porque solo entregan descripciones cualitativas de manera general y no específica, además no consideran factores operacionales como perforación y tronadura (Castro, 2015).

Sumado a lo anterior Suorineni (2010) y Mitri et al. (2010) han nombrado otras limitaciones que presentan los métodos empíricos, como las siguientes:

- No consideran efectos de fallas o estructuras geológicas mayores.
- El factor de esfuerzos (Factor A) no considera la inestabilidad por tensión.
- La limitación del radio hidráulico ya que solo puede ser calculado en geometrías regulares.
- Zonas estables son definidas subjetivamente.
- Escasa representación del mecanismo de falla mediante deslizamiento por gravedad en las paredes pendientes.

También presentan limitantes en cuando la calidad del macizo rocoso ya que suelen usar valores promedios, por lo tanto, no hay análisis de variabilidad de calidad, esto incluso sabiendo que el macizo es heterogéneo. Esto implica que no hay análisis cuantitativo del peligro asociado al diseño de caserones, esto podría influir negativamente en las decisiones futuras de un proyecto minero.

2.5. Dilución

La dilución puede ser definida como la contaminación del mineral por material estéril, el cual no se considera mineral, durante el proceso minero (Wright, 1983).

Por otra parte, este término también se puede vincular a dos indicadores principales dentro de una faena minera:

- Eficiencia minera: corresponde a la proporción de estéril introducido al proceso minero, es por esto que apuntar a una eficiencia mayor implica disminuir la dilución, lo que se traduce en disminución de costos. Para poder cuantificar la dilución generalmente se utiliza la sobreexcavación de las paredes, para ello se requieren herramientas que permita reconstruir la excavación y poder compararla con el diseño propuesto, para ellos se suelen usar tecnologías laser que realizan scanner de las excavaciones.

- Desempeño del caserón: este indicador tiene como objetivo maximizar la recuperación minera, cuestión que lleva en muchos casos a aumentar las dimensiones del diseño del caserón, es decir, de las unidades de explotación, pero este aumento viene acompañado de un aumento de la dilución debido a sus dimensiones mayores y también un aumento de la probabilidad de falla en las paredes. En ese sentido, se estableció que el principal mecanismo de falla que permite cuantificar la dilución en caserones vacíos (*sublevel stoping*) corresponde a la sobreexcavación de las paredes del caserón (Cepuritis & Villaescusa, 2006).

2.5.1. Definición de dilución.

Scoble & Moss (1994) definen la dilución como la suma de la dilución planificada y la dilución no planificada: (Figura 24)

- Dilución planificada: material estéril, es decir, cuya ley es menor a ley de corte que está ubicado dentro de los límites del diseño del caserón y por lo tanto forman parte de la planificación minera.
- Dilución no planificada: consiste en el material estéril, derivado de la roca o de material de relleno fuera de los límites del diseño del caserón que es extraído en la explotación. Esta dilución puede producirse por la desviación de las perforaciones, daño por tronadura, sobreexcavación debido a sistemas estructurales o mala calidad del macizo rocoso.

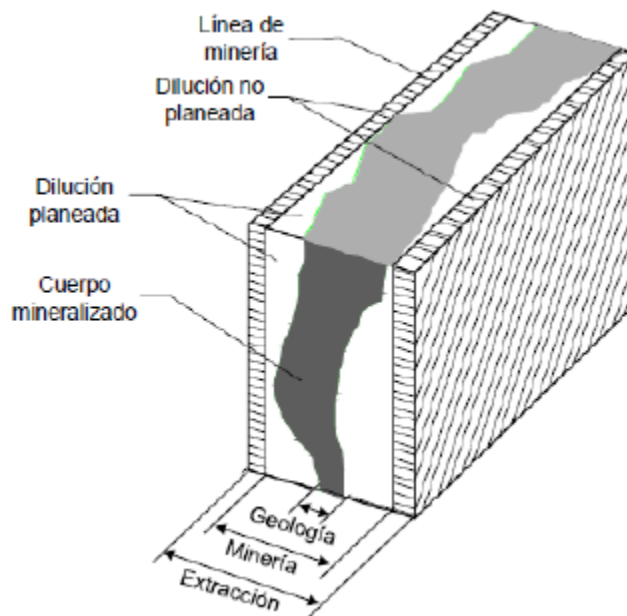


Figura 24: Esquema de dilución (Scoble & Moss, 1994).

La medida de la dilución no planificada en caserones es un indicador de la inestabilidad de las paredes de estos. La dilución planificada puede ser optimizada a través de mejorar el método y diseño minero.

Para calcular la dilución, Pakalnis (1995) propuso (Ecuación 9), como medida estándar de la dilución ya que es menos sensible al incremento de estéril en comparación a otros métodos.

$$\%Dilución = \frac{Dilución\ no\ planeada}{Toneladas\ planeadas} * 100$$

Ecuación 9: Formula para la dilución (Pakalnis, 1995).

2.5.2. Costos de la dilución.

La dilución es uno de los factores más predominantes en la rentabilidad de una mina (Scoble & Moss, 1995; Miller et al, 1992). El nivel de dilución presupuestado para un método de extracción en particular es crítico para la economía global de un proyecto (Pakalnis et al, 1995). Según Stewart (2005), la dilución tiene un gran impacto en la viabilidad económica de un proyecto por lo tanto representa un riesgo económico.

Un nivel de dilución es esperado debido a las dimensiones de las unidades de diseño y al gran número de variables involucradas en diseñar, desarrollar y extraer el mineral de un caserón, por lo tanto, la minimización de la dilución hasta niveles bajos tiene que ser un objetivo en todas las faenas mineras.

Un nivel aceptable o tolerable de dilución es aquel que no disminuye la ley promedio de alimentación a la planta bajo un valor que signifique dejar de representar un valor aceptable para la inversión de la operación. En este sentido, Pakalnis et al. (1995) sostuvo que un nivel tolerable para la dilución es una función que depende de la ley de mineral, los costos, la ley de material estéril o diluyente y el precio de los metales, es decir, un nivel aceptable de dilución varía de faena en faena.

Inglér (1975) señala que bajo algunas condiciones aumentar los costos por tonelada de mineral como, por ejemplo, invertir en perforación y tronadura o cambiar el método de extracción, con el objetivo de disminuir la dilución puede ser una alternativa rentable.

2.5.3. Dilución en vetas angostas.

Los métodos mineros de vetas angostas son ampliamente utilizados para extraer cuerpos mineralizados que tienen baja potencia. Brewis (1995) define la minería de vetas angostas como el trabajo en depósitos minerales, lo que regularmente tienen entre 2m y 3m de ancho, con un manto que excede los 50° o 55°, ángulo en el cual se espera que el mineral quebrado fluya. Históricamente, la minería de vetas angostas ha estado asociado a altos costos operacionales y bajos costos de capital (Brewis, 1995; Paraszczak, 1992; Roberson, 1990). Los efectos de la dilución no planificada en la minería de vetas angostas se dividen en costos directos como indirectos:

- Directos: estos costos se asocian al manejo de materiales como: carguío y transporte, chancado y molienda, y en los métodos de explotación donde se requiera relleno se traduce en un aumento en la cantidad de este último.

- Indirectos: hacen referencia a pérdidas o daños en los equipos mineros, desfase en el ciclo minero, desarrollo de infraestructura no consideradas debido a pérdidas de accesos, incrementos en los riesgos asociados a carguío y relleno, aumento de relaves, y menor recuperación en la planta. (Capes, 2009).

2.5.4. Cuantificación de la dilución.

En minería de vetas angostas el factor dilución es relevante es por eso que su cuantificación adquiere gran importancia, y para ellos es necesario saber la sobreexcavación asociada a los caserones. En la antigüedad el método que se utilizaba era simplemente cubicar el tonelaje de diseño del caserón versus el extraído a través de contar las paladas que se extraían y de esa forma obtener el total de tonelaje extraído. Esta metodología tenía dos grandes problemas, primero asume que no hay pérdida de material y segundo el tonelaje de cada palada era obtenido mediante aproximaciones en base al factor de esponjamiento, rendimiento de la pala etc, por lo tanto, no era una herramienta precisa.

En vista de esta necesidad, Miller (1992) desarrollo el CMS (*Cavity Monitoring Survey*), este método permite un análisis cuantitativo de la estabilidad del caserón a partir de la determinación de los volúmenes de dilución de las paredes de los caserones abiertos en lugar de estimar las paladas de estéril y mineral cargadas por los cargadores frontales. Este método consiste básicamente en realizar un scanner del caserón abierto el cual capta una nube de puntos la cual posteriormente a través de softwares permite ser reconstruida obteniendo un sólido cubicable del caserón. De esa forma es posible sacar con mayor precisión la sobre excavación ya que se tiene tanto un sólido resultante como uno de diseño.

En la actualidad hay herramientas que siguen el mismo principio de Miller (1992) pero que tienen mayor grado de precisión o son más eficientes en la toma de datos ya que lo hacen de manera más veloz. En este contexto se presentan tres herramientas que se utilizan en Minera Florida para realizar los scanner. (Figura 25, Figura 26, Figura 27)

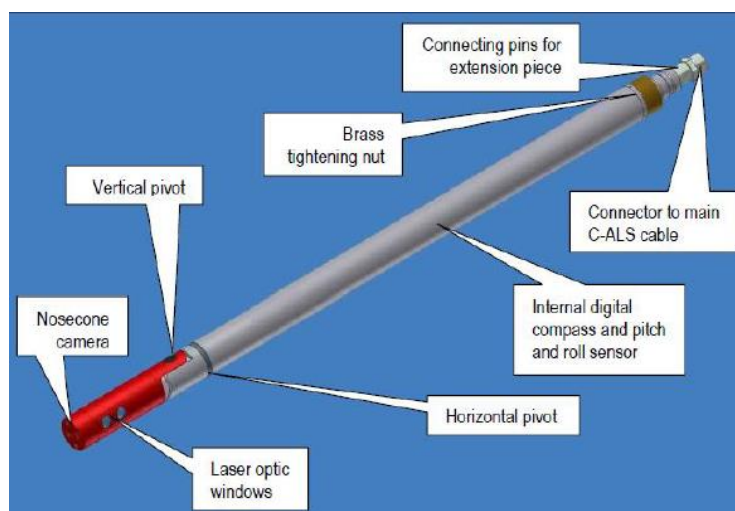


Figura 25 Sistema CALS.



Figura 26: Sistema ISITE.



Figura 27: Sistema Zeb Horizont.

2.5.5. *Equivalent linear overbreak/slough (ELOS).*

El termino ELOS fue propuesto por Clark y Pakalnis (1997) para medir la dilución en términos de una equivalencia de la sobre excavación a lo largo de las paredes del caserón sin considerar el ancho de este. Lo que hace es que distribuye en el área de toda una pared la sobre excavación de la misma pared, como muestra a continuación. (Figura 28)

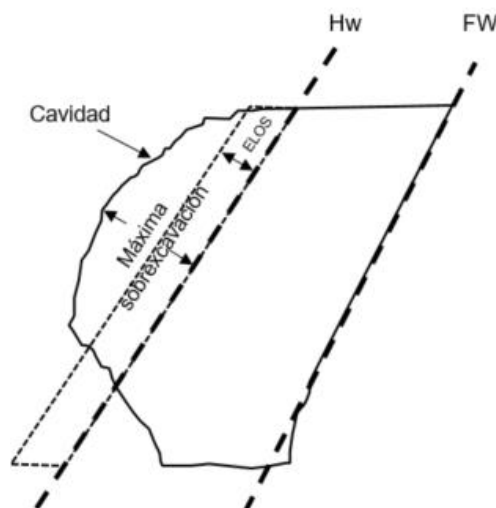


Figura 28: Esquema de ELOS (Capes, 2009).

El ELOS está definido por: (Ecuación 10)

$$ELOS [m] = \frac{\text{Volumen sobre excavado de la pared [m}^3]}{\text{Área de la pared [m}^2]}$$

Ecuación 10: Formula para obtener el valor ELOS (Clark & Pakalnis, 1997).

2.5.6. Gráfico empírico de dilución de Clark (1998).

Clark (1998) planteo una metodología para estimar los metros de dilución de un caserón, para esto uso el número de estabilidad de Potvin (1988) y el radio hidráulico. Utilizo una base de datos que consistió en 47 caserones de 6 minas distintas de Canadá, con lo que obtuvo líneas de isoprobabilidad de dilución que son ampliamente usadas para predecir la dilución en caserones abiertos (Figura 29). Es importante notar que para usar esta herramienta con precisión se debe tener condiciones similares de profundidad, condiciones de esfuerzo, *undercutting* y tronaduras a la base de datos utilizada por Clark. Por otro lado, esta metodología no incluye todos los factores que están asociados a la dilución por lo tanto si bien sirve para hacer predicciones se debe tomar solo como una guía y complementarlo con información o condiciones locales del lugar donde se construirá el caserón.

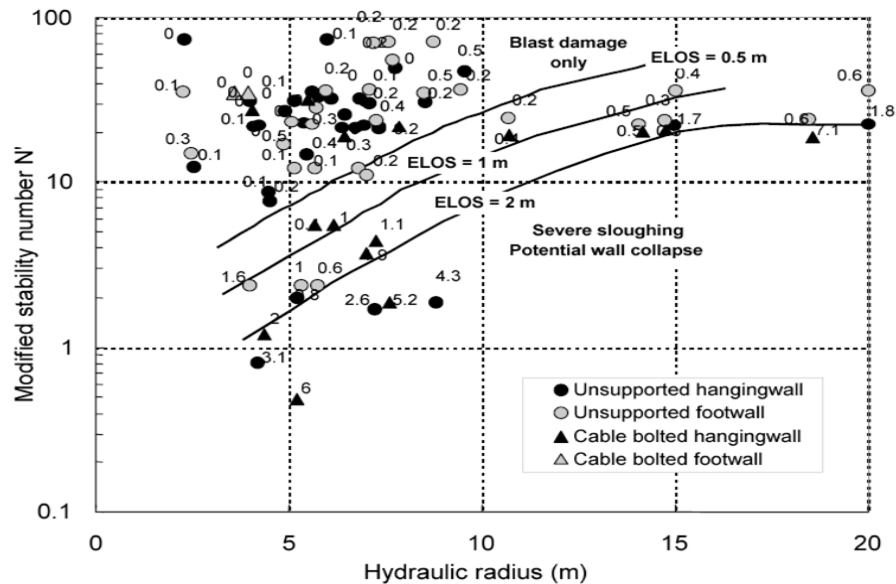


Figura 29: Gráfico de predicción de ELOS (Clark, 1998).

Las zonas definidas en el gráfico son las siguientes:

- Solo daño por tronadura (< 0,5m): tal como indica su nombre se asocia principalmente al daño inducido por la tronadura debido al efecto de la propagación de las ondas de choque, vibraciones y desviaciones de las perforaciones de los tiros de producción, que provocan un aumento de la tronadura por fuera de los límites de diseño.

- Sobreexcavación menor (ELOS 0,5m – 1m): es provocada por la redistribución de los esfuerzos en el entorno del caserón la cual tiene como consecuencia deslizamientos de bloques en las paredes de este. Se espera que haya problemas operacionales como bloques con sobre tamaño.
- Sobreexcavación moderada (ELOS 1m – 2m): es producida por desprendimientos de bloques principalmente de la pared pendiente y del techo del caserón producto de la redistribución de esfuerzos en el entorno de este, lo que tiene como consecuencia la generación de una zona de relajación de esfuerzos en el entorno de la pared pendiente que trae consigo la apertura de los bloques presentes provocando que estos deslicen o caigan por efecto de la gravedad.
- Sobreexcavación severa (ELOS > 2m): es provocada por el des confinamiento de la pared asociada a la relajación de esfuerzos que produce un arco mecánico estable pero mucho más atrás de la delimitación del diseño de la pared pendiente.

Estas zonas incluidas en el gráfico modificado de Potvin (1988), están basadas en el juicio ingenieril justificado con el uso de métodos estadísticos, redes neuronales y la adicción de 14 casos más a la base de datos. Las limitaciones de este método están asociadas a la base de datos utilizada, el estado de esfuerzos al que están sometidos los caserones, el diámetro de la perforación usado (< 65mm) y al rango de radios hidráulicos utilizados.

2.6. Variables relacionadas con la sobreexcavación de las paredes de un caserón

Varios autores a través de análisis de variados casos históricos o mediante usos de tecnologías más modernas como el modelamiento numérico (Potvin, 1988; Mah, 1997; Martin et al., 1999; Martin et al., 2003; Henning & Mitri, 2008; Capes, 2009), han concluido que la sobreexcavación y por tanto la dilución está condicionada a cinco variables fundamentales que tienen relación con:

- Altura del caserón: este factor tiene relación con la desviación de las perforaciones de los tiros de producción, ya que a medida que la altura a perforar es mayor también lo es la desviación de los tiros. También afecta a la estabilidad del caserón ya que hay mayor luz y por tanto la estabilidad de las paredes es menor.
- Tensor de esfuerzo: se genera una zona de relajación de esfuerzos en las paredes por causa de la redistribución de esfuerzos, esto puede generar zonas de esfuerzos nulos de manera tal que se reduce la capacidad de auto soportarse de la pared del caserón provocando sobreexcavación (Diederichs & Kaiser, 1999; Hoek, 1968).
- Forma del caserón: hace alusión a la relación entre el alto y ancho del caserón, se ha concluido que caserones más altos que anchos presentan menor dilución que los con formas cubicas (Henning & Mitri, 2007).
- Secuencia de extracción: se refiere a la secuencia en casos de caserones rellenos que son explotados en forma ascendente, los primeros caserones presentan menor dilución que los que vienen a posterior que se rodean de pilares que en realidad son relleno.

- Angulo de inclinación de la pared pendiente: mientras más inclinada se encuentre la pared pendiente, mayor es la dilución producto de la acción de los esfuerzos verticales tienen sobre la pared, además del aumento real de la altura de la pared.

2.7. Software Mineroc

El programa Mineroc fue desarrollado por el AMTC (*Advance minning technology center*) de la Universidad de Chile, como una herramienta para realizar tanto el diseño como la planificación en minería subterránea que use el método de explotación de caserones vacíos (*sublevel stoping*) (Vallejos et al., 2015) con el objetivo principal de maximizar la producción a través del control de la dilución,

El programa está compuesto por cuatro módulos principales: adquisición de datos, desempeño de caserones, manejo de datos y diseño de caserones. El módulo de adquisición de datos es donde se ingresa tanto la información geotécnica como la de esfuerzos. Dicho modulo interactúa con el de desempeño de caserones para que este último pueda procesar la información entregando como resultado el número de estabilidad, radio hidráulico, ELOS efectivo por cada pared analizada.

El módulo de datos lo que hace es facilitar la visualización de los resultados en un gráfico log normal, para poder determinar un criterio de aceptabilidad que permita ajustar curvas de dilución. Y dichas curvas son las que posteriormente son utilizadas para predecir el comportamiento de futuros caserones. Por último, está el módulo de diseño en el cual se puede ingresar un sólido de diseño de manera tal que en base a la información previamente generada pueda predecir la sobrexcavación.

2.7.1. Adquisición de datos

En este módulo es donde se almacena la información geotécnica que se usara para el posterior análisis:

- Caracterización de unidades geotécnicas:
 - *Rock Quality designation*, (Deere et al., 1967)
 - *Rock mass rating*, (Bieniawski, 1976)
 - *Geological strength index*, (Hoek and Brown, 1967).
 - *Barton classification system Q*, (Barton et al., 1974).
 - Propiedades de la roca intacta
 - *Uniaxial compressive strength* (UCS)
 - Módulo de Young
 - Patrones estructurales
 - Orientación y caracterización geotécnica.
- Ingreso de esfuerzos:
 - Modelo de esfuerzos regional

- Mediciones locales de la mina, o en los casos donde sea posible, modelo gravitacional para el cual se debe tener la profundidad del caserón respecto a la superficie.

Esta información es ingresada por cada pared del caserón que se está analizando, de esta forma se estiman los parámetros del número de estabilidad para cada pared del caserón. Con esta información ya es posible realizar el análisis de los caserones.

2.7.2. Desempeño de caserones

Este módulo permite realizar el análisis retrospectivo y sistemático de los caserones en estudio, la información que se obtiene es la que permite definir nuevas curvas de dilución en el módulo siguiente. Sus principales características son:

- Permite la ejecución automática del cálculo de los parámetros del número de estabilidad, para lo cual utiliza...
 - Sólidos de diseño y cavidades resultantes de la excavación.
 - Algoritmo que reconoce automáticamente la pared yacente y pendiente del caserón, además de techo, a las cuales se puede asignar unidades geotécnicas por separado.

Con la información entregada por el módulo de adquisición de datos es posible calcular el número de estabilidad (N) y radio hidráulico, además, calcula porcentaje de sobreexcavación, área de la pared, factores que permiten que entregue el ELOS, todo esto el programa lo entiende como parámetros de desempeño. Además, el reporte que entrega viene con toda la información de entrada o la que se utilizó para el análisis por lo tanto se puede revisar todo ese detalle en un mismo reporte sin la necesidad de estar buscando la información por separado.

2.7.3. Manejo de datos

Este módulo lo que hace es contener toda la información de los casos de estudio en una base de datos además de su visualización en el gráfico de estabilidad. Además, permite cargar en el mismo gráfico curvas de dilución de la bibliografía como las de Clark (1998). También permite según el criterio que se desee, en este estudio se usará la variable ELOS, definir curvas de dilución. Para validar estas curvas se usa el factor PSS cuyo valor varía al ir ajustando manualmente las curvas de dilución siendo el mejor caso un valor de 1 y peor caso -1.

2.7.4. Diseño de caserones

En este módulo es posible ingresar diseño de caserones nuevos los cuales son analizados en base a su par (N' , R_h) y estimar su ELOS. Las dimensiones pueden ser ajustadas variando las mismas en el gráfico de estabilidad. Los parámetros necesarios para el cálculo del número de estabilidad son calculados de manera automática en función de la información geotécnica y geométrica ingresada.

La condición de cada pared puede ser evaluada con el gráfico de estabilidad de Mawdesley (2002) o con las curvas locales de dilución que han sido generadas con el módulo de manejo de datos. El ELOS de cada pared es calculado mediante las curvas propuestas por Castro (2014) o también se puede hacer mediante las curvas locales de dilución.

3. Metodología

En el siguiente capítulo se detalla la metodología propuesta por Hidalgo (2021) que se llevara a cabo durante el desarrollo del presente trabajo, el cual tiene como objetivo validar los parámetros de diseño geotécnicos de caserones asociados a vetas angostas en Minera Florida.

La metodología está dividida en las siguientes etapas:

- Recolección de antecedentes de Minera Florida, para el posterior robustecimiento de la base de datos.
- Robustecimiento de la base de datos que contiene la información de las pared pendiente y yacente de los caserones asociados a las vetas VCN, VCS, Maqui, PVOS, Polvorín y Leopoldo.
- Definición de los casos de estudio en base a los pilares y las secuencias de explotación.
- Procesamiento de la información a través del software Mineroc.

3.1. Recolección de antecedentes Minera Florida.

Esta consiste en recopilar la información de los sectores que serán estudiados, es decir, VCN, VCS, Maqui, PVOS, Polvorín y Leopoldo, en el periodo comprendido entre julio del 2020 y junio del 2021. Esta recolección de antecedentes comprende información de las unidades de explotación de diseño (SMU), geomecánica, geológica y levantamientos de las cavidades a través de instrumentación laser 3D.

Los sectores mencionados se encuentran ubicados espacialmente como sigue: (Figura 30)

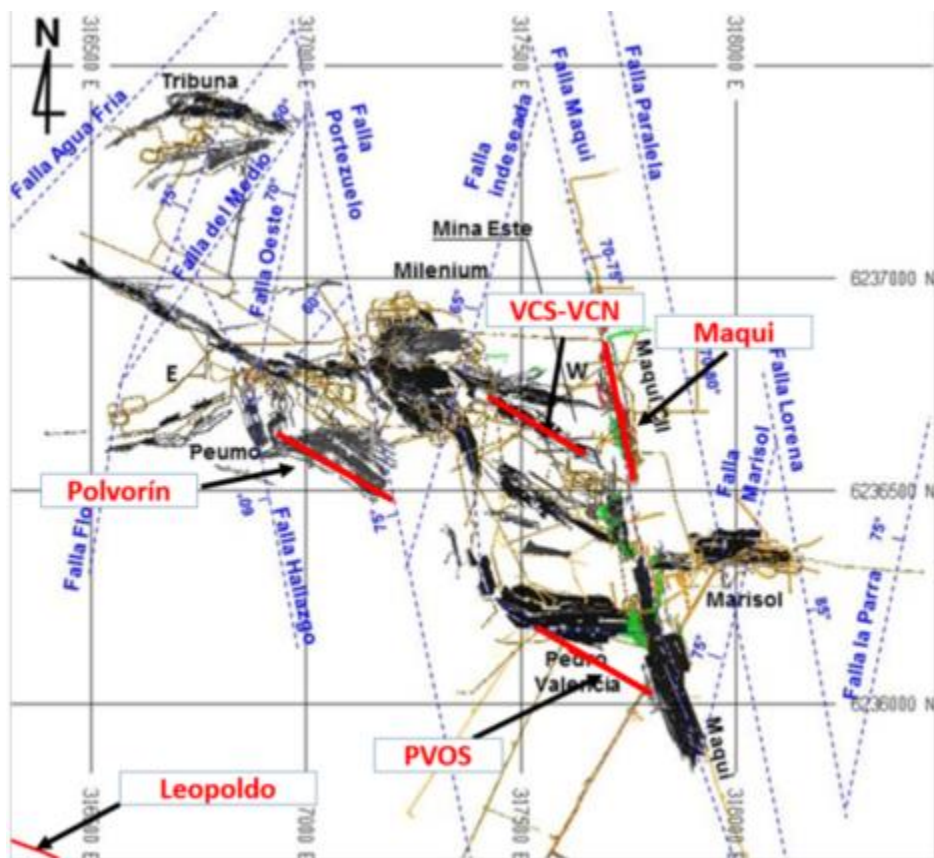


Figura 30: Vista en planta de las minas y fallas mayores de Minera Florida junto ubicación de los sectores en estudio.

3.1.1. Antecedentes Minera Florida

Minera Florida es una mina subterránea de oro y plata, la cual está subdividida en varias minas denominadas: Las Pataguas, Mina Este, Tribuna, Maqui, Alhué Core, Pedro Valencia, Peumo y Fantasma. El 39% de las vetas presentan potencias menores a 1m, el 27% tiene potencias entre 1m a 2m, 25% entre 2m a 5m. 6% de 5m a 10m mientras que solo el 3% presenta potencias mayores a 10m. Por otro lado, el 23% presenta buzamientos superiores a 80°, 56% entre 65° y 85° y 21% menores a 65°.

El plan de producción considera 70.000tpm mientras que el de desarrollos contempla unos 1.700m/mes. El método de explotación utilizado en Minera Florida corresponde al de caserones vacíos (*Sublevel Stopping*) y sus variantes, Banqueo y Realce en retroceso (*Sublevel Sill Retreat* y *Sub Level Retreat*), métodos en los cuales no se considera la construcción de estocadas de extracción en el nivel base, sino que se utiliza la misma galería en retroceso para extraer el mineral mediante el uso de equipos a control remoto.

3.1.2. Descripción del yacimiento

Minera Florida se encuentra ubicada en la comuna de Alhué en la Región Metropolitana a unos 180 Km de Santiago. (Figura 31)

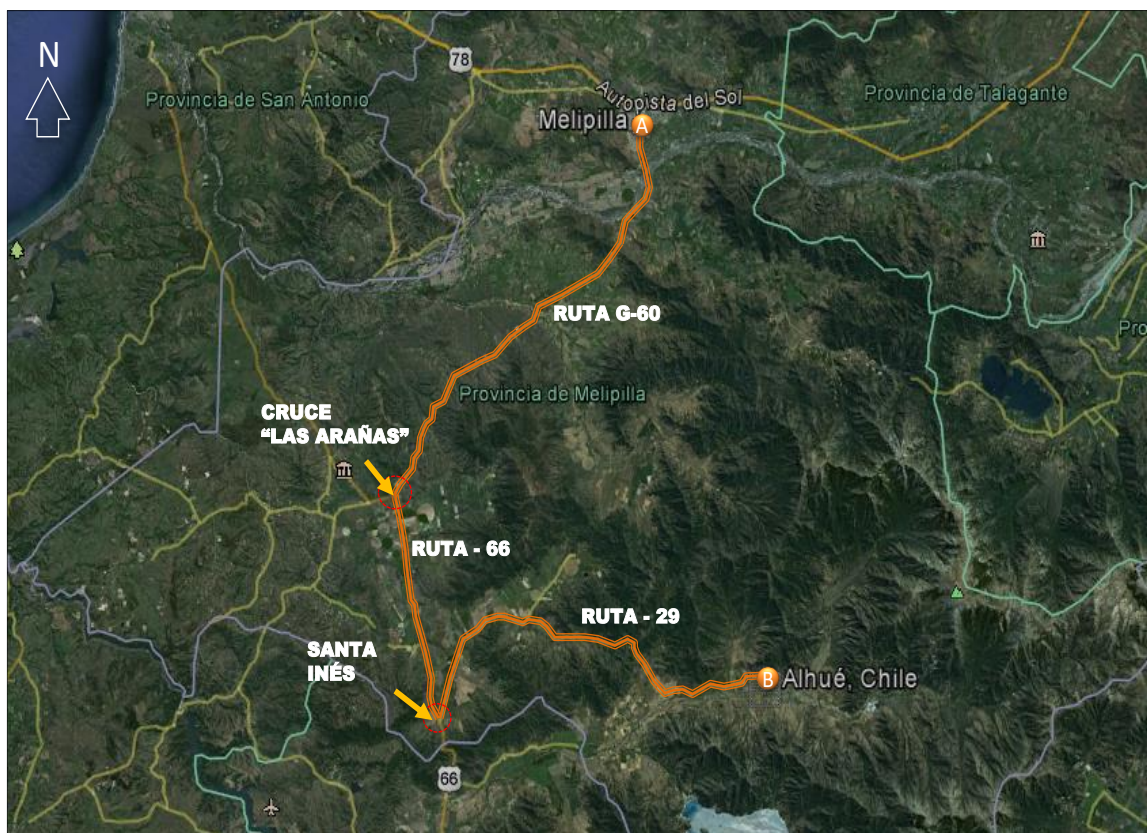


Figura 31: Ruta a Alhué desde ciudad de Melipilla.

El distrito minero de Alhué, está caracterizado por la presencia de vetas auríferas y argentíferas. Los cuerpos mineralizados están conformados por un ventarrón silíceo central. Los patrones estructurales se encuentran definidos en su mayoría por fallas con orientación NW-SE y NE-SW, generando un sistema estructural tipo Sigmoide. Las fallas con orientación NW-SE son las con mayor extensión y potencia, destacándose falla la Parra, falla Portezuelo, falla Maqui y falla Hallazgo II. Mientras que las con orientación NE-SW tienen menor extensión y son interceptadas por las estructuras NW-SE de manera que generan el desplazamiento de las primeras. En esta orientación destacan falla Indeseada, falla Oeste y falla Despreciada.

3.1.3. Geología

La mineralización se encuentra emplazada en rocas volcano – sedimentarias y volcánicas, en forma de brechas hidrotermales, diseminada, *stockwork* y vetas. De base a techo se reconoce una secuencia formada por las siguiente unidades o paquetes litológicos.

- Brechas basales: andesitas y brechas volcánicas.

- Miembro toba cristalinas: toba cristalolítica, toba lítica, toba de cristales, toba fluidal.
- Andesita inferior: andesitas y tobas brechosas con intercalaciones de tobas cristalinas.
- Miembro toba de lapilli: techo de la secuencia volcánica, compuesta por tobas cristalinas y tobas de lapilli.

Esta secuencia volcánica esta instruida por filones de composición andesítica, que cortan la mineralización. Tienen potencias entre 6m y 10m. Son rocas competentes con rango RMRB89 de 55 a 65. En la mina se individualizan en dos, el filón Cadena, que instruye a la veta Maqui y el filón Casino que aflora en el extremo norte del yacimiento. (Figura 32)

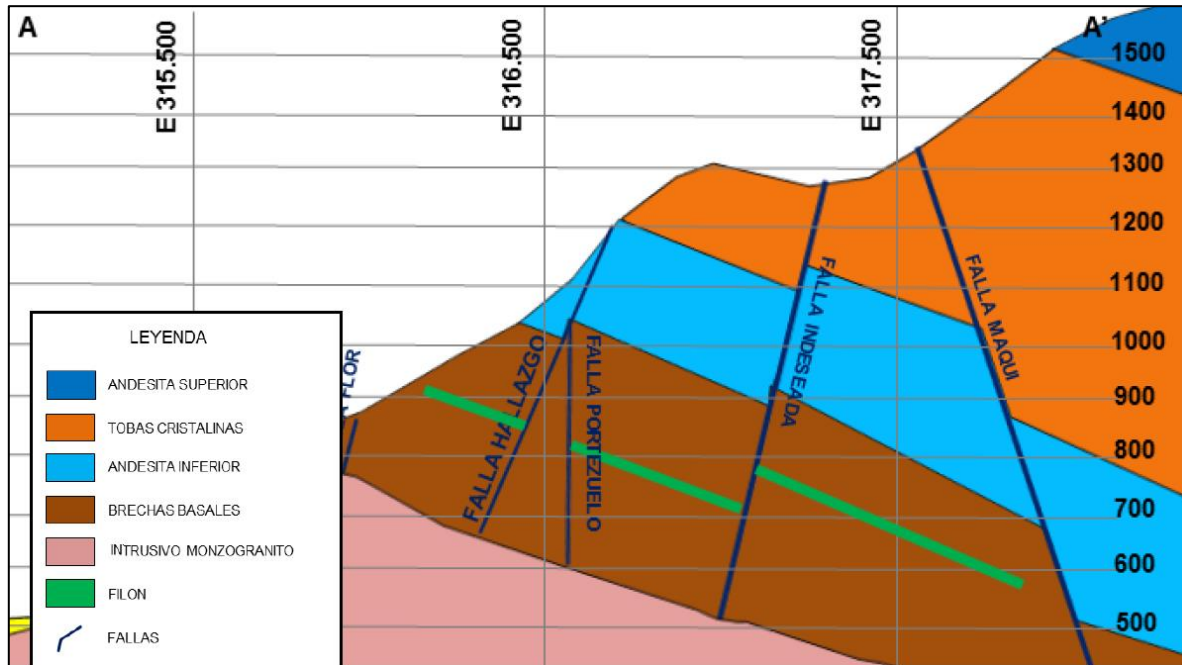


Figura 32: Perfil geológico Minera Florida.

3.1.4. Modelo Litológico – Geotécnico.

Las vetas VCN, VCS, PVOS, Maqui, Polvorín y Leopoldo, corresponden cuerpos tabulares compuestos por brechas hidrotermales y vetarrón silíceo, al igual que la mayoría de las vetas presentes en Minera Florida, donde la roca caja corresponde a tobas brechosas exceptuando algunas que tienen presencia de Andesitas, pero estas no corresponden a ningún sector del presente estudio. En los sectores de VCN, VCS, PVOS y Maqui hay presencia de cuerpos intrusivos tipo filón, de composición andesítica, con potencias de 3m a 6m. (Figura 33)

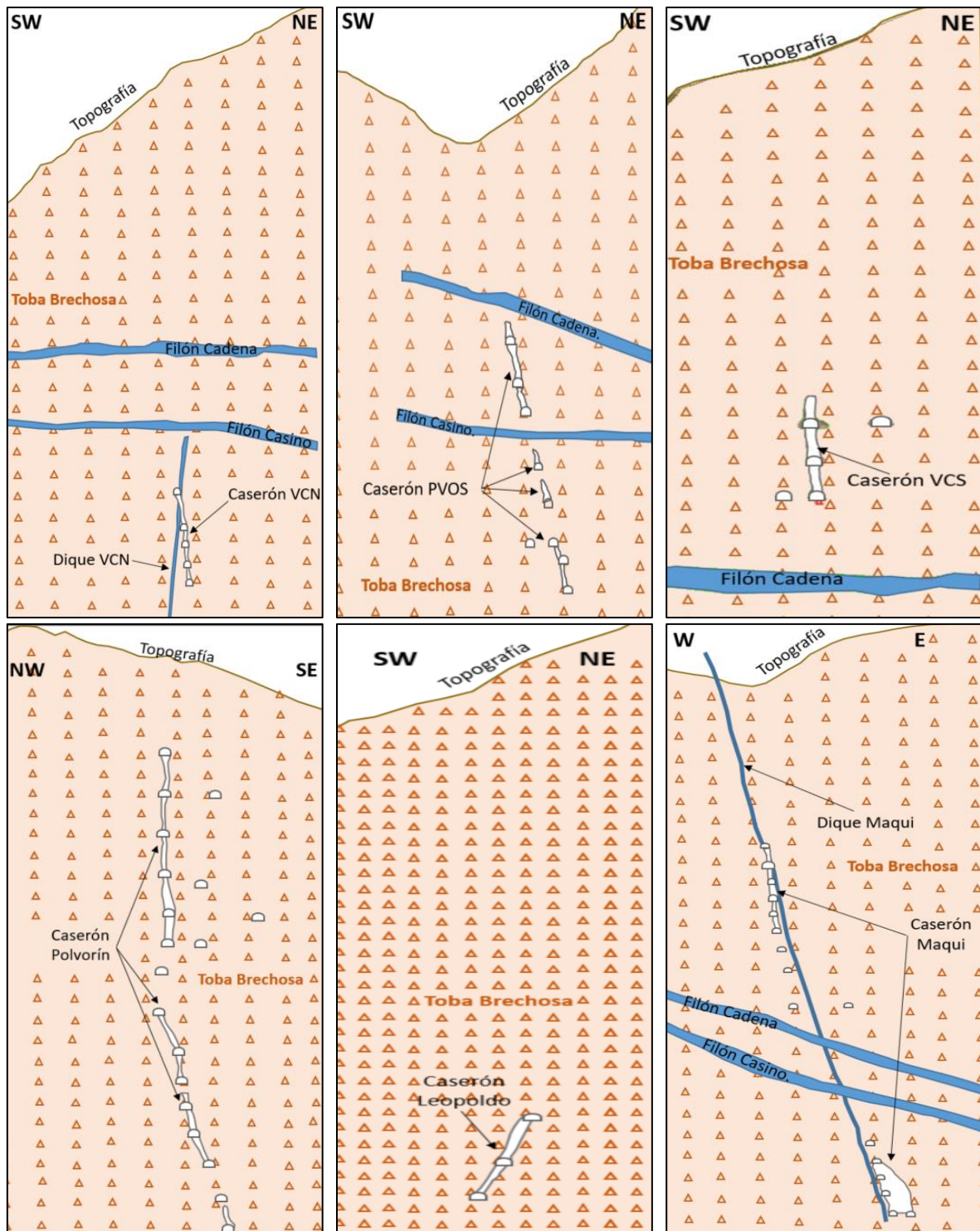


Figura 33: Perfiles Litológico - Geotécnico de los sectores de estudio.

En Minera Florida se definen cuatro zonas geotécnicas principales y están compuestas por las siguientes litologías:

- UGT 1:
 - Tobas brechosas (Tbx)
- UGT 2:
 - Tobas Litocristalinas (Tlc)
 - Tobas Cristalolitica (Tcl)
 - Toba Cristalina (Tcr)
 - Toba Fluida (Tfn)
- UGT 3:
 - Filón Andesítico (Fan)
 - Filón Casino (Fcs)
 - Filón Cadena (Fcd)
- UGT 4:
 - Andesitas (And)
 - Brecha Volcánica (Bvc)

3.1.5. Modelo estructural.

La mina presenta discontinuidades mayores (fallas mayores y vetas), las que pueden ser agrupadas mediante su rumbo en 4 sistemas principales.

- N10°-20°W, corresponde al set estructural principal del yacimiento, forman parte de él falla Lorena, falla Maqui, falla Pedro Valencia, falla Portezuelo y falla Hallazgo. En algunos casos este sistema controla la mineralización, como ocurre en el caso de la falla Maqui, mientras en que en otros corresponde a los límites de esta.
- Sistema N50°-60°W, forman parte de este sistema las vetas Central, Lisette, Circular, Rafael. Berta, entre otras. Aparece principalmente asociado a mineralización.
- Sistema N80°-90°E, este sistema está formado por las estructuras Pedro Valencia, Cantillana, y Marisol, y aparece principalmente asociado a vetas mineralizadas cortadas por el sistema N10°-20°W.
- Sistema N20°-30°E, está conformado por las estructuras falla la Parra, falla Marisol, falla Indeseada, falla Despreciada, falla del Medio y falla Flor.

3.1.6. Información de estructuras intermedias.

El departamento de geología, realiza el levantamiento geológico en forma sistemática a medida que se van desarrollando los niveles de producción. En particular para este estudio se cuentan con aproximadamente 60 plantas geológicas que incorporan los sectores de interés para el presente estudio. (Figura 34)

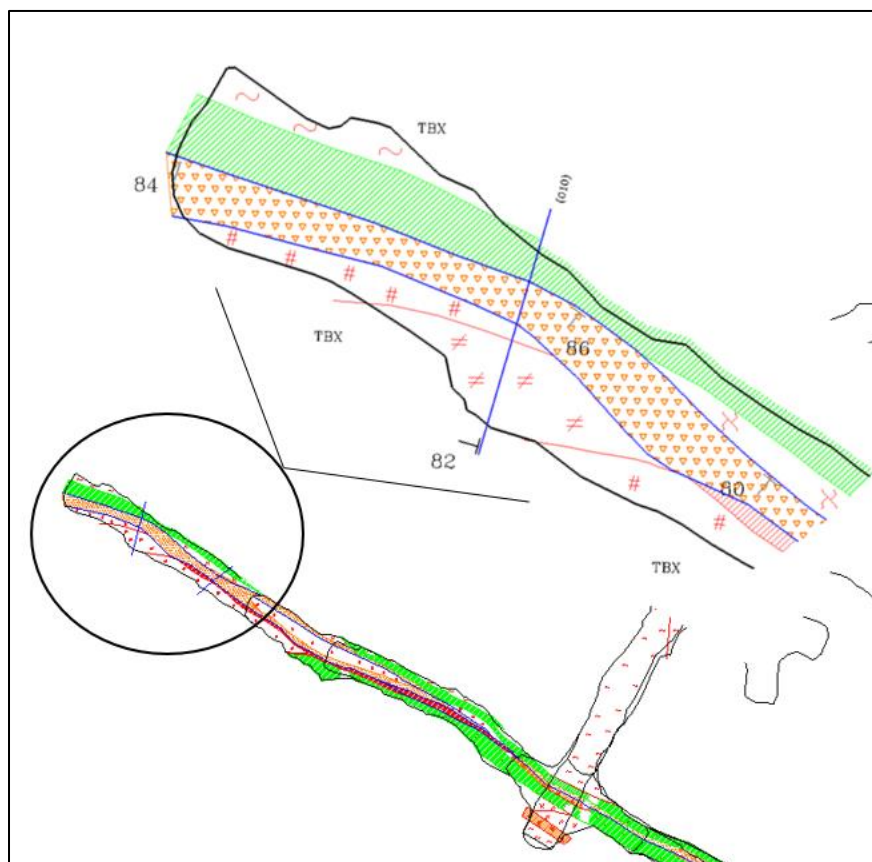


Figura 34: Planta geológica nivel 865 Leopoldo y Pataguas..

3.1.7. Caracterización del macizo rocoso

La caracterización del macizo roco es realizada por el departamento de geomecánica y se realiza de forma sistemática con énfasis en las galerías de perforación de producción (Figura 35), para realizar dicha caracterización se utiliza el método planteado por Barton (1974), sistema Q (*Rock Mass Quality*) (Figura 36), esta información es levantada en formato físico y es denominado como Mapeo Q de Barton. Para obtener el RQD se utiliza la estimación propuesta por Palmstrom (1982) (Ecuación 2), además no se cuenta con las coordenadas de donde se realizó dicha caracterización solo una referencia que suele venir asociada a un número de tarugo, el que consiste en un punto dentro de la mina el cual está georreferenciado a través de coordenadas xyz, por lo tanto con la ayuda de algún software y la referencia topográfica se extraen las coordenadas del lugar donde se realizó el mapeo.

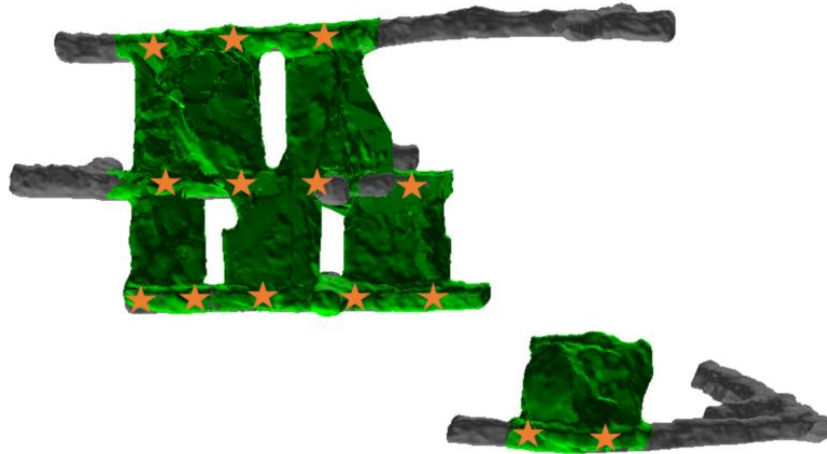


Figura 35: Ubicación de lo mapeos Q de Barton localizados para el caso de Leopoldo. (Estrellas hacen lución a los mapeos).

RQD Rock Quality Designation				Jn Índice de fracturamiento																																																																											
				<table border="1"> <tr> <th></th> <th>Zona 1</th> <th>Zona 2</th> <th>Zona 3</th> </tr> <tr> <td>Masivo, en sistema o pocas estructuras</td> <td>0.5 a 1.0</td> <td>0.5 a 1.0</td> <td>0.5 a 1.0</td> </tr> <tr> <td>Un sistema + estructuras aisladas</td> <td>2</td> <td>2</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td>Dos sistemas</td> <td>3</td> <td>3</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Dos sistemas + estructuras aisladas</td> <td>4</td> <td>4</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td>Tres sistemas</td> <td>6</td> <td>6</td> <td>6</td> </tr> <tr> <td>Tres sistemas + estructuras aisladas</td> <td>12</td> <td>9</td> <td>9</td> </tr> <tr> <td>Más de tres sistemas</td> <td>15</td> <td>15</td> <td>15</td> </tr> <tr> <td>Roca triturada</td> <td>20</td> <td>20</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>Portales = 2" Jn Cruzes = 3" Jn</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </table>					Zona 1	Zona 2	Zona 3	Masivo, en sistema o pocas estructuras	0.5 a 1.0	0.5 a 1.0	0.5 a 1.0	Un sistema + estructuras aisladas	2	2	2	Dos sistemas	3	3	3	Dos sistemas + estructuras aisladas	4	4	4	Tres sistemas	6	6	6	Tres sistemas + estructuras aisladas	12	9	9	Más de tres sistemas	15	15	15	Roca triturada	20	20	20	Portales = 2" Jn Cruzes = 3" Jn																																			
	Zona 1	Zona 2	Zona 3																																																																												
Masivo, en sistema o pocas estructuras	0.5 a 1.0	0.5 a 1.0	0.5 a 1.0																																																																												
Un sistema + estructuras aisladas	2	2	2																																																																												
Dos sistemas	3	3	3																																																																												
Dos sistemas + estructuras aisladas	4	4	4																																																																												
Tres sistemas	6	6	6																																																																												
Tres sistemas + estructuras aisladas	12	9	9																																																																												
Más de tres sistemas	15	15	15																																																																												
Roca triturada	20	20	20																																																																												
Portales = 2" Jn Cruzes = 3" Jn																																																																															
$RQD = 115 - 3.3 \cdot J_n$																																																																															
<table border="1"> <tr> <th>Jn Índice de alteración</th> <th>Zona 1</th> <th>Zona 2</th> <th>Zona 3</th> </tr> <tr> <td>Estructuras bien trabadas y selladas/relleno (duro, gp)</td> <td>0.75</td> <td>0.75</td> <td>0.75</td> </tr> <tr> <td>Paredes solo con pátinas locales</td> <td>1</td> <td>1</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Ligera alteración</td> <td>2</td> <td>2</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td>Estructuras con poco contenido de arcilla</td> <td>3</td> <td>3</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Alteraciones arcillosas</td> <td>4</td> <td>4</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td>Con detritos arenosos</td> <td>6</td> <td>6</td> <td>6</td> </tr> <tr> <td>Con detritos arcillosos poco consolidados</td> <td>8</td> <td>8</td> <td>8</td> </tr> <tr> <td>Con detritos arcillosos expansivos</td> <td>8 a 12</td> <td>8 a 12</td> <td>8 a 12</td> </tr> <tr> <td>Milonitas de roca y arcilla</td> <td>8 a 12</td> <td>8 a 12</td> <td>8 a 12</td> </tr> <tr> <td>Milonitas de arcillas limosas</td> <td>5</td> <td>5</td> <td>5</td> </tr> <tr> <td>Milonitas arcillosas gruesas</td> <td>10 a 20</td> <td>10 a 20</td> <td>10 a 20</td> </tr> </table>				Jn Índice de alteración	Zona 1	Zona 2	Zona 3	Estructuras bien trabadas y selladas/relleno (duro, gp)	0.75	0.75	0.75	Paredes solo con pátinas locales	1	1	1	Ligera alteración	2	2	2	Estructuras con poco contenido de arcilla	3	3	3	Alteraciones arcillosas	4	4	4	Con detritos arenosos	6	6	6	Con detritos arcillosos poco consolidados	8	8	8	Con detritos arcillosos expansivos	8 a 12	8 a 12	8 a 12	Milonitas de roca y arcilla	8 a 12	8 a 12	8 a 12	Milonitas de arcillas limosas	5	5	5	Milonitas arcillosas gruesas	10 a 20	10 a 20	10 a 20																												
Jn Índice de alteración	Zona 1	Zona 2	Zona 3																																																																												
Estructuras bien trabadas y selladas/relleno (duro, gp)	0.75	0.75	0.75																																																																												
Paredes solo con pátinas locales	1	1	1																																																																												
Ligera alteración	2	2	2																																																																												
Estructuras con poco contenido de arcilla	3	3	3																																																																												
Alteraciones arcillosas	4	4	4																																																																												
Con detritos arenosos	6	6	6																																																																												
Con detritos arcillosos poco consolidados	8	8	8																																																																												
Con detritos arcillosos expansivos	8 a 12	8 a 12	8 a 12																																																																												
Milonitas de roca y arcilla	8 a 12	8 a 12	8 a 12																																																																												
Milonitas de arcillas limosas	5	5	5																																																																												
Milonitas arcillosas gruesas	10 a 20	10 a 20	10 a 20																																																																												
<table border="1"> <tr> <th>Jw Condición de Agua</th> <th>Seco</th> <th>Humedo</th> <th>Filtrante</th> </tr> <tr> <td></td> <td>1</td> <td>1</td> <td>0.66</td> </tr> </table>				Jw Condición de Agua	Seco	Humedo	Filtrante		1	1	0.66																																																																				
Jw Condición de Agua	Seco	Humedo	Filtrante																																																																												
	1	1	0.66																																																																												
<table border="1"> <tr> <th>SRF Condición de Esfuerzos</th> <th>No se Obs.</th> <th>Crujimientos</th> <th>Lagamientos</th> <th>Popping</th> </tr> <tr> <td></td> <td>5</td> <td>20</td> <td>50</td> <td></td> </tr> </table>				SRF Condición de Esfuerzos	No se Obs.	Crujimientos	Lagamientos	Popping		5	20	50																																																																			
SRF Condición de Esfuerzos	No se Obs.	Crujimientos	Lagamientos	Popping																																																																											
	5	20	50																																																																												
<table border="1"> <tr> <th colspan="4">SET DE DIACLASAS</th> </tr> <tr> <th>SET</th> <th>FF/m</th> <th>DIP/DIP-DIR</th> <th></th> </tr> <tr> <td colspan="4">Zona 1</td> </tr> <tr> <td>1</td> <td>4</td> <td>120</td> <td>85</td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>3</td> <td>80</td> <td>80</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>3</td> <td>75</td> <td>55</td> </tr> <tr> <td>Jv</td> <td>12</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td colspan="4">Zona 2</td> </tr> <tr> <td>1</td> <td>5</td> <td>120</td> <td>100</td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>3</td> <td>60</td> <td>55</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>4</td> <td>60</td> <td>45</td> </tr> <tr> <td>4</td> <td>4</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Jv</td> <td>12</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td colspan="4">Zona 3</td> </tr> <tr> <td>1</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>2</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>3</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>4</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Jv</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </table>				SET DE DIACLASAS				SET	FF/m	DIP/DIP-DIR		Zona 1				1	4	120	85	2	3	80	80	3	3	75	55	Jv	12			Zona 2				1	5	120	100	2	3	60	55	3	4	60	45	4	4			Jv	12			Zona 3				1				2				3				4				Jv			
SET DE DIACLASAS																																																																															
SET	FF/m	DIP/DIP-DIR																																																																													
Zona 1																																																																															
1	4	120	85																																																																												
2	3	80	80																																																																												
3	3	75	55																																																																												
Jv	12																																																																														
Zona 2																																																																															
1	5	120	100																																																																												
2	3	60	55																																																																												
3	4	60	45																																																																												
4	4																																																																														
Jv	12																																																																														
Zona 3																																																																															
1																																																																															
2																																																																															
3																																																																															
4																																																																															
Jv																																																																															
<table border="1"> <tr> <th colspan="4">RESUMEN CALIDADES DEL MACIZO ROCOSO</th> </tr> <tr> <td colspan="4"> Q de BARTON R1: Q ≥ 40 MUY BUENA CALIDAD R2: 10 ≤ Q < 40 BUENA CALIDAD R3: 4 ≤ Q < 10 REGULAR CALIDAD R4: 1 ≤ Q < 4 MALA CALIDAD R5: 0.1 ≤ Q < 1 MUY MALA CALIDAD </td> </tr> <tr> <td colspan="4"> $Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{I_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$ </td> </tr> <tr> <td colspan="4"> <table border="1"> <tr> <th>RESUMEN</th> <th>Zona 1</th> <th>Zona 2</th> <th>Zona 3</th> </tr> <tr> <td>UNIDAD LITOLÓGICA</td> <td>UBX</td> <td>UBX</td> <td></td> </tr> <tr> <td>IRS (Mpa)</td> <td>3</td> <td>1</td> <td></td> </tr> <tr> <td>GSI</td> <td>—</td> <td>—</td> <td></td> </tr> <tr> <td>INDICE Q</td> <td>31</td> <td>23</td> <td></td> </tr> </table> </td> </tr> <tr> <td colspan="4"> NOTAS: 1. En NIVEL indicar si es NP o ACC. 2. Jv es la suma de la frecuencia de fracturas de cada set. Rellenar el cuadro de Rumbo/Manto solo cuando se mapean las cajas. Para estructuras como vetas, diques, fallas, etc. la metodología del Jv para calcular RQD no aplica. En esos casos solo estimar GSI. </td> </tr> </table>				RESUMEN CALIDADES DEL MACIZO ROCOSO				Q de BARTON R1: Q ≥ 40 MUY BUENA CALIDAD R2: 10 ≤ Q < 40 BUENA CALIDAD R3: 4 ≤ Q < 10 REGULAR CALIDAD R4: 1 ≤ Q < 4 MALA CALIDAD R5: 0.1 ≤ Q < 1 MUY MALA CALIDAD				$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{I_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$				<table border="1"> <tr> <th>RESUMEN</th> <th>Zona 1</th> <th>Zona 2</th> <th>Zona 3</th> </tr> <tr> <td>UNIDAD LITOLÓGICA</td> <td>UBX</td> <td>UBX</td> <td></td> </tr> <tr> <td>IRS (Mpa)</td> <td>3</td> <td>1</td> <td></td> </tr> <tr> <td>GSI</td> <td>—</td> <td>—</td> <td></td> </tr> <tr> <td>INDICE Q</td> <td>31</td> <td>23</td> <td></td> </tr> </table>				RESUMEN	Zona 1	Zona 2	Zona 3	UNIDAD LITOLÓGICA	UBX	UBX		IRS (Mpa)	3	1		GSI	—	—		INDICE Q	31	23		NOTAS: 1. En NIVEL indicar si es NP o ACC. 2. Jv es la suma de la frecuencia de fracturas de cada set. Rellenar el cuadro de Rumbo/Manto solo cuando se mapean las cajas. Para estructuras como vetas, diques, fallas, etc. la metodología del Jv para calcular RQD no aplica. En esos casos solo estimar GSI.																																							
RESUMEN CALIDADES DEL MACIZO ROCOSO																																																																															
Q de BARTON R1: Q ≥ 40 MUY BUENA CALIDAD R2: 10 ≤ Q < 40 BUENA CALIDAD R3: 4 ≤ Q < 10 REGULAR CALIDAD R4: 1 ≤ Q < 4 MALA CALIDAD R5: 0.1 ≤ Q < 1 MUY MALA CALIDAD																																																																															
$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{I_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$																																																																															
<table border="1"> <tr> <th>RESUMEN</th> <th>Zona 1</th> <th>Zona 2</th> <th>Zona 3</th> </tr> <tr> <td>UNIDAD LITOLÓGICA</td> <td>UBX</td> <td>UBX</td> <td></td> </tr> <tr> <td>IRS (Mpa)</td> <td>3</td> <td>1</td> <td></td> </tr> <tr> <td>GSI</td> <td>—</td> <td>—</td> <td></td> </tr> <tr> <td>INDICE Q</td> <td>31</td> <td>23</td> <td></td> </tr> </table>				RESUMEN	Zona 1	Zona 2	Zona 3	UNIDAD LITOLÓGICA	UBX	UBX		IRS (Mpa)	3	1		GSI	—	—		INDICE Q	31	23																																																									
RESUMEN	Zona 1	Zona 2	Zona 3																																																																												
UNIDAD LITOLÓGICA	UBX	UBX																																																																													
IRS (Mpa)	3	1																																																																													
GSI	—	—																																																																													
INDICE Q	31	23																																																																													
NOTAS: 1. En NIVEL indicar si es NP o ACC. 2. Jv es la suma de la frecuencia de fracturas de cada set. Rellenar el cuadro de Rumbo/Manto solo cuando se mapean las cajas. Para estructuras como vetas, diques, fallas, etc. la metodología del Jv para calcular RQD no aplica. En esos casos solo estimar GSI.																																																																															

Figura 36: Cartilla de mapeo Q de Barton usada en Minera Florida.

3.1.8. Propiedades de la roca intacta

Minera florida en el año 2018 solicito a la empresa “FF Geomechanics”, ensayos de laboratorio para determinación de propiedades resistentes y elásticas de roca intacta, para dichos efectos se realizaron una serie de ensayos a probetas que fueron obtenidas a partir de sondajes y colpas.

La determinación de las propiedades y parámetros se realiza mediante metodología aceptadas por la ISRM (1979) y ASTM (D4543). Sumado a lo anterior incluyo un proceso de filtrado y validación de ensayos, de acuerdo al método de ruptura predominante. Esto permite eliminar los resultados en los cuales el mecanismo de falla este controlado por estructuras, vetillas, y los que no cumplan con los estándares de las normas establecidas para cada tipo de ensayo. Los valores obtenidos de resistencia a la compresión uniaxial (UCS) se obtuvieron a partir de 40 ensayos de los cuales 5 fueron descartados por presentar como mecanismo de rotura una estructura. Se logró determinar el valor de la resistencia a la compresión uniaxial normalizado a un diámetro estándar de 50mm (Hoek & Brown, 1980). Los resultados obtenidos se pueden apreciar a continuación: (Figura 37: Propiedades de roca intacta por unidad geotécnica de Minera Florida.)

PROPIEDADES GEOTÉCNICAS PROMEDIO DE ROCA INTACTA				
Propiedades	UGT - 1	UGT - 2	UGT - 3	UGT - 4
P. Resist.				
UCS [MPa]	181.67	175.64	143.35	112.08
TI [MPa]	17.35	18.42	19.96	17.65
UCS/TI	10.47	9.54	7.18	6.35
m	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
P. Deformab.				
E [GPa]	60.92	61.06	60.06	55.05
ν	0.22	0.24	0.25	0.27
B [GPa]	36.26	39.14	40.04	39.89
G [GPa]	27.44	27.26	26.69	24.25
UCS: Resistencia a la Compresión		E: Modulo de Young		
TI: Resistencia a la Tracción		ν : Razón de Poisson		
m: Parámetro criterio de Hoek & Brown		G: Modulo de Corte		
c: Cohesión		B: Modulo de Deformabilidad Volumétrico		
Φ : Angulo de Fricción interna				

UGT	Litología
1	Toba Brechosas (Tbx)
	Toba Litocristalinas (Tlc)
2	Toba Cristalolitica (Tcl)
	Toba Cristalina (Tcr)
	Toba Fluida (Tfn)
3	Filón Andesíticos (Fan)
	Filón Casino (Fcs)
	Filón Cadena (Fcd)
4	Andesita (And)
	Brecha Volcánica (Bvc)

Figura 37: Propiedades de roca intacta por unidad geotécnica de Minera Florida.

3.1.9. Modelo de esfuerzos

El modelo utilizado en el presente trabajo es el propuesto por Hidalgo (2021), el que consiste en un modelo gravitacional, donde se utilizaron 3 mediciones realizadas en Minera Florida, realizadas una en el año 2002 en el sector de Marisol y dos en el año 2013 en el sector de Mina Este y Millenium. Para todos los casos se realizaron las mediciones de esfuerzos absolutos empleando la técnica *Borehole Overcoring* usando celdas *Hollow Inclusion* (HI) del CSIRO. Se utilizaron los esfuerzos cartesianos y se realizaron las regresiones lineales para cada esfuerzo principal y esfuerzo de corte. (Figura 38)

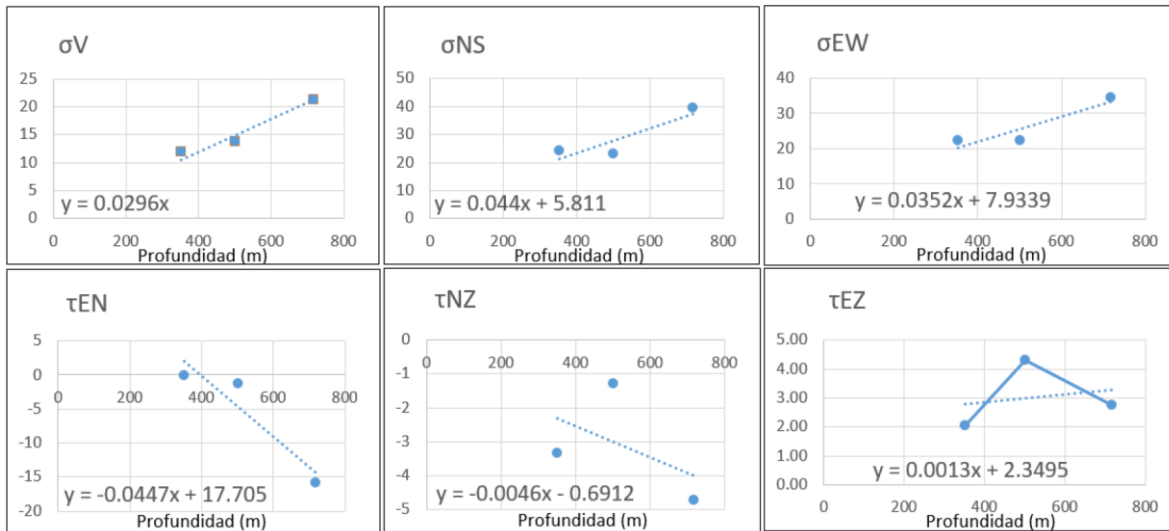


Figura 38: Ajuste del modelo de esfuerzo con las mediciones locales (Hidalgo, 2021).

3.1.10. Profundidad de los caserones.

Ya que se utiliza un modelo gravitacional es necesario conocer la profundidad del caserón de interés para poder calcular los esfuerzos, para obtener la medida de la profundidad se definió que correspondería a la distancia entre la superficie y el centroide del caserón que se está analizando (Figura 39). Para ello se utiliza el software Vulcan, ya que se tiene el scanner 3D de la topografía y con el caserón es posible medir la distancia. De esta forma se obtiene que la profundidad media de cada sector. (Tabla 4)

Tabla 4: Sector de estudio y su profundidad media.:

Sector	Profundidad [m]
PVOS	232
VCN	415
VCS	190
Maqui	490
Leopoldo	252
Polvorín	342

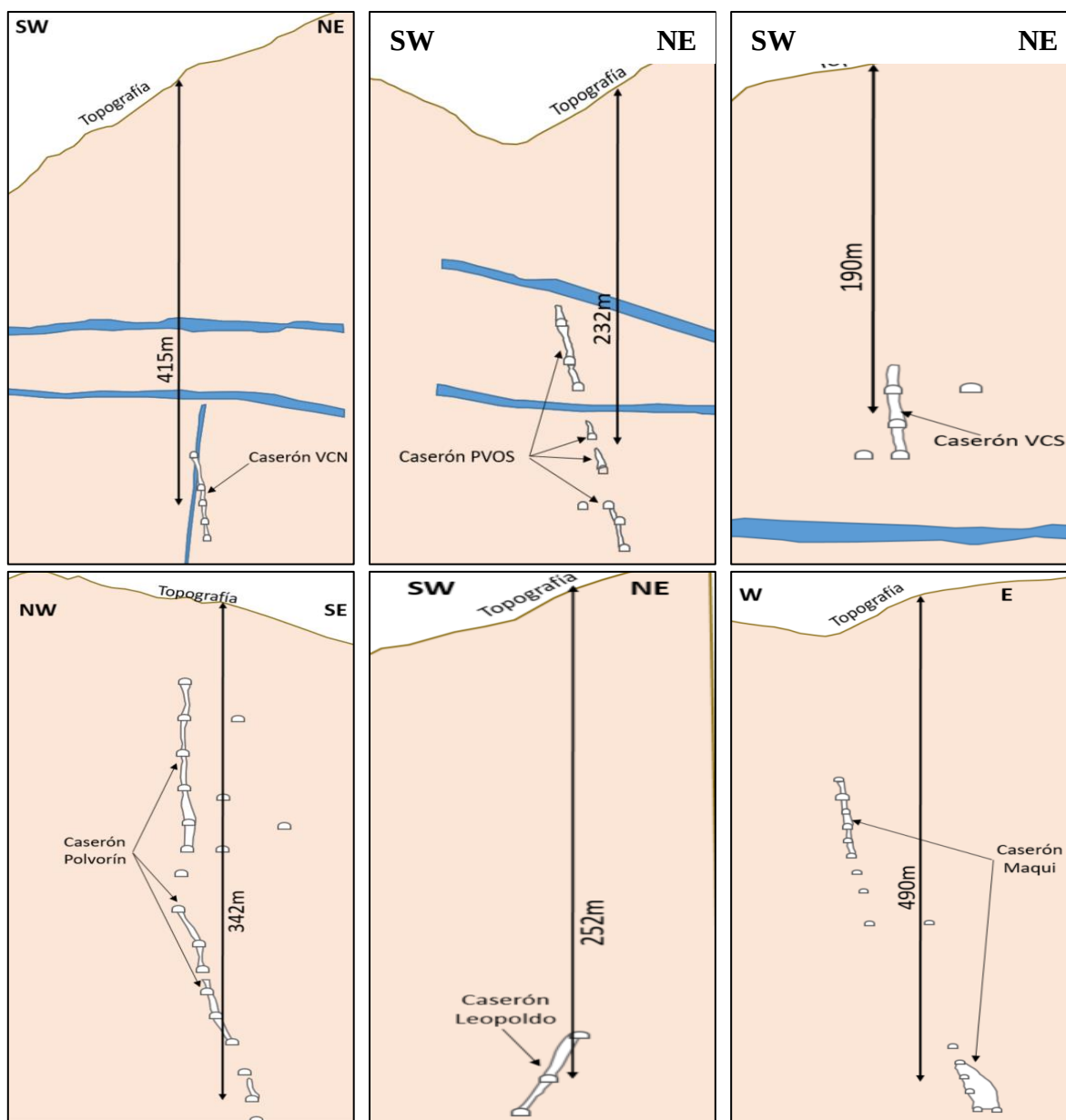


Figura 39: Perfiles esquemáticos de cómo se obtuvo la profundidad en los distintos sectores.

3.1.11. Solidos de unidades de explotación.

En la minería del oro la información de reservas de largo plazo tiene soporte en los sondeos que ayudan a estimar potencias y leyes, pero no es hasta el corto plazo a medida que se desarrollan los niveles y se realizan los trabajos de muestro y mapeo geológico que se valida dicha información. Con esa información, se construye un modelo de corto plazo sobre el cual se diseñan las SMU (Solido Mínimo Unitario) definitivas que serán explotadas. Estas SMU no consideran dilución, es decir, son las SMU de diseño. Por lo tanto, se deben recopilar todas las SMU de los sectores de interés.

Estas SMU deben ser unidas con las galerías, esto porque deben ser consideradas para dimensionar el radio hidráulico ya que si bien es cierto la explotación es del tamaño de las SMU las galerías aportan en altura de manera tal que el radio hidráulico es mayor y no considerarlas implicaría tener radios hidráulicos menores con diluciones que corresponden a radios hidráulicos mayores. Por lo tanto, es necesario generar un sólido de diseño que luego será utilizado para calcular la dilución. Para poder hacer esto, se realizan perfiles cada un metro, para perder la menor información posible, luego estos se triangulan para obtener un solo solido que incluya las galerías y las SMU. (Figura 40)

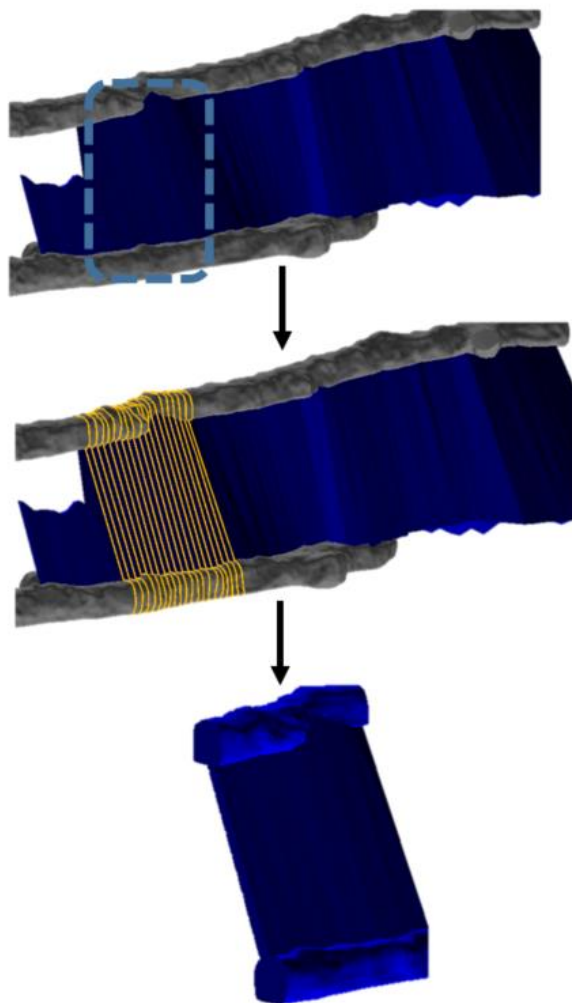


Figura 40: Ejemplo metodología para reconstruir un sólido de diseño para el caso 2 de Leopoldo.

Para los casos donde la nueva explotación conecta con cavidades antigua, se debe buscar las SMU relacionadas a dicha explotación, el problema es que las SMU anteriores a julio del 2021 incluían el ELOS, es decir, no existen las SMU de diseño. Por lo tanto, es necesario cortar dichas SMU según el ELOS que hayan tenido relacionado de tal forma de crear una SMU de diseño que luego pueda ser unida con las galerías y nuevas SMU de la explotación que se realizara.

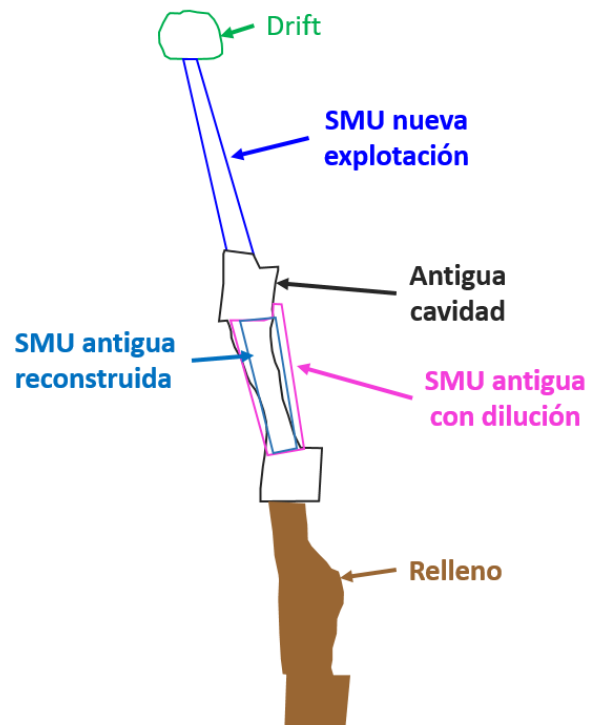


Figura 41: Perfil de una explotación que conecta con una antigua, donde se muestra la SMU con el ELOS y la SMU de diseño que se genera.

3.1.12. Sólidos de cavidades resultantes.

La metodología que se utiliza en Minera Florida es que una vez que hay un evento de tronadura de producción y posterior a extraído el mineral, se debe realizar un scanner ISITE, que permite levantar la cavidad resultante luego del evento de tronadura (Figura 42). Luego en base a la secuencia de explotación se reconstruyen los scanner de manera tal de tener un sólido de cavidad resultante, este sólido se obtiene de la misma forma que el de la SMU, es decir, se usan los scanner que se definieron y se realizan perfiles cada 1 metro de manera tal de luego triangularlos y obtener el sólido de la cavidad resultante. (Figura 43)

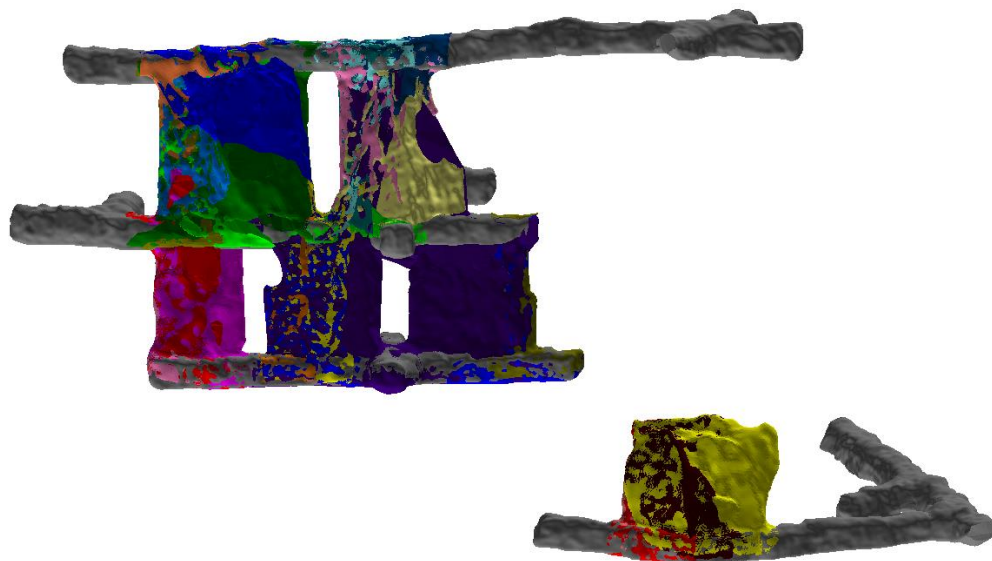


Figura 42: Scanners ISITE del sector de Leopoldo, cada color representa un scanner distinto.

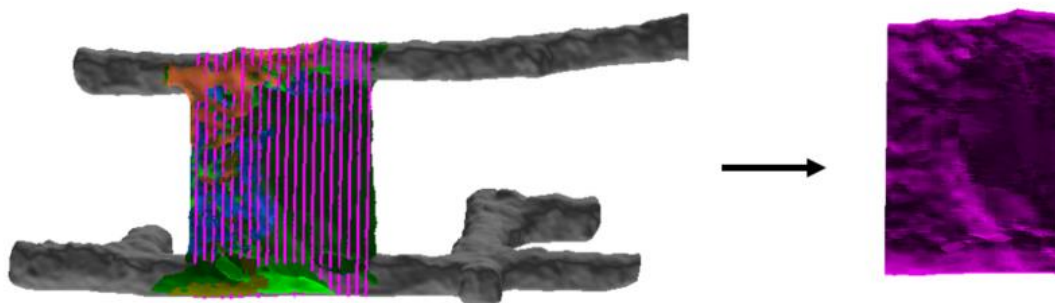


Figura 43: Caso 2 de Leopoldo, en la imagen de la izquierda se muestra los perfiles que se hicieron en base los scanner y la imagen de la derecha el sólido resultante.

3.1.13. Mecanismo de dilución

En términos generales, se identifican cuatro mecanismos de dilución que están presentes en Minera Florida. (Figura 44)

- Primer mecanismo (M1): controlado por estructuras donde la orientación e inclinación de las estructuras respecto al diseño generan formación de cuñas o bloques con potencial de desprendimiento.
- Segundo mecanismo (M2): controlado por geometría irregular del cuerpo mineralizado, esto se produce por la sinuosidad de las vetas de oro, tanto en la vertical como en la horizontal, lo que genera zonas tensionadas susceptibles a desprendimientos.

- Tercer mecanismo (M3): controlado por combinación de los mecanismos por estructuras, calidad del macizo y geometría.
- Cuarto mecanismo (M4): controlado por mala calidad del macizo rocoso generalmente asociado a fallas mineralizadas de mala calidad geotécnica, con halos de fractura miento que generan sobre-excavación.

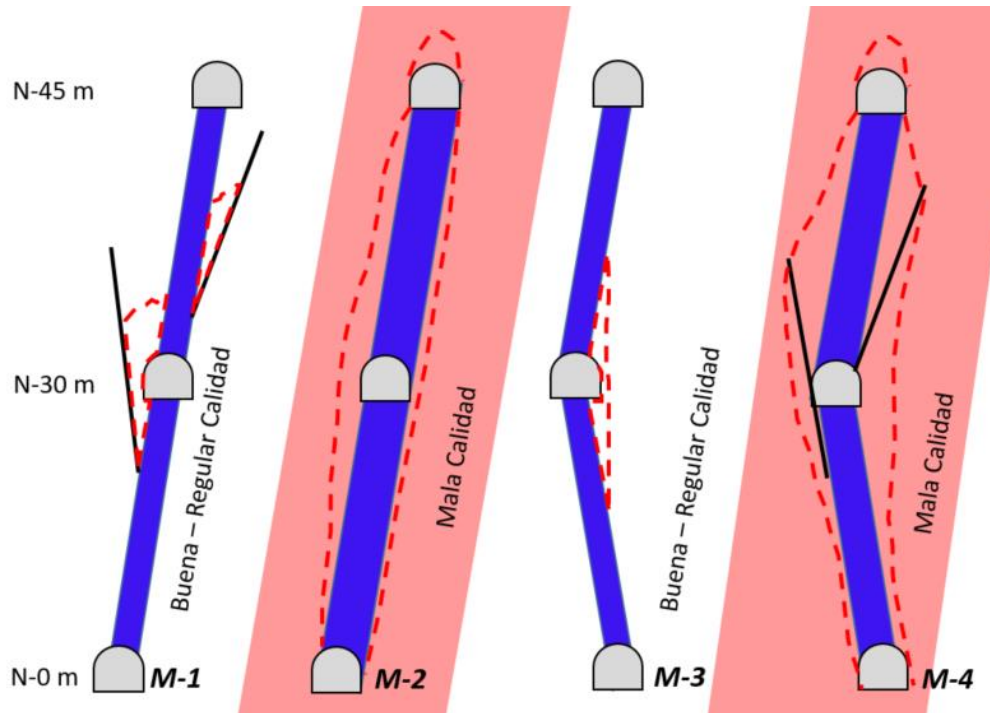


Figura 44: Mecanismo de dilución en Minera Florida (Hidalgo, 2021).

3.1.14. Parámetros de diseño geotécnico Minera Florida.

Los parámetros de diseño (Sumado a lo anterior, también se realiza un análisis geométrico estructural el que consiste en base a las estructuras que cruzan la galería revisar si hay alguna que genere una falla tipo cuña la que debe ser controlada mediante un pilar, o también la presencia de un dique o filón muy cercano a la explotación lo que también debe ser controlado con un pilar (Figura 48). Lo anterior se traduce en una disminución del radio hidráulico de la explotación.

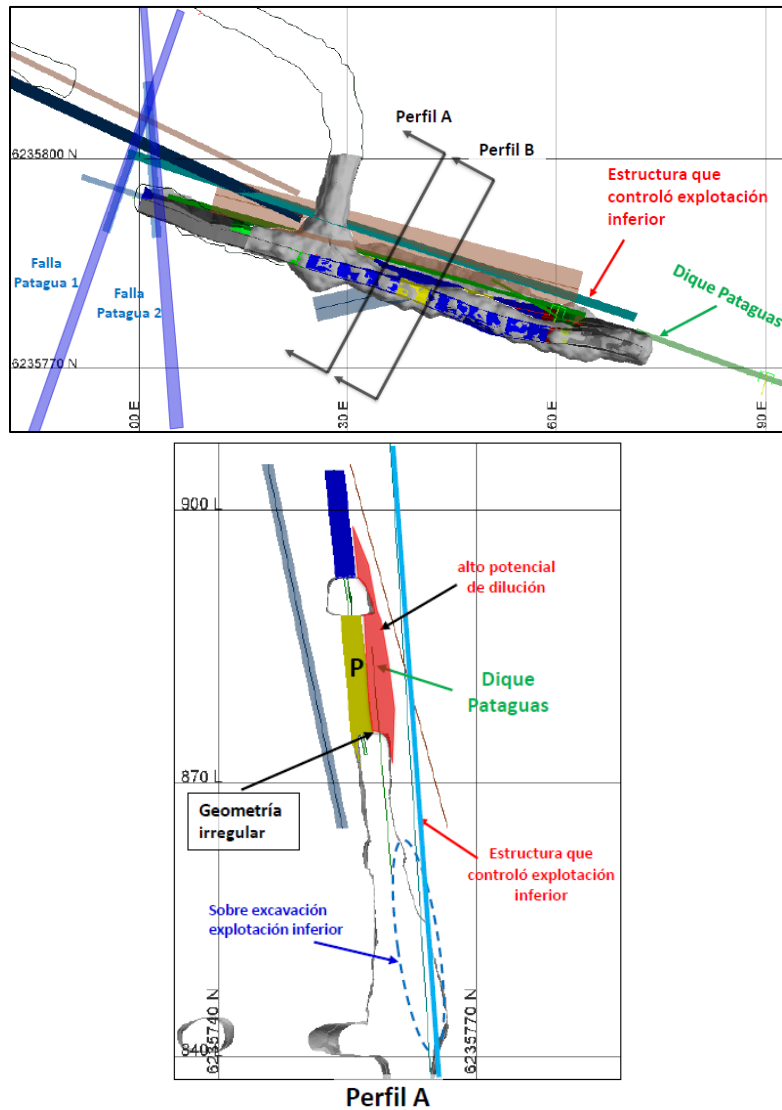


Figura 48: Análisis geométrico estructural de una explotación.

Tabla 5) corresponden a los utilizados en el largo plazo para el periodo 2021, estos se obtuvieron en base a análisis de los caserones históricos hasta julio del 2020. Esto implica que en el corto plazo no siempre se diseñen caserones con estos, principalmente porque la información se tiene más en detalle y cuando se hace el análisis económico de las SMU algunas quedan clasificadas como estéril de manera tal que dependiendo de su ubicación pueden ser utilizadas como pilares reduciendo el radio hidráulico provocando que sea menor que el parámetro de largo plazo o simplemente el largo de la explotación no llega a las dimensiones necesarias que permitan tener radios hidráulicos iguales a los parámetros de diseño.

Otra situación que puede ocurrir es que por ejemplo el radio hidráulico de diseño indica 5m y en la realidad se está analizando un radio hidráulico de 9m (Figura 45) se dejan dejar pilares intermedios o en SMU que son estéril de tal manera de estar lo más cercano posible o por debajo del parámetro de diseño. Por ejemplo, al dejar un pilar en la mitad el radio hidráulico

solo disminuye a 6m lo que sigue estando por encima del parámetro (Figura 46). Por lo tanto, surge la necesidad de dejar dos pilares lo que disminuye el radio hidráulico por debajo del parámetro, con un valor de 4m (Figura 47).

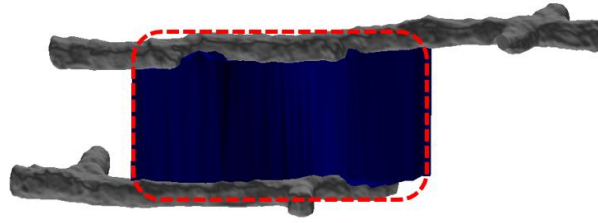


Figura 45: Esquema de radio hidráulico de 9m.

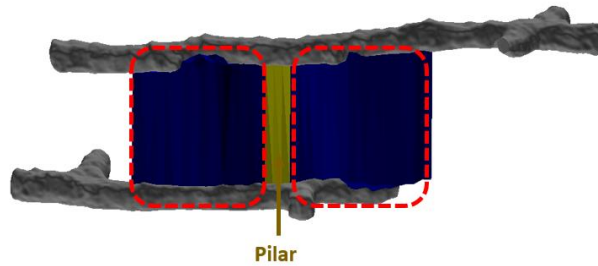


Figura 46: Esquema de radio hidráulico con un pilar lo que genera dos radios hidráulicos de aproximadamente 6m.

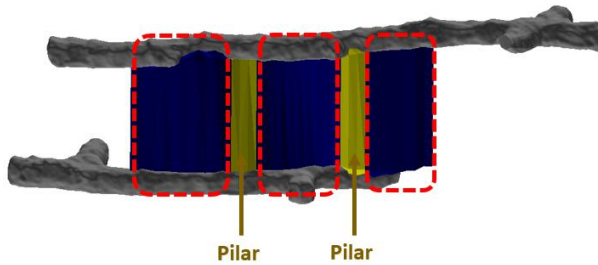


Figura 47: Esquema de radio hidráulico con dos pilares lo que genera tres radios hidráulicos de aproximadamente 4m.

Sumado a lo anterior, también se realiza un análisis geométrico estructural el que consiste en base a las estructuras que cruzan la galería revisar si hay alguna que genere una falla tipo cuña la que debe ser controlada mediante un pilar, o también la presencia de un dique o filón muy cercano a la explotación lo que también debe ser controlado con un pilar (Figura 48). Lo anterior se traduce en una disminución del radio hidráulico de la explotación.

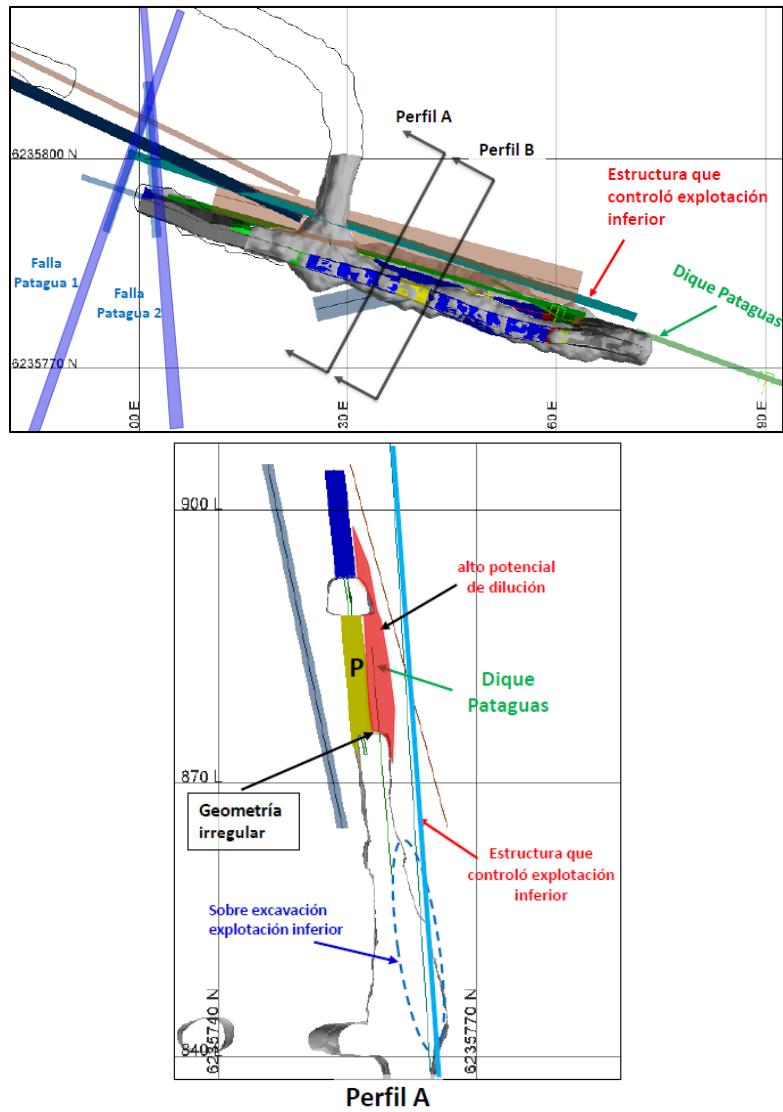


Figura 48: Análisis geométrico estructural de una explotación.

Tabla 5: Parámetros de diseño geotécnicos largo plazo de Minera Florida.

Sector	Radio hidráulico	ELOS
VCS	7,0	0,5
VCN	7,0	0,5
PVOS	6,5	0,6
Maqui	5,0	0,8
Polvorín	6,5	0,8
Leopoldo	5,0	0,7

3.2. Robustecimiento de la base de datos de Minera Florida.

Minera Florida ya cuenta con una base de datos con caracterización del macizo rocoso, estructuras intermedias, solidos de diseño y cavidades resultantes, pero de los sectores de Pataguas, Fantasma y PVS. Por lo tanto, lo que se debe hacer es agregar a dicha base la información de VCN, VCS, Maqui, Polvorín, Leopoldo y PVOS.

3.2.1. Base de datos de caracterización de macizo rocoso.

Como se mencionó anteriormente ya hay una base de datos unificada con la información del macizo rocoso, las dificultades de incorporar la información a dicha base de datos son:

- Los mapeos no tienen coordenadas por lo tanto se debe utilizar un software para obtener dichas coordenadas, en este caso se utilizó Vulcan. Por lo tanto, la dificultad extra es lograr localizar dicha información espacialmente ya que las topografías van cambiando constantemente y a veces las referencias no son buenas lo que implica perdida de información. (Punto 3.1.7)
- Otra dificultad es que hay que verificar mapeo a mapeo la pared pendiente y yacente, aunque sea la misma veta ya que muchas veces lo que se ve en terreno no es lo mismo que se ve el comportamiento global de la veta.

Se logró obtener una base de datos con un total de 550 mapeos Q de Barton (Figura 49). Esto permite que luego a través del radio de búsqueda se localicen las que tienen influencia en el caserón. Esto se explicará más adelante en el punto 3.4.

Pendiente																					
				Clasificación Q de barton								Sistemas									
												Numero 1			Numero 2			Numero 3			
Lado	X	Y	Z	Jv	Jn	Ja	Jr	Jw	Srf	RQD	Q	ff/m	Dip	Dip Dir	ff/m	Dip	Dip Dir	ff/m	Dip	Dip Dir	
E	1080	317471	6236606	14	9	2	1.5	1	1	68.8	5.733	6	86	85	4	81	327	4	86	38	
E	1080	317507	6236601	17	9	2	1.5	1	1	58.9	4.908	7	82	0	4	84	179	6	80	224	
W	1040	317470	6236609	23	9	2	1.5	1	1	39.1	3.258	6	58	20	9	88	245	8	55	164	
E	1040	317499	6236599	13	6	1	3	1	1	72.1	36.050	4	80	166	4	16	171	5	78	250	
W	1040	317420	6236632	9	12	3	1.5	1	1	85.3	3.554	6	38	115	3	85	40				
E	1040	317543	6236596	14	9	2	3	1	1	68.8	11.467	4	5	324	5	82	330	5	80	290	
E	1040	317518	6236596	16	9	2	3	1	1	62.2	10.367	5	68	330	5	80	260	6	15	355	
E	1040	317530	6236596	16	9	2	3	1	1	62.2	10.367	5	85	288	5	60	327	6	87	260	
E	1040	317501	6236599	14	9	2	3	1	1	68.8	11.467	4	80	165	5	31	68	5	20	160	

Figura 49: Base de datos de mapeos Q de Barton que muestra la información de la pared pendiente.

Alcance: El estudio no considera la caracterización del techo ya que en Minera Florida se trabaja en vetas angostas ya que la sobrexcaación relevante ocurre en las paredes de los caserones, además de que al ser caserones angostos los radios hidráulicos de los techos son demasiado pequeños.

3.2.2. Base de datos de estructuras intermedias.

En base en los mapeos geológicos, punto 3.1.6, se agrega a la base de datos de estructuras intermedias las coordenadas, dip/dipdir de las estructuras levantadas por geología (Figura 50). De esta forma se tiene ubicada en el espacio cada estructura. Esto permite que luego a través del radio de búsqueda se localicen las que tienen influencia en el caserón. Esto se explicará más adelante en el punto 3.4

Estructuras intermedias										
N°	Sector	Z [m]	X [m]	Y [m]	Dip [°]	Dip/Dir	Espesor [m]	Relleno	Observaciones	
852	Maqui	733	317830	6236362	65	234				
853	Maqui	733	317830	6236356	82	190				
854	Maqui	733	317830	6236351	46	324				
855	Maqui	733	317830	6236347	64	331				
856	Maqui	733	317830	6236345	87	181				
857	Maqui	733	317829	6236340	85	171				
858	Maqui	733	317834	6236336	78	255				
859	Maqui	740	317717	6236769	87	51				
860	Maqui	740	317725	6236788	73	340				
861	Maqui	740	317719	6236801	77	342				
862	Maqui	740	317717	6236806	76	347				
863	Maqui	740	317717	6236808	85	180				
864	Maqui	740	317717	6236811	90	173				
865	Maqui	740	317717	6236828	70	188				
866	Maqui	740	317701	6236886	86	344				
867	Maqui	740	317697	6236890	87	338				
868	Maqui	740	317688	6236928	85	288				
869	Maqui	740	317700	6236937	83	348	0.2			

Figura 50: Base de datos de estructuras intermedias.

3.2.3. Base de datos de sólidos de unidades de diseño y cavidades resultantes.

Para la base de datos es necesario generar los sólidos ya descritos anteriormente en los puntos 3.1.11 y 3.1.12 en formato “.dxf” de manera tal que sea posible cargar dichos sólidos en el software. Luego deben ser ordenados por carpetas dentro del software de manera tal que el programa contenga todos los sólidos.

3.2.4. Datos necesarios para el procesamiento en el Mineroc.

A modo de resumen para el correcto funcionamiento del software se tiene la siguiente información: (Tabla 6)

- Base de datos de caracterización del macizo rocoso.
- Base de datos de estructuras intermedias.
- Sólidos de diseño y de cavidades resultantes.
- Modelo de esfuerzos.
- Unidades geotécnicas.
- Propiedades de la roca intacta.

Tabla 6: Resumen de la información disponible de los sectores de interés.

Sector	N° de Casos	N° de Mapeos	N° de estructuras intermedias
PVOS	17	17	310
VCN	7	15	85
VCS	8	20	135
Leopoldo	6	30	35
Maqui	17	62	319
Polvorín	6	64	364

3.3. Definición de los casos de estudio.

Los casos de estudio se definen basados principalmente en la secuencia de explotación, para comprender el comportamiento del caserón a medida que este va creciendo, además de ir respetando los pilares que se definieron al momento de realizar la explotación, pilares que tienen como principal objetivo controlar el radio hidráulico y/o influencia de fallas y por lo tanto de esa manera evitar la sobreexcavación generada por ambos factores.

Es relevante en este punto que en los casos de estudio que tengan alguna conexión entre ellos, el caso de estudio posterior tenga un radio hidráulico mayor que el previo, esto para no tener sobreexcavaciones de un radio hidráulico menor asociado a uno mayor. Por ejemplo, hay una conexión en los casos C1 y C2 por lo que ambos casos comparten la zona roja sin embargo el radio hidráulico del C2 es menor que el C1 eso implica que si se toma el caso C2 se estaría tomando un radio hidráulico menor en una sección que ya está asociada a un radio hidráulico mayor, y eso implica que se esté sobre estimando la sobre excavación. (Figura 51)

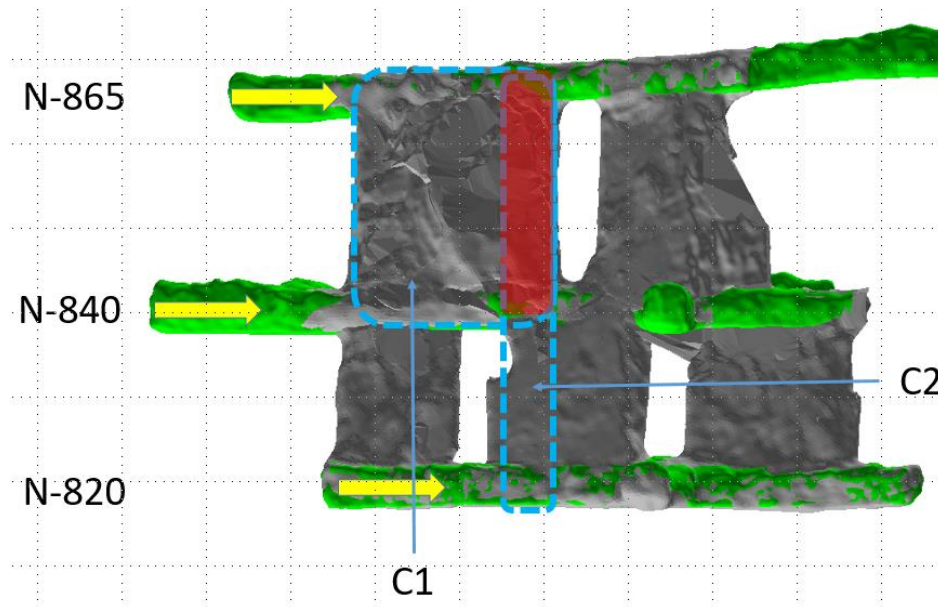


Figura 51: Ejemplo explicativo de lógica para seleccionar los caserones a estudiar.

A continuación, se muestra los casos de estudio para Leopoldo para el cual se definieron un total de 7. (Figura 52)

- Caso 1: realce desde el nivel 810.
- Caso 2 y 3: banqueo del 865
- Caso 4: conexión realce desde el 820 con el banqueo hecho desde el 865.
- Caso 5 y 6: realce desde el 820 conectando al banqueo del 865 pero se considera solo el realce ya que hay pilares que dividen la explotación.

El detalle de todos los casos se encuentra en Anexo A.

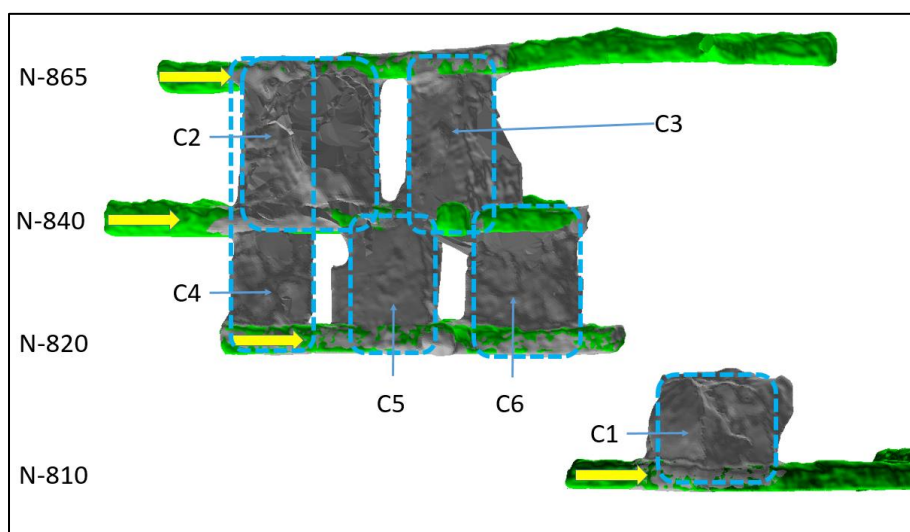


Figura 52: Casos de estudio sector de Leopoldo.

3.4. Radio de búsqueda estructuras menores e intermedias y Q' de Barton.

Ya generada la base de datos con la información del macizo rocoso con el parámetro Q' , estructuras intermedias y menores con su ubicación en el espacio, es posible que a través de un radio de búsqueda se puedan localizar las estructuras y valores de Q' que están en el entorno del caserón y usar dicha información para caracterizar el caserón en estudio. Cabe recordar que la base de datos, punto 3.2.1, tiene la información de los valores de Q' por pared pendiente y yacente, por lo tanto, la información que se ingresa el software también es de esa forma, eso implica que los valores de Q' para un mismo caserón pueden ser diferentes ya que sus paredes pueden presentar calidades distintas.

La búsqueda se hace a través del mismo software y la metodología que usa es crear una caja en torno al caserón de un tamaño tan grande como se desee, en particular se definió que esa dimensión fuera de 5m. En caso que no encuentre ninguna información el software automáticamente va aumentando la dimensión hasta encontrar la información. (Figura 53)

Hay que tener especial cuidado con los valores que se reportan ya que hay sectores donde hay vetas que pasan cerca y puede que los valores entregados efectivamente estén en el entorno, pero pertenecen a otra veta, para evitar ese problema es importante la revisión del modelo litológico-geotécnico. Esto ocurre particularmente cuando no encuentra un valor a los 5m y la caja comienza a crecer.

En los casos que no se encuentre ningún valor que pertenezca a la veta, se tomaron las siguientes consideraciones:

- Si no encuentra valor de Q de Barton, este se asignó en base al conocimiento del sector y de mapeos que hayan sido de esa veta, pero en diferentes cotas.
- Si no encuentra estructuras intermedias ni menores: En estos casos el software permite ingresar el valor del factor B directamente, por lo que se asigna un valor de 0,5 a dicho parámetro, esto porque corresponde casi a la mitad del rango que puede tomar ese factor, de esa forma disminuir la subestimación o sobre estimación según corresponda.

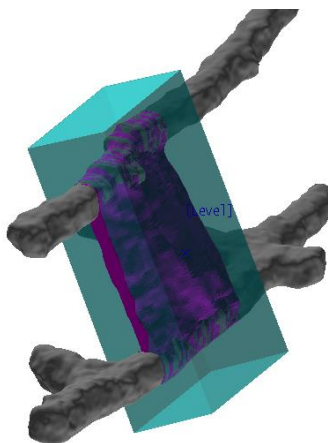


Figura 53: Caja donde se busca la información de Q de Barton y estructuras intermedias

3.5. Procesamiento de los datos

En procesamiento de los datos se realiza en el software Mineroc desarrollado por el AMTC, este software permite realizar análisis retroactivo de los caserones. A continuación, se presentan los pasos para poder obtener dicho análisis.

3.5.1. Propiedades del macizo rocoso.

Como se evidenció en los perfiles litológicos – geotécnicos los sectores de estudio están en rocas de tipo toba brechosa, por lo tanto se ingresan las propiedades de dicha unidad geotécnica en el software (Figura 54). Las propiedades de dicha unidad se ingresan en el módulo adquisición de Mineroc, vale decir que esta información se ingresa sólo a modo de base para poder realizar los análisis retrospectivos ya que la calidad de cada pared del caserón queda establecida tal como se indicó en el punto 3.2.1, en base a la información de los mapeos Q de Barton realizados en el sector.

Geotechnical Information

Rock Type Code: 1

Intact Rock Parameters

Young's Modulus, E [GPa]: 0.00

Poisson ratio, ν : 0.00

Tensile Strength [MPa]: 0.00

UCS [MPa]: 181.67

m_i : 0.00

Rock Mass Classification [General]

RQD [%]: 70

GSI: 0.00

Q' : 6.22

Q' (by GSI) *: 0.00

Q Barton: 12.44

RMR 89 [Bieniawski]: 25.00

Q Barton RMR 89

Barton Classification System, Q

Joint Set Number J_n : 9.00

Joint Roughness Number J_r : 2.00

Joint Alteration Number J_a : 2.50

Joint Water Number J_w : 1.00

Stress Reduction Factor SRF: 1.00

J_w is different than 1, it will be used on Q'

Figura 54: Caracterización de la roca toba brechosa en el software Mineroc.

Además, se ingresan las estructuras intermedias que se encontraron en el entorno del caserón para que se pueda calcular el factor B del número de estabilidad de Mathews. Se ingresan todas y el software calcula el factor B para cada una de las estructuras ingresadas y selecciona el valor que sea menor. (Figura 55)

Triangulation structures Adjust Blasting Comments					
Dikes, Faults					
	Name	Dip/DipDir	Wall A	Wall B	Wall Back
1	0	80.0/334.0	☒	☒	☒
2	1	54.0/284.0	☒	☒	☒
3	2	77.0/99.0	☒	☒	☒
4	3	79.0/167.0	☒	☒	☒
5	4	76.0/66.0	☒	☒	☒
6	5	78.0/71.0	☒	☒	☒
7	6	71.0/250.0	☒	☒	☒
8	7	86.0/70.0	☒	☒	☒
9	8	73.0/65.0	☒	☒	☒

Figura 55: Información ingresada en el software de las estructuras para un caso de estudio.

3.5.2. Modelo de esfuerzos gravitacional.

En el software se utilizará el método de esfuerzos gravitacional que fue planteado en el punto 3.1.9, el cual se desarrolló usando tres mediciones hechas en Minera Florida. A continuación, se muestra el modelo ingresado en el Mineroc. (Figura 56)

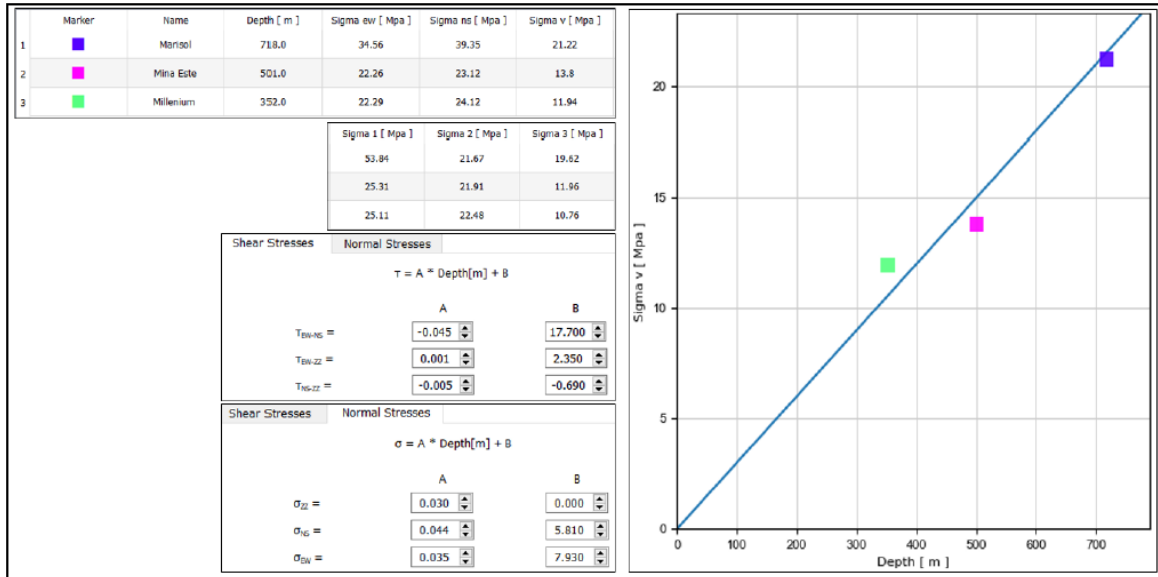


Figura 56: Modelo de esfuerzos ingresado en el software Mineroc.

3.5.3. Análisis retrospectivo de los caserones.

Una vez lista la información base que necesita el software, se puede realizar el análisis retrospectivo de los caserones. Para poder hacer esto se deben cargar los sólidos tanto de diseño como de la cavidad resultante, luego se le asigna las propiedades de las unidades geotécnicas, que son solo tobas brechosas, además de ingresar el valor de la caracterización del macizo rocoso y las estructuras encontradas. También se carga el modelo de esfuerzos y la profundidad del caserón en estudio para obtener el valor del esfuerzo.

Como resultado, Mineroc entrega los factores utilizados para calcular el número de estabilidad de Mathews:

- Factor A: es calculado en base al esfuerzo y la resistencia de la roca.
- Factor B: calculado en base a la orientación de las estructuras intermedias y menores encontradas en el entorno del caserón.
- Factor C: calculado en base al manto de las paredes del solido de diseño.

Este proceso se realiza para los 61 casos de estudio, separado para los seis sectores, VCS, VCN, Polvorín, Maqui, Leopoldo y PVOS. Se genera una base de datos para cada sector.

3.5.4. Visualización de los datos.

Una vez procesado el caserón, Mineroc permite visualizar los resultados en un reporte donde viene toda la información que se obtuvo (Figura 57). Además, permite ver los puntos en el gráfico de estabilidad de Mathews, el cual está en función del número de estabilidad de Mathews y el radio hidráulico (Figura 58), donde los puntos de color azul, rojo y verde representan ELOS menores a 0,5m, 0,5m a 1,0m y mayores a 1,0m respectivamente. Mineroc también permite modificar el color de los puntos según la variable que se desee. Para el caso particular de este estudio todos los colores vienen en base al ELOS obtenido en los análisis según la escala que corresponda para caso.

Mathews Parameters

Wall A

Parámetro	Valor
Factor A	1.0
Factor B	0.3
Factor C	6.16
Stability N	3.44

Wall B

Parámetro	Valor
Factor A	1.0
Factor B	0.3
Factor C	8
Stability N	1.99

Wall Back

Parámetro	Valor
Factor A	0.34
Factor B	0.81
Factor C	1.05
Stability N	0.24

Performance Parameters

Wall A

Parámetro	Valor
Elos [m]	0.31
OverBreak [%]	6.3
DF [m]	0.14

Wall B

Parámetro	Valor
Elos [m]	0.08
OverBreak [%]	1.9
DF [m]	0.02

Wall Back

Parámetro	Valor
Elos [m]	0.1
OverBreak [%]	0.3
DF [m]	0.03

Figura 57: Reporte del análisis de un caso de estudio a través del software Mineroc.

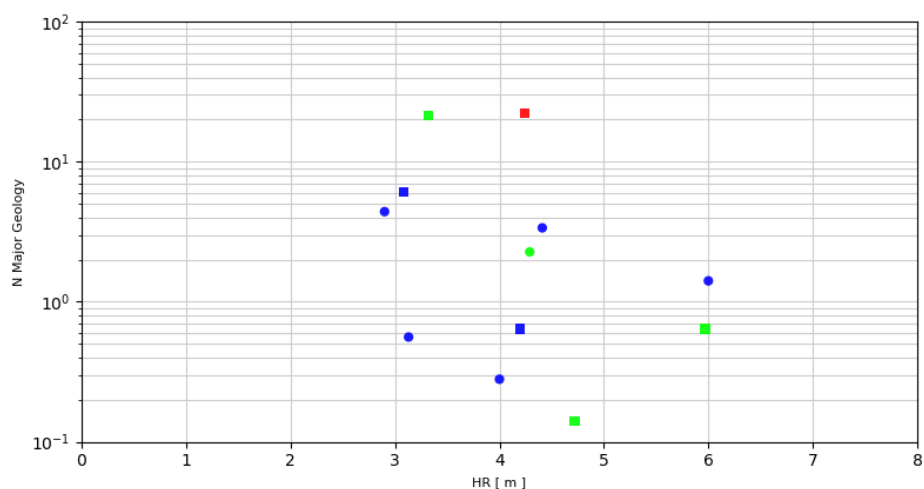


Figura 58: Gráfico de estabilidad con la información obtenido para el sector de Leopoldo.

3.5.5. Creación de curvas locales.

En función de la distribución de los puntos obtenidos en el gráfico se procede ajustar curvas que representen las condiciones locales de cada sector. Para ellos se ajustan curvas con la estructura propuesta por Clark para definir las curvas de ELOS. El método utilizado para validar las curvas obtenidas es el propuesto por *Pierce Skill Score* (PSS), el cual es descrito a continuación:

Indicador de desempeño de Pierce:

El método de Pierce permite calcular el indicador de desempeño que sirve para determinar las curvas que mejor clasifican los estados de estabilidad, para esto se usan 4 variables según la matriz de contingencia: (Tabla 7)

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

Tabla 7: Matriz de contingencia.

		Estado real	
		Positivo	Negativo
Predicción modelo	Positivo	TP	FP
	Negativo	FN	TN

Para medir la efectividad del método de clasificación se utiliza el indicador de desempeño de Pierce (1884) PSS (*Pierce Skill Score*), el que queda definido como: (Ecuación 11)

$$PSS = TPR - FPR$$

Ecuación 11: Formula del PSS

Donde:

- TPR (*True Positive Rate*): Tasa de verdaderos positivos. Representa la fracción de casos correctamente pronosticados como positivos entre todos los casos pronosticados. (Ecuación 12)

$$TPR = \frac{TP}{TP + FP}$$

Ecuación 12: Formula del TPR

- FPR (*False Positive Rate*): Tasa de falsos positivos. Representa la fracción de casos incorrectamente pronosticados como positivos de todos los casos pronosticados como positivos. (Ecuación 13)

$$FPR = \frac{FP}{TP + FP}$$

Ecuación 13: Formula del FPR

Un clasificador perfecto deberá obtener valores $TPR = 1$ y un $FPR = 0$, dando como valor el $PSS = 1$. Y el peor clasificador sería lo contrario con un valor $PSS = -1$. Un valor PSS cercano a 1 indica que los casos positivos y negativos están ambos bien pronosticados. El PSS en cierto modo representa la robustez del modelo predictivo.

En el uso de este indicador en minería, se define como aceptable un valor por sobre 0,2, bueno por sobre 0,5.

Para el análisis del presente trabajo, los positivos / verdaderos hacen referencia a las paredes que tengan un valor ELOS menor al valor representado por la curva, es decir los que estén sobre está. Por el contrario, los puntos que se ubican por debajo de la curva se consideran positivos / falsos. Por lo tanto, la forma de maximizar el PSS es obtener la máxima cantidad de puntos estables por sobre la curva y el máximo de puntos inestables o con ELOS mayor al límite por debajo de la curva.

A modo de ejemplo, ya que los resultados serán mostrados en detalle más adelante, se muestra el resultado del gráfico de regular calidad geotécnica, donde la curva de color rosado tiene un $PPS = 0,444$ y la de color magenta un valor de 0,125. Los puntos color azul, rojo y verde representan ELOS menores a 0,5m, 0,5m a 1m y mayores a 1m respectivamente. (Figura 59)

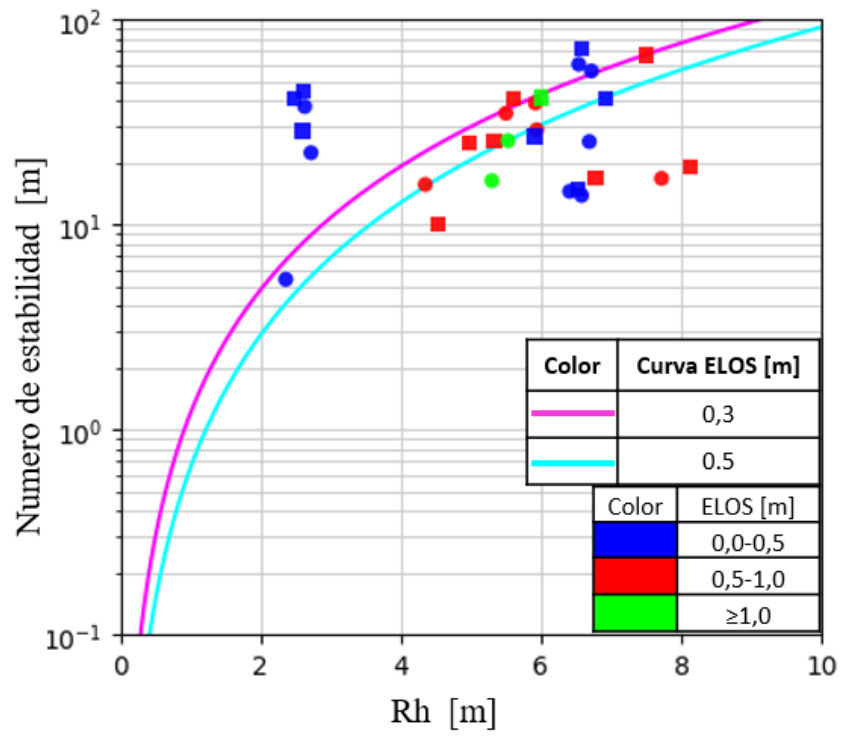


Figura 59: Gráfico de regular calidad geotécnica con curvas graficadas ajustadas según PSS.

4. Resultados

En el presente capítulo, se presentan los resultados obtenidos para los sectores de este estudio, VCS, VCN, Maqui, Polvorín, Leopoldo y PVOS (Detalle en ANEXO B). Los resultados están en función de las paredes de los caserones, es decir, para un caserón se tienen dos resultados ya que son ambas paredes analizadas de manera independiente. También se incluyen el gráfico de regular calidad geotécnica conformado por VCS y VCN. Cada sector cuenta con la siguiente información:

- Curvas de dilución o ELOS ajustadas según el valor PSS.
- Histogramas de ELOS, sobreexcavación y radio hidráulico.
- Comparación con los parámetros de diseño establecidos en Minera Florida.

Vale recordar en este punto que las SMU que se utilizaron para formar los sólidos de diseño no consideran dilución planificada, esto quiere decir que toda la sobre excavación o ELOS que los resultados entregan se comparan directamente con los parámetros de diseño establecidos, por lo tanto si los parámetros de diseño se ajustan a los resultados quiere que decir que los parámetros que se usan actualmente si representan la realidad de la mina, caso contrario es si estos parámetros no se ajustan, en dicho caso estos deberían ser revisados y ajustados correctamente.

Para realizar lo anterior, se grafican los parámetros de diseño con el promedio del número de estabilidad que se obtuvo del mismo sector, de manera tal que en base a los resultados de los análisis de los caserones explotados entre junio 2020 y julio 2021 determinar si los parámetros deben ser revisados o no. Hay que tener presente, tal como se indicó en el punto 3.1.14, que los parámetros actuales comprenden información de más tiempo.

Las curvas de dilución o ELOS están en función del radio hidráulico (R_h) y del número de estabilidad de Mathews (N) y serán representadas en escala logarítmica siguiendo la siguiente función: (Ecuación 14)

$$\text{Log}(N) = \text{Log}(a) + b * \text{Log}(RH)$$

Ecuación 14: Formula semi logarítmica que relaciona el número de estabilidad y el R_h .

Donde a y b son los parámetros que se modifican para ajustar la curva de tal forma que el valor del PSS sea lo más cercano posible a 1. Vale decir que este trabajo no tiene como objetivo comparar las curvas obtenidas con las de Clark (1998), ambos factores tanto a y b pueden ser modificados, ya que si efectivamente se quisieran comparar sería necesario dejar el factor b fijo con un valor de 2, que es el valor que tiene la pendiente de las curvas propuestas por Clark (1998).

4.1 Sector de VCS.

El sector de VCS, tiene una orientación de NW-SE, con una alta sinuosidad en el rumbo mas no en la vertical donde no presenta cambios. Es un caserón que va desde la cota 1040 hasta la 1080 dando un total para la altura de aproximadamente 55 metros mientras que en el largo son aproximadamente 170 metros con un ancho promedio de 2 metros. Vale decir que estas son las dimensiones generales del caserón, pero no representan radio hidráulico ya que tiene varios pilares que lo subdividen en varios caserones. (Figura 60)

4.1.1. Resultados análisis retrospectivo

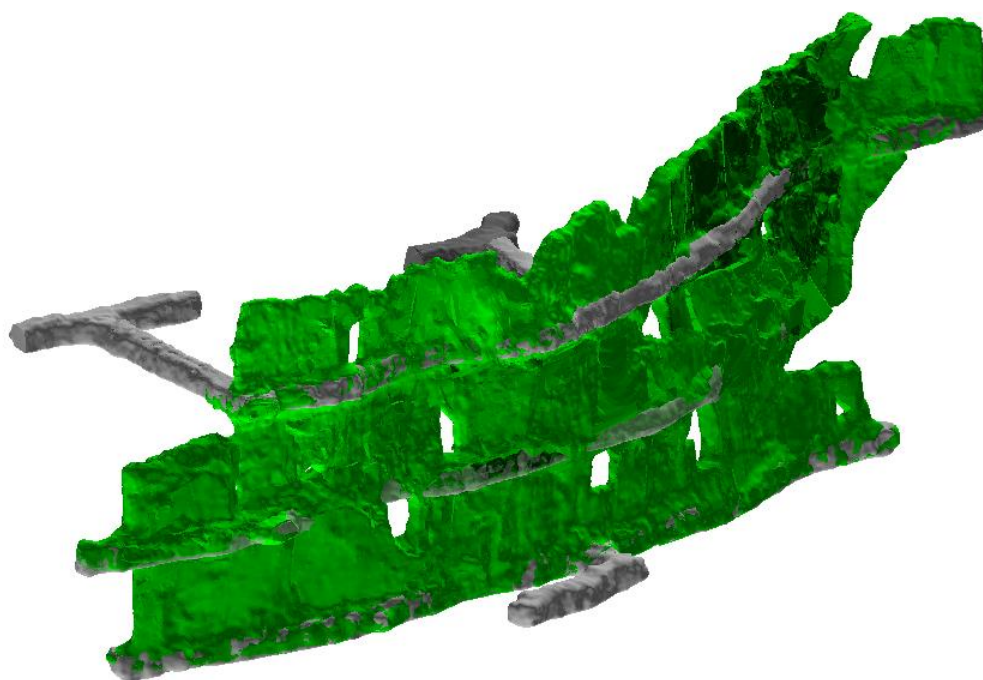


Figura 60: Vista isométrica del caserón VCS.

De los histogramas presentados se desprende la siguiente información:

- ELOS: el promedio es 0,5m con una desviación estándar de 0,1, un valor máximo de 0,5m. La mayor parte de los datos se encuentra en el rango menores a 0,4m. (Figura 61)
- Radio hidráulico: el promedio obtenido es 6m, sin embargo, hay una gran fluctuación de los datos desde 3m a 8m donde la mayor parte de los datos se encuentra entre 5m y 7m. (Figura 62)
- % Sobreexcavación: el promedio está en el entorno del 8%, con un valor máximo de 14% y la mayor frecuencia de los datos se encuentra entre 10% y 15%. Estos valores concuerdan con los obtenidos para los ELOS que también son pequeños. (Figura 63)

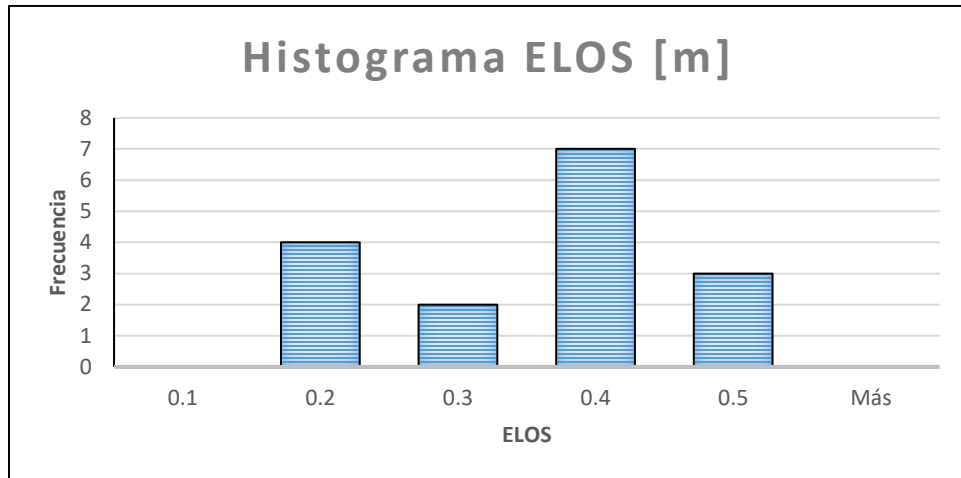


Figura 61: Histograma ELOS sector VCS.

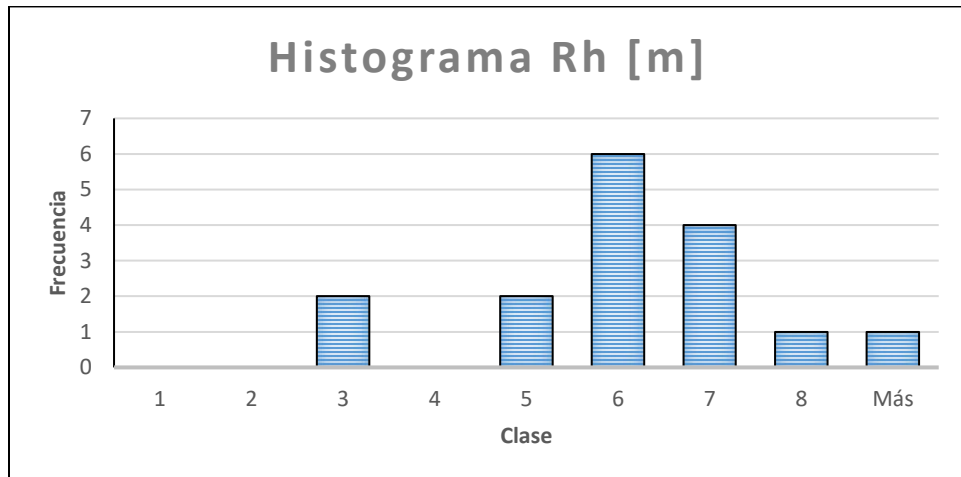


Figura 62: Histograma radio hidráulico sector VCS.

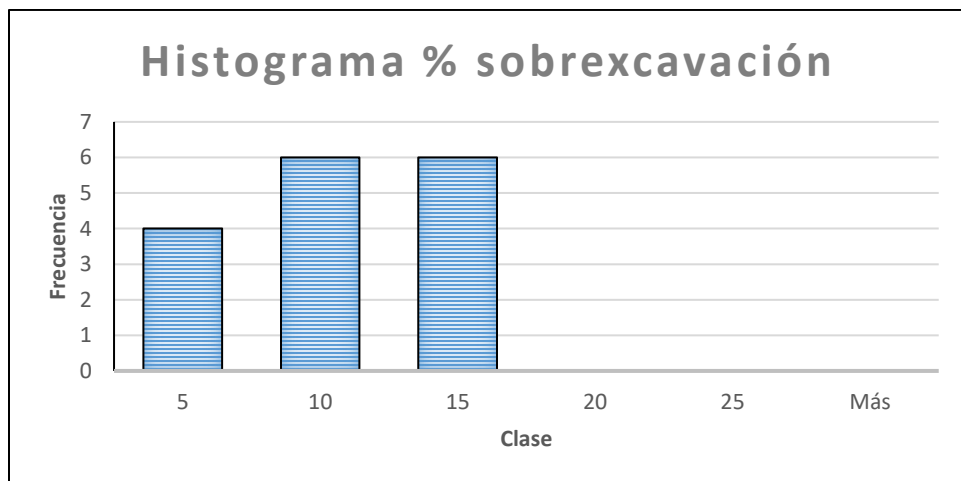


Figura 63: Histograma % sobrexcaación sector VCS.

4.1.2. Curvas de dilución.

A continuación, (Figura 64) se presentan los resultados para el sector de VCS en el gráfico de Mathews, donde los puntos color azul representan un ELOS menores a 0,5m y los de color rojo valores mayores a 0,5m. La curva graficada representa un ELOS de 0,3m, siendo esta la única curva que presenta un PSS aceptable de 0,24, esto conversa con la distribución presentada en los histogramas en el punto 4.1.1. En el mismo gráfico se aprecia que los valores que adquirió el número de estabilidad están entorno al 20 – 30, (Figura 64), con un promedio de 27.

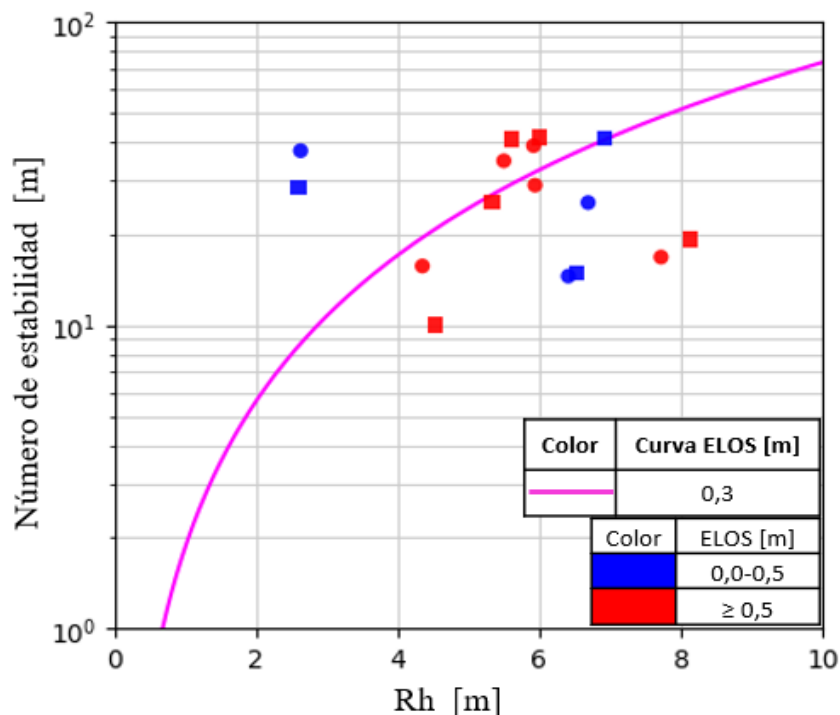


Figura 64: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos en el sector VCS.

El parámetro de A es siempre 1 para todos los caserones en estudio debido a la orientación de la veta, pero más que nada a la profundidad, que corresponde a 190m, cuyo valor representa un esfuerzo, debido al modelo de esfuerzo gravitacional, muy menor respecto al UCS de la roca razón por la cual el parámetro A toma el valor de 1. Por otra parte, el parámetro B, adquiere un valor intermedio respecto al rango de valores que puede tomar. Por último, el parámetro C adquiere casi el máximo valor posible debido al manto de la veta que es prácticamente vertical con un ángulo de 80° representando una condición favorable para la estabilidad del caserón. (Tabla 8)

Tabla 8: Valores promedio para los parámetros asociado al número de estabilidad del sector de VCS.

Valores asociados al N				
Parámetro	A	B	C	Q'
Valor promedio	1,0	0,5	7,7	7,4

4.1.3. Validación de parámetros geotécnicos de diseño.

Para el caso VCS, el parámetro de diseño indica un radio hidráulico de 7m y un ELOS de 0,5m, si además se utiliza el promedio del número de estabilidad que corresponde a 27, es posible obtener este punto en el gráfico de estabilidad (Figura 65) teniendo como resultado que el punto está por debajo de la curva de ELOS 0,5m lo que significa que el punto según el gráfico obtenido está subestimando la sobre excavación ya que debería ser mayor a 0,5m. Como solo se obtuvo una curva tampoco se puede decir con exactitud qué tan desajustados están los parámetros, pero si con la información obtenida este debería ser revisado y ajustado.

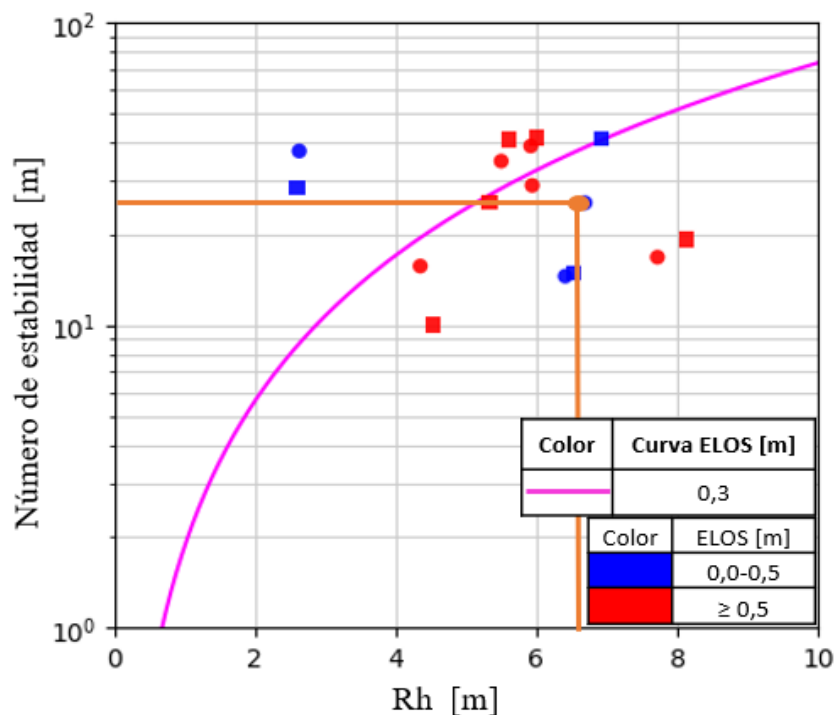


Figura 65: Gráfico de estabilidad de VCS junto el parámetro de diseño geotécnico graficado.

4.2 Sector VCN

El sector de VCN tiene una orientación en su rumbo de NW-SE, con una baja sinuosidad en la vertical y moderada en el rumbo. El caserón de largo tiene 200 metros, 100 metros de altura y un ancho promedio de 2 metros, vale decir, que el caserón no tiene una figura rectangular perfecta en algunos sectores es más alto que en otros, además las explotaciones de este estudio conectaron con cavidades antiguas. (Figura 66). Este está separado por varios pilares y lozas que dan lugar a varios caserones. Además, las nuevas explotaciones conectaron con cavidades antiguas, tanto galerías como caserones lo que genera geometrías desfavorables.

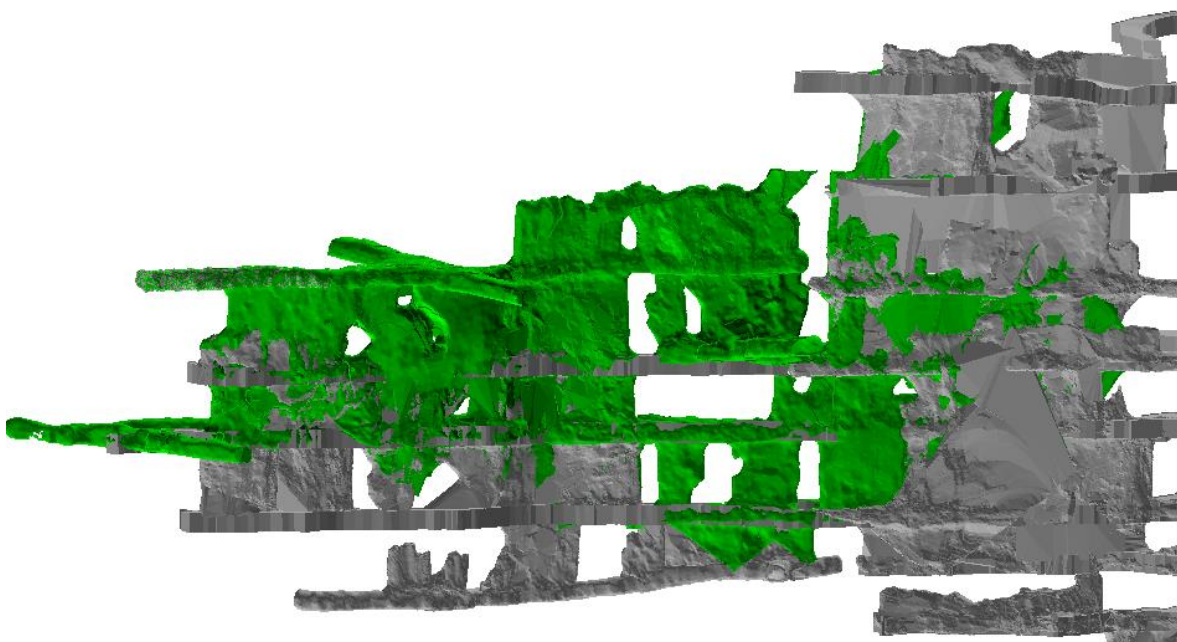


Figura 66: Vista isométrica del caserón VCN, donde los colores verdes indican sectores nuevos.

4.2.1. Resultados análisis retrospectivo.

De los histogramas presentados se desprende la siguiente información:

- ELOS: el promedio es 0,32m con una desviación estándar 0,18m, un valor máximo de 0,73m, con la mayor cantidad de datos se encuentran en valores menores a 0,5m. (Figura 67).
- Radio hidráulico: el promedio corresponde a 5m, con una fluctuación de datos entre 3m y 8m aunque la mayor parte de los datos se encuentra en el rango de 5m y 7m. (Figura 68)
- % Sobreexcavación: el promedio está en torno al 7%, con un valor máximo de 26% sin embargo la mayor cantidad de los valores obtenidos se encuentra por debajo del 15%, estos valores tienen relación con los valores bajos que se obtuvieron para el ELOS. (Figura 69)

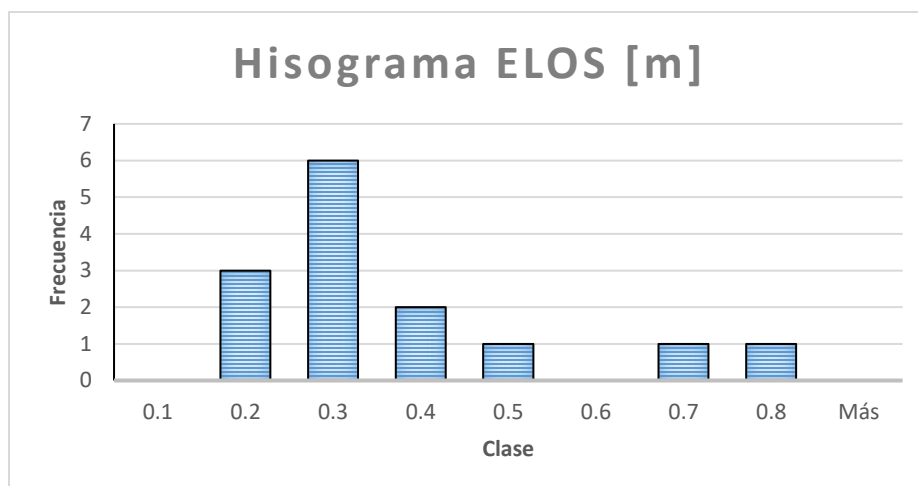


Figura 67: Histograma ELOS sector VCN.

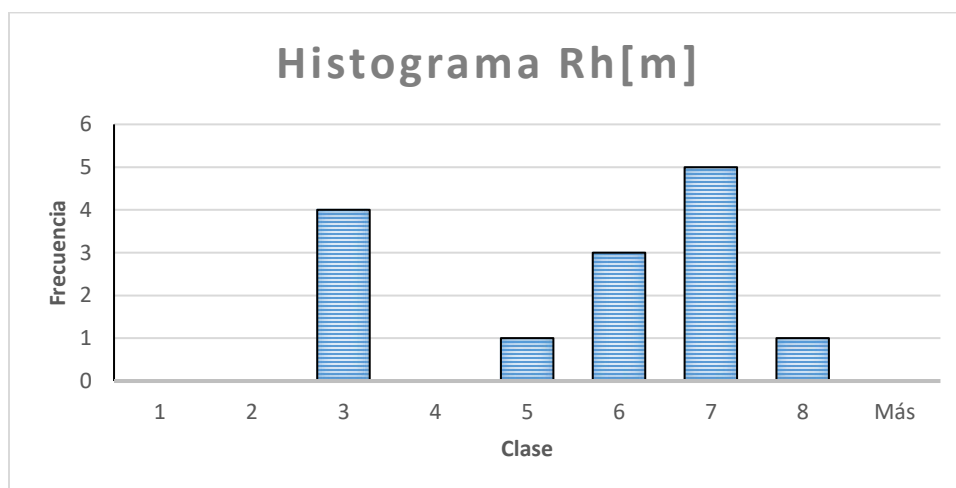


Figura 68: Histograma radio hidráulico sector VCN.

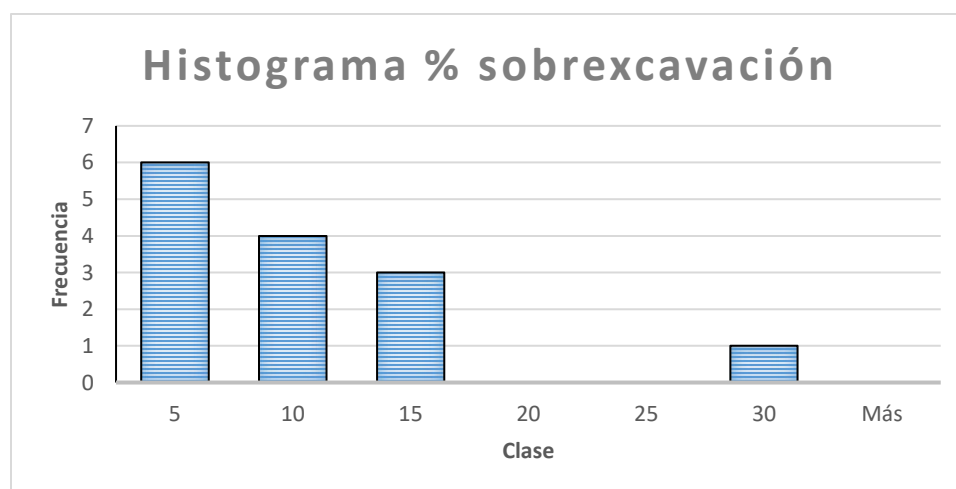


Figura 69: Histograma % sobre excavación sector VCN.

4.2.2. Curvas de dilución

A continuación (Figura 70) se presentan los resultados de VCS en el gráfico de Mathews, donde los puntos color azul, rojo y verde representan ELOS menores a 0,3m, 0,3m a 0,6m y mayores a 0,6m respectivamente. La curva graficada representa un ELOS de 0,3m, siendo esta la única curva que presenta un PSS de 0,21, esto se asocia directamente con la distribución de datos presentados en el punto 4.2.1. En el mismo gráfico se aprecia que los valores que se obtuvieron para el número de estabilidad están en torno a 25 – 45 con un promedio de 37.

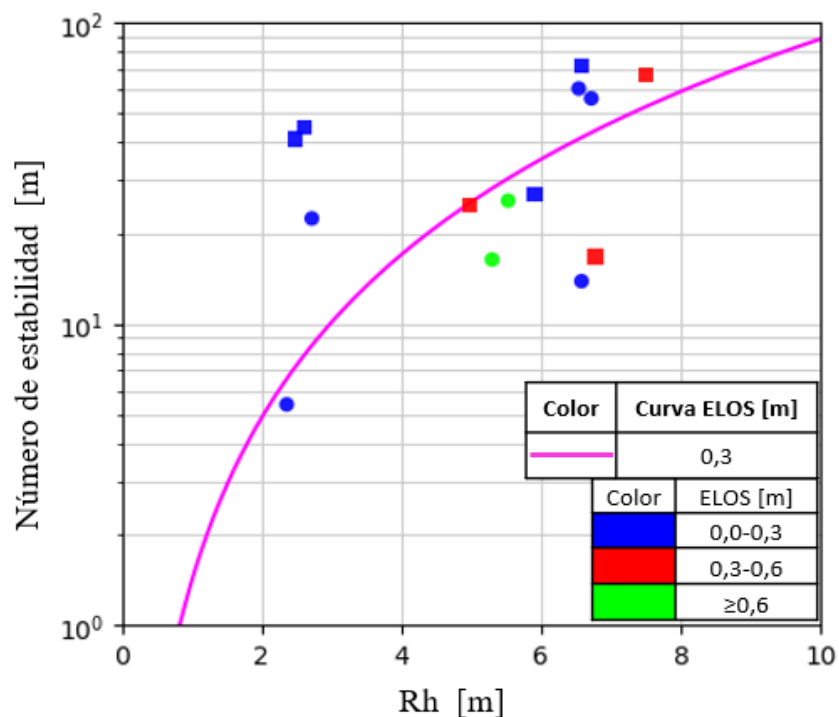


Figura 70: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos del sector VCN.

El parámetro A es siempre 1 para todos los caserones en estudio debido a la profundidad a la cual se encuentran estos, ya que el modelo gravitacional en base a la profundidad entrega un valor de esfuerzo que versus el valor del UCS de la roca hace que el valor sea siempre 1. Por otra parte, el factor B toma un valor promedio entorno al rango que puede tomar, por último, el factor C al igual que en el caso de VCS representa un valor alto gracias al manto de la veta que es casi vertical con un valor de 75° lo que representa una condición favorable para la estabilidad del caserón. (Tabla 9)

Tabla 9: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de VCN.

Valores asociados al N'				
Parámetro	A	B	C	Q'
Valor promedio	1,0	0,6	7,4	7,9

4.2.3. Validación de los parámetros geotécnicos de diseño.

Para el caso VCN, el parámetro de diseño indica un radio hidráulico de 7m y un ELOS de 0,5m, si además se utiliza el promedio del número de estabilidad que corresponde a 35, es posible obtener este punto en el gráfico de dilución (Figura 71) teniendo como resultado que el punto está por debajo de la curva de ELOS 0,5m lo que significa que el punto según el gráfico obtenido está subestimando la sobre excavación ya que debería ser mayor a 0.5 m. Como solo se obtuvo una curva tampoco se puede decir con exactitud qué tan desajustados están los parámetros, pero si con la información obtenida este debería ser revisado y ajustado.

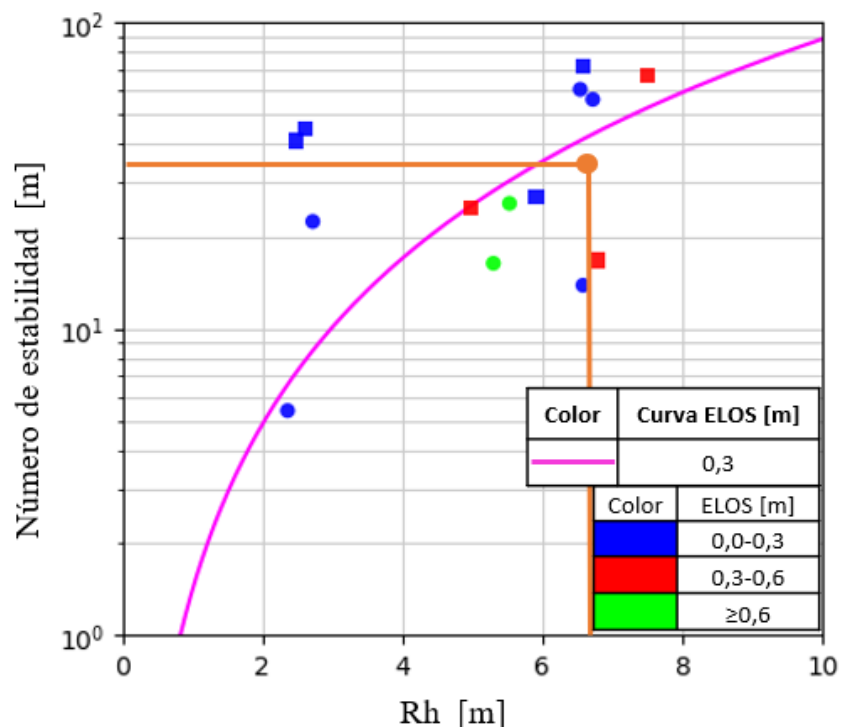


Figura 71: Gráfico de estabilidad de VCN junto el parámetro de diseño geotécnico graficado

4.3 Sector Polvorín

El sector de Polvorín tiene una orientación de NE-SW, con sinuosidad en la vertical que provoca que la veta pase de un ángulo de 65° a casi 90°, sin embargo este fenómeno no aplica a los casos de estudio ya que ocurre a cotas superiores de los casos estudiados (Figura 72), respecto al rumbo presenta una sinuosidad baja. El caserón si bien tiene grandes dimensiones, altura de 270 metros, un largo de 470 metros y un ancho promedio de 1,8 metros. Estas dimensiones son las generales del caserón, pero no representan la realidad de este ya que hay sectores donde solo se explotaron cotas superiores o inferiores, y también se encuentra separado por gran cantidad de pilares y lozas lo que provoca múltiples caserones más pequeños. Además, las nuevas explotaciones conectaron con cavidades antiguas, tanto galerías como caserones lo que genera geometrías desfavorables.

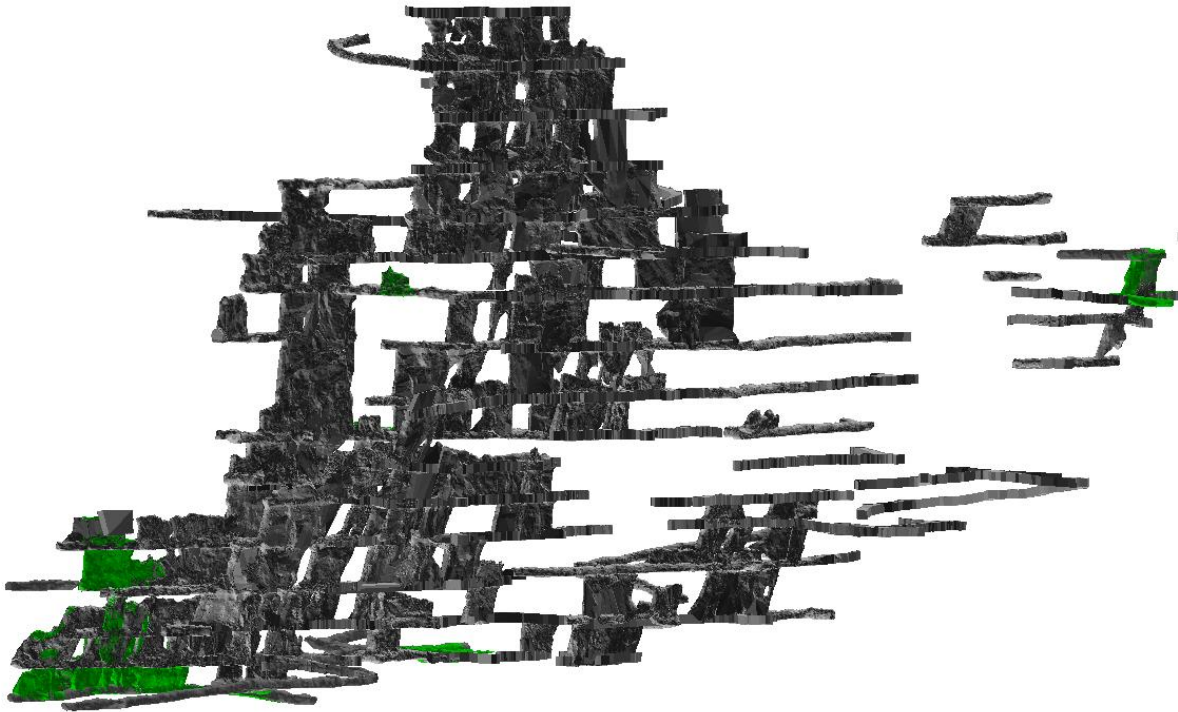


Figura 72: Vista isométrica sector Polvorín, color verde indica nuevos sectores.

4.3.1. Resultados análisis retrospectivo.

De los histogramas presentados se desprende la siguiente información:

- ELOS: el promedio corresponde a 0,4m, con una desviación estándar de 0,2 siendo el valor máximo 0,9m. La mayor cantidad de los valores se encuentra en rangos menores a 0,5m. (Figura 73)
- Radio hidráulico: el promedio corresponde a 4,8m, con una fluctuación de datos entre 3m y 7m concentrándose la mayor cantidad de los datos entre 4m y 6m. (Figura 74)
- % Sobreexcavación: el promedio está entorno al 10%, los datos están por debajo del 15% teniendo un valor máximo de 20%, estos valores tienen relación con los valores bajos que se obtuvieron para el ELOS. (Figura 75).

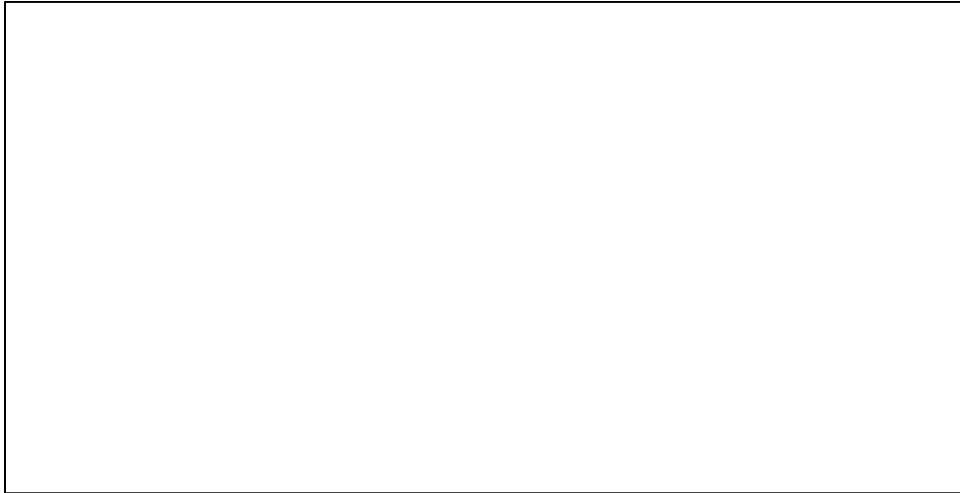


Figura 73: Histograma ELOS sector Polvorín.

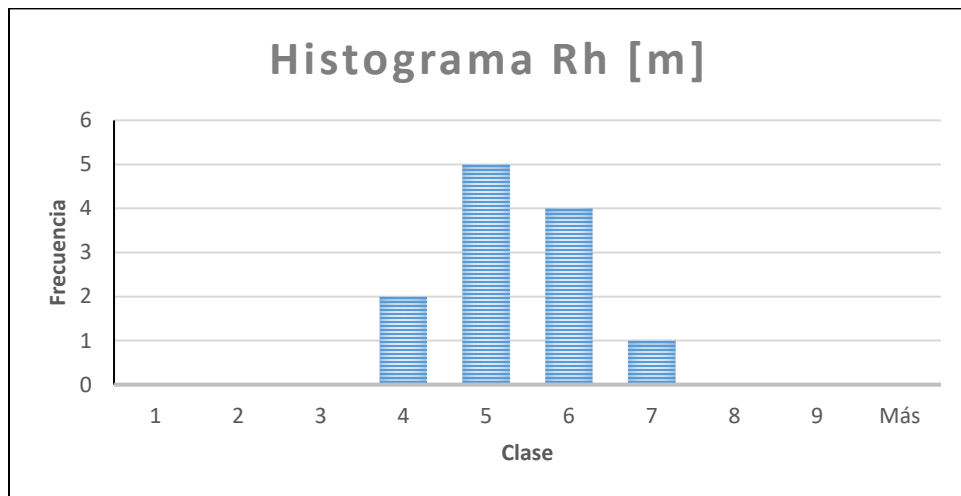


Figura 74: Histograma radio hidráulico sector Polvorín.



Figura 75: Histograma % sobre excavación sector Polvorín.

4.3.2. Curvas de dilución

A continuación (Figura 76) se presentan los resultados de Polvorín en el gráfico de Mathews donde los puntos color azul y rojo indican ELOS menores a 0,5m y mayores a 0,5m respectivamente. La curva graficada representa un ELOS de 0,5m obteniendo un PSS de 0,52, este valor se asocia a la distribución de los datos donde la mayoría está en el entorno del 0.5 m como se indicó en el punto 4.3.1. En el gráfico también se puede apreciar que los valores que se obtuvieron para el número de estabilidad está en el entorno de 5 – 15 con un promedio de 9 con algunos peak entorno al 40.

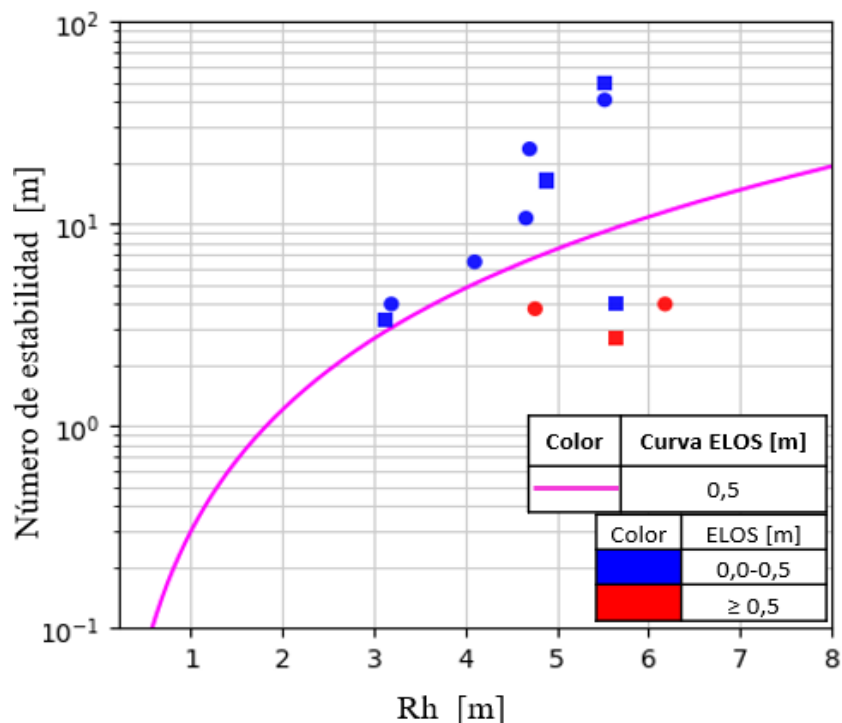


Figura 76: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos sector Polvorín.

El parámetro de A es siempre 1 para todos los caserones en estudio debido a la profundidad a la cual se encuentran estos, ya que el modelo gravitacional en base a la profundidad entrega un valor de esfuerzo que versus el valor del UCS de la roca hace que el valor sea siempre 1. Por otra parte, el factor B adquiere un valor promedio entorno al rango que puede tomar, por último, el factor C al igual que en los casos anteriores representa un valor alto gracias al manto de la veta que es casi vertical con un valor de 65° lo que representa una condición favorable para la estabilidad del caserón. (Tabla 10)

Tabla 10: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de Polvorín.

Valores asociados al N'				
Parámetro	A	B	C	Q'
Valor promedio	1,0	0,5	6,9	3

4.3.3. Validación de los parámetros geotécnicos de diseño

Para el caso de Polvorín el parámetro de diseño geotécnico indica un radio hidráulico de 6,5m y un ELOS de 0,8m, si se usa el promedio del número de estabilidad que corresponde a 9, es posible obtener este punto en el gráfico de dilución (Figura 77) teniendo como resultado que el punto está por debajo de la curva de ELOS de 0,5m. Ya que no se pudo ajustar ninguna curva de 0,8m este resultado solo permite saber que el punto se encuentre por debajo de la curva de 0,5m, lo que efectivamente sucede sin embargo no se puede afirmar que el parámetro esté debidamente ajustado. Si se puede decir que, en base a esto, para un radio hidráulico de 6,5m se esperaría un ELOS mayor a 0,5m.

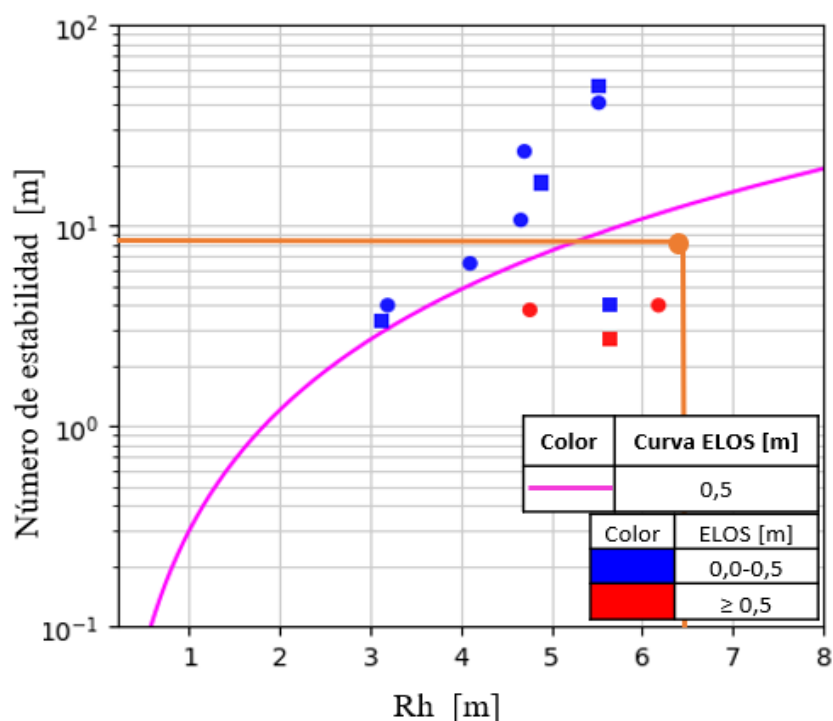


Figura 77: Gráfico de estabilidad de Polvorín junto con el parámetro de diseño geotécnico graficado.

4.4 Sector Leopoldo

El sector de Leopoldo tiene una orientación en su rumbo de NW-SE con una baja sinuosidad tanto en su rumbo como en la vertical. El caserón está separado en dos principalmente (Figura 78), el sector más grande tiene dimensiones de 50 metros de altura, 47 metros de largo y un ancho promedio de 1.8 m. Al igual que los casos anteriores el caserón está separado por pilares de tal forma que se subdivide en varios caserones más pequeños.

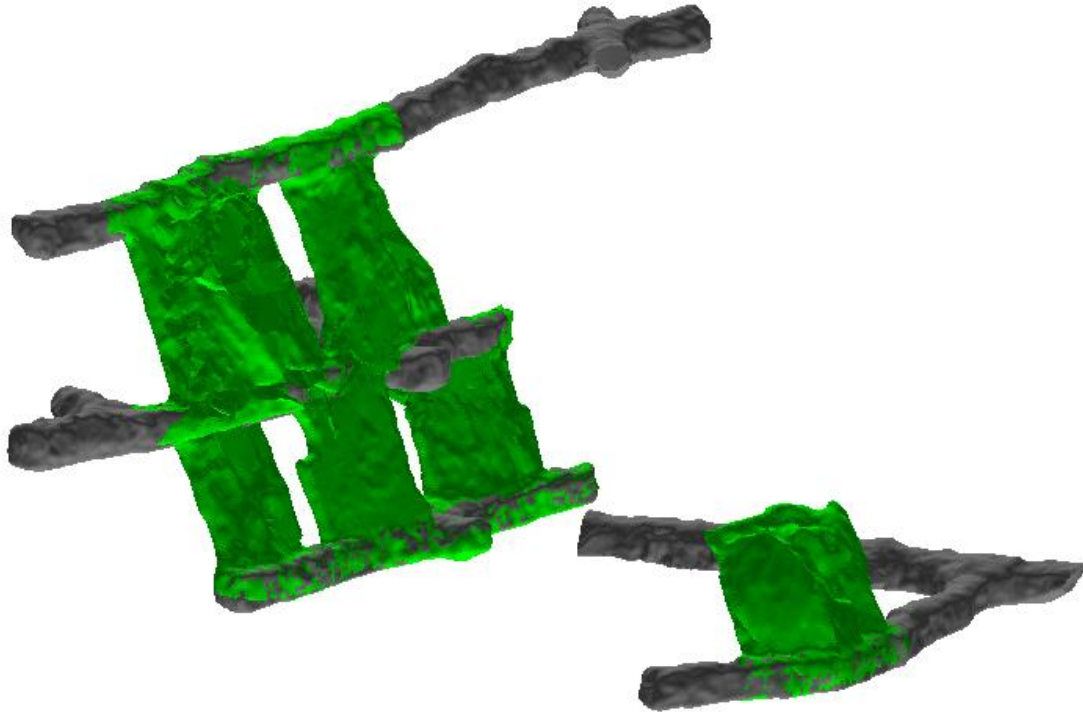


Figura 78: Vista isométrica del sector de Leopoldo.

4.4.1. Resultados análisis retrospectivo

De los histogramas presentados se desprende la siguiente información:

- ELOS: el promedio corresponde a 0,52m con una desviación estándar de 0,12 y un valor máximo de 1,28m que corresponde a un caso aislado ya que la mayor parte de los datos se encuentran por debajo de 0,4m. (Figura 79)
- Radio hidráulico: el promedio corresponde a 4,2m, la mayor cantidad de datos se encuentra en el rango desde 4m hasta 6m con una fluctuación de datos que va desde 2m hasta 6m. (Figura 80)
- % Sobreexcavación: el promedio está entorno al 12% con un valor máximo de 46% siendo este un caso aislado ya que la mayor cantidad de los datos son menores a 20%. (Figura 81)

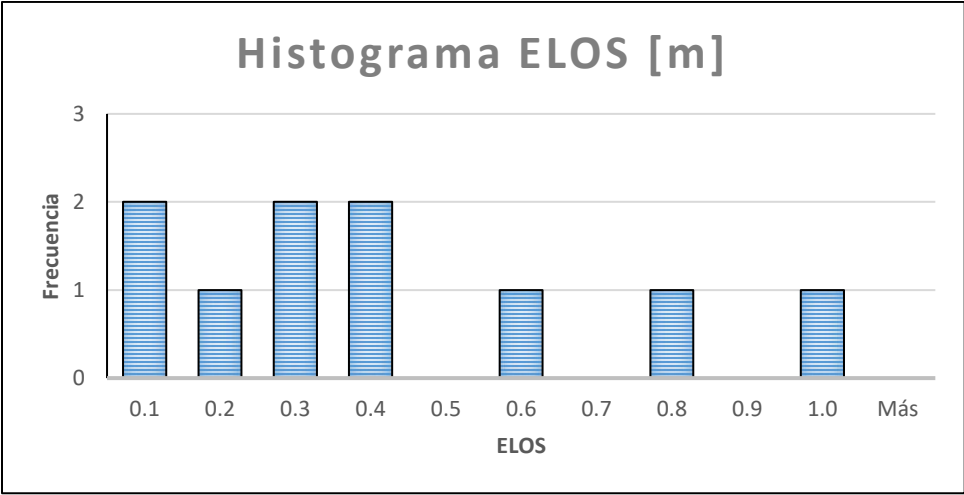


Figura 79: Histograma ELOS sector de Leopoldo.

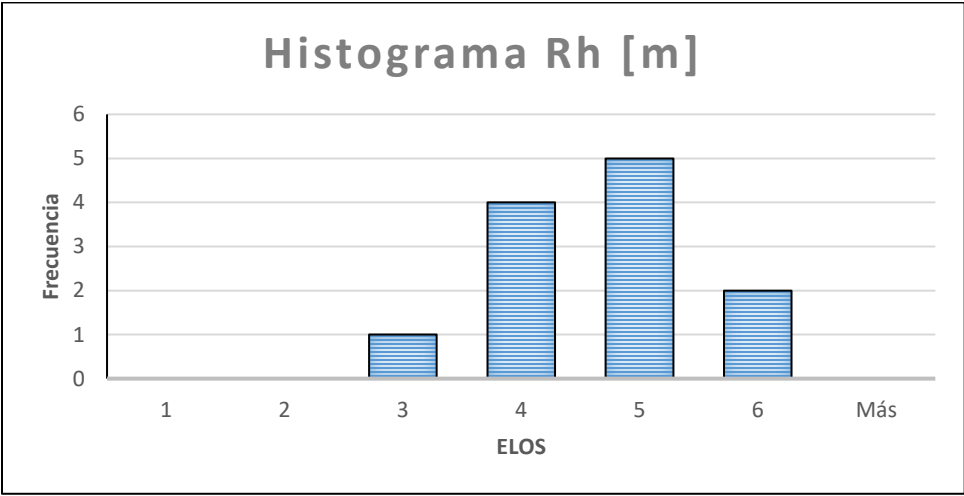


Figura 80: Histograma radio hidráulico sector Leopoldo.

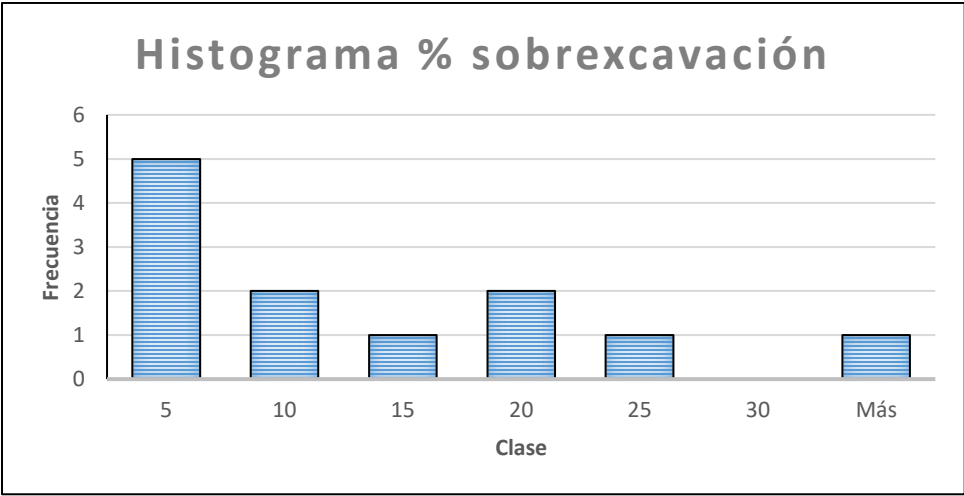


Figura 81: Histograma % sobre excavación sector Leopoldo.

4.4.2. Curvas de dilución

A continuación (Figura 82) se presentan los resultados de Leopoldo graficados en el gráfico de Mathews, donde los puntos azules, rojos y verdes representan ELOS menores a 0,5m, 0,5m a 1,0m y mayores a 1,0m respectivamente. Las curvas graficadas azul. Negro y rojo representan ELOS de 0,5m, 0,7m y 1,0m respectivamente. Los PSS asociados se presentan en la Tabla 11. En el gráfico (Figura 82) se aprecia que los valores para el número de estabilidad son bastante dispersos, abarcan un rango de 0,1 hasta 20 aproximadamente, con un valor promedio de 5.

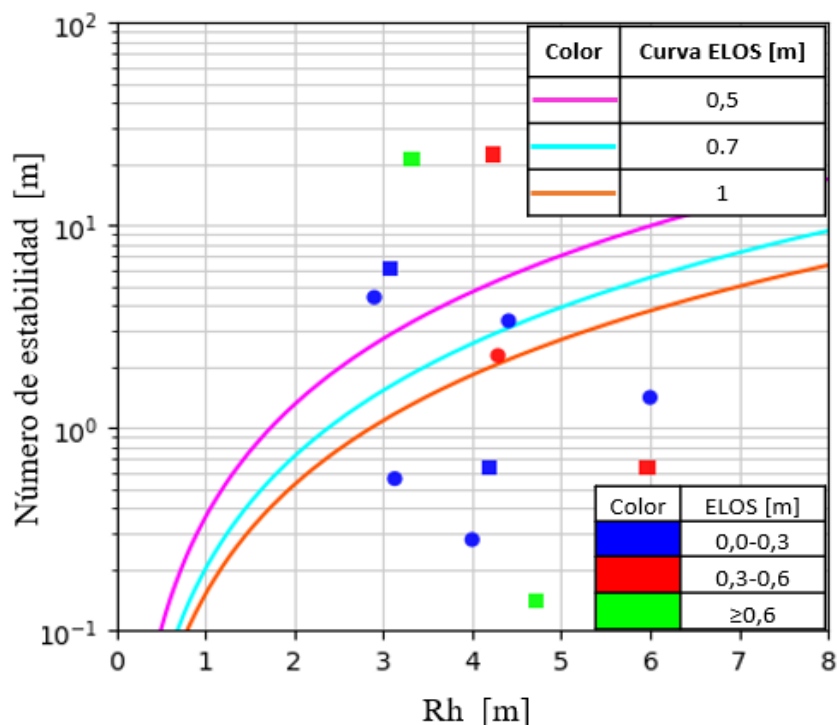


Figura 82: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos del sector Leopoldo.

Tabla 11: Valor de PSS para las curvas de ELOS ajustadas del sector de Leopoldo.

Valor ELOS [m]	PSS
0,5	0,250
0,7	0,492
1,0	0,333

El parámetro de A es siempre 1 para todos los caserones en estudio debido a la profundidad a la cual se encuentran estos, ya que el modelo gravitacional en base a la profundidad entrega un valor de esfuerzo que versus el valor del UCS de la roca hace que el valor sea siempre 1. Por otra parte, el factor B toma un valor alto debido a las pocas estructuras que cruzan la galería o porque estas tienen orientaciones favorables respecto a la estabilidad, por último, el factor C representa un valor alto gracias al manto de la veta que es casi vertical con un valor de 70° lo que representa una condición favorable para la estabilidad del caserón. (Tabla 12)

Tabla 12: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de VCN.

Valores asociados al N'				
Parámetro	A	B	C	Q'
Valor promedio	1,0	0,8	6,5	3,8

4.4.3. Validación de los parámetros geotécnicos de diseño.

Par el caso de Leopoldo los parámetros de diseño indican un radio hidráulico de 5m que viene asociado con un ELOS de 0,7m, si se usa el promedio del número de estabilidad, que corresponde a 5, se puede obtener un punto en el gráfico de estabilidad (Figura 83) teniendo como resultado que el punto se encuentra entre las curvas de ELOS correspondientes a 0,5m y 0,7m. Por lo tanto, el punto queda en la zona que se esperaría, es decir, mayor a 0,5m y menor a 0,7m, en base a esto se puede decir que el parámetro estaría ajustado considerando que no hay una curva para ELOS 0,6m sin embargo el punto está cercano a la curva de 0,7m lo que podría indicar que el parámetro está correctamente ajustado.

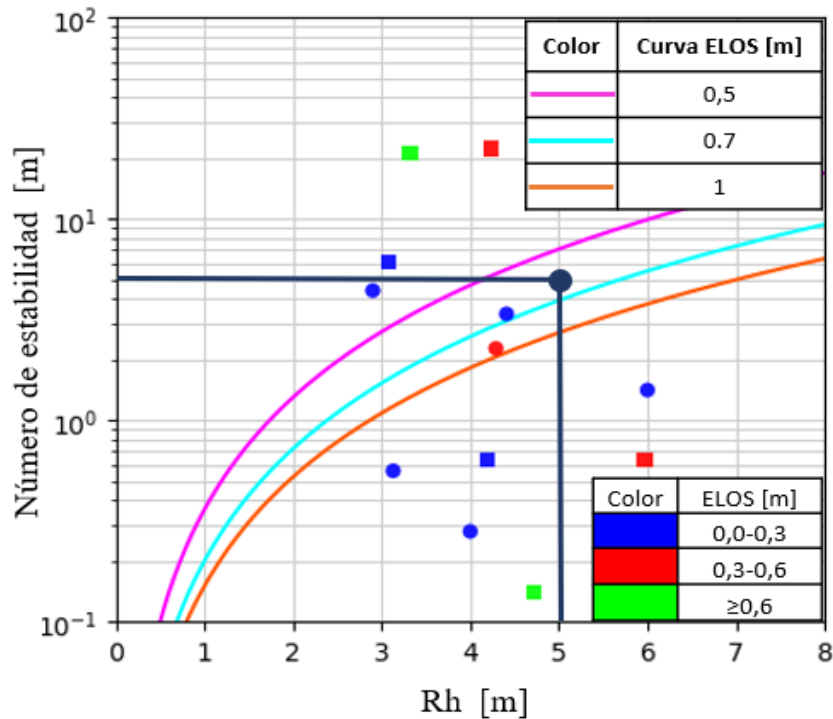


Figura 83: Gráfico de estabilidad de Leopoldo junto el parámetro de diseño geotécnico graficado

4.5 Sector de PVOS.

El sector de PVOS tiene una orientación NW-SE, con baja sinuosidad en la vertical, pero en el rumbo si presenta cambios que hacen que se vaya curvando, pero este fenómeno no ocurre en la zona de análisis ya que corresponde a explotaciones anteriores (Figura 84), con dimensiones generales del caserón son 300 metros de alto, 700 metros de largo y un ancho de veta de 1,8 metros. Sin embargo, al igual que el caso de Polvorín, el caserón está dividido en caserones más pequeños a través de pilares y lozas o zonas que no han sido explotadas. Las explotaciones que se analizaron en ocasiones conectaron con cavidades antiguas ya sea galerías o caserones provocando geometrías desfavorables.

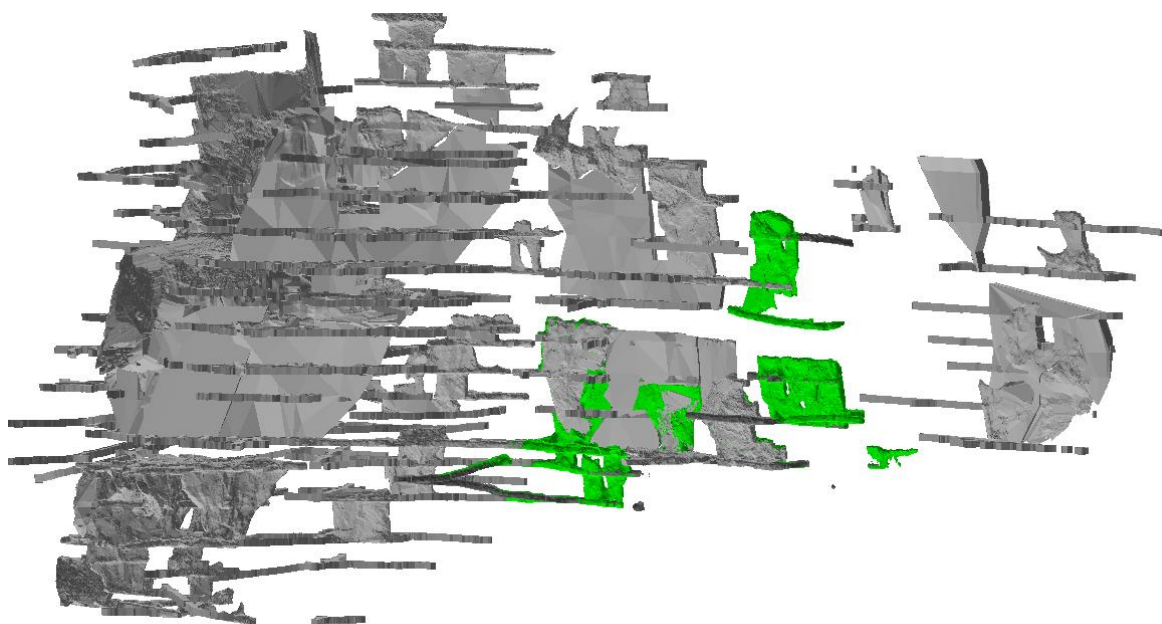


Figura 84: Vista isométrica del caserón PVOS, donde los colores verdes indican sectores nuevos.

4.5.1. Resultados análisis retrospectivo

De los histogramas presentados se desprende la siguiente información:

- ELOS: el promedio corresponde a 0,37m, con una desviación estándar de 0,22 siendo el máximo valor 1,04m. La mayor cantidad de los valores se encuentra en rangos menores a 0,5m. (Figura 85)
- Radio hidráulico: el promedio corresponde a 5,83m, con una fluctuación desde 2m hasta 11m concentrándose la mayor cantidad de datos entre 4m y 6m. (Figura 86)
- % Sobreexcavación: el promedio está entorno al 6%, con la mayor parte de los datos por debajo del 10% con un valor máximo de 29%. (Figura 87)

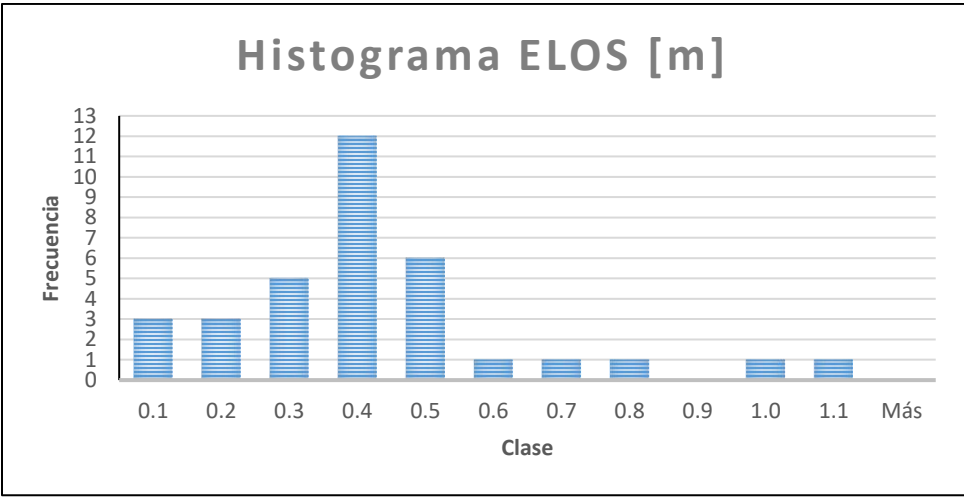


Figura 85: Histograma ELOS sector PVOS.

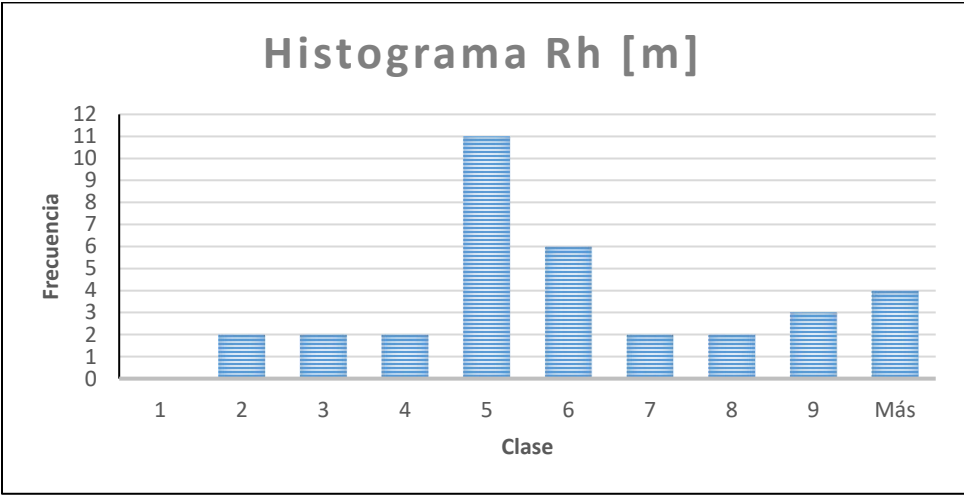


Figura 86: Histograma radio hidráulico sector PVOS.

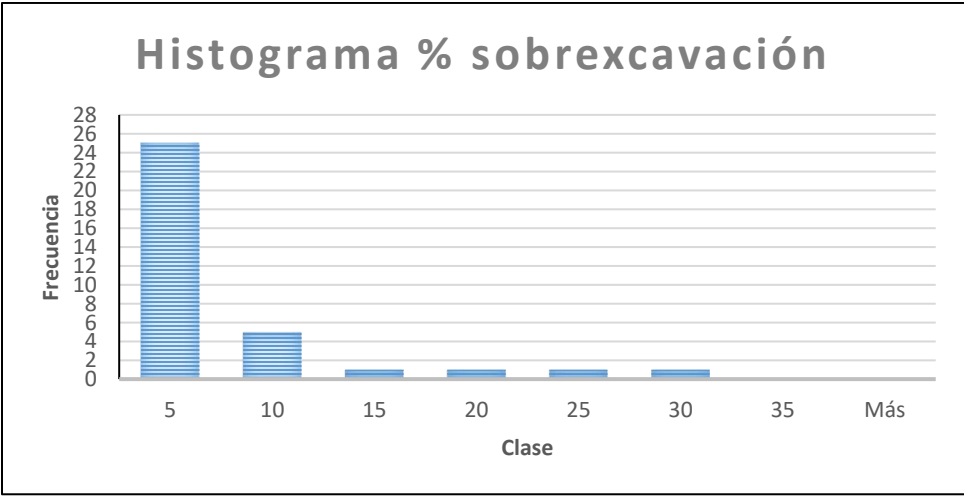


Figura 87: Histograma % sobreexcavación sector PVOS.

4.5.2. Curvas de dilución

A continuación (Figura 88) se presentan los resultados de PVOS graficados en el gráfico de estabilidad, donde los puntos azules, rojos y verdes representan ELOS menores a 0,5m, 0,5m a 1,0m y mayores a 1,0m respectivamente. La curva graficada representa un ELOS de 0,5m con un PSS de 0,152, el valor del PSS es bajo, pero es la única curva que presentaba un valor aceptable. En el gráfico se observa que los valores del número de estabilidad fluctúan entre 0,2 y 20 aproximadamente con un promedio de 13.

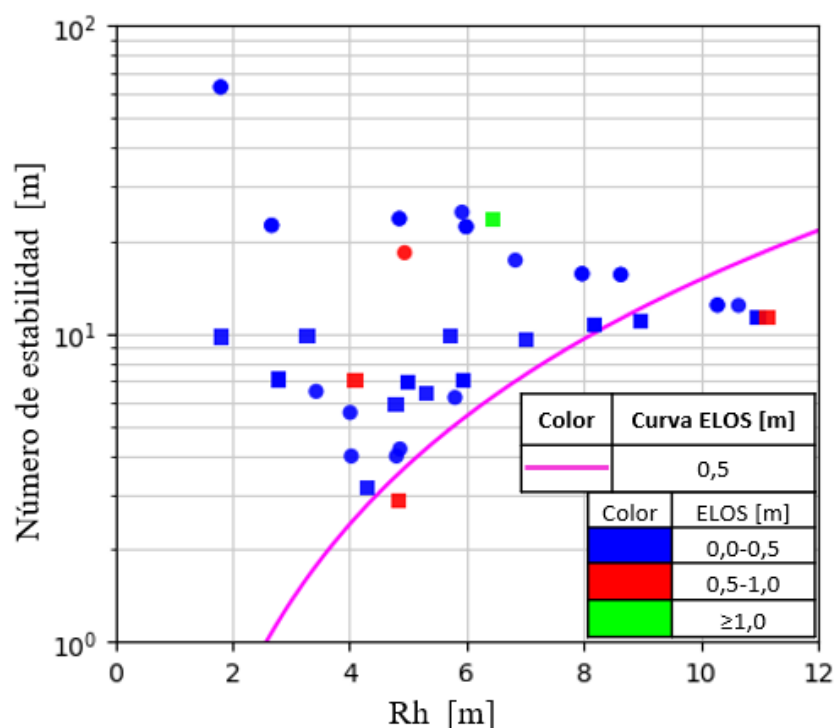


Figura 88: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos del sector PVOS.

El parámetro de A es siempre 1 para todos los caserones en estudio debido a la profundidad a la cual se encuentran estos, ya que el modelo gravitacional en base a la profundidad entrega un valor de esfuerzo que versus el valor del UCS de la roca hace que el valor sea siempre 1. Por otra parte, el factor B adquiere un valor promedio entorno al rango que puede tomar, por último, el factor C al igual que en los casos anteriores representa un valor alto gracias al manto de la veta que es casi vertical con un valor de 77° lo que representa una condición favorable para la estabilidad del caserón. (Tabla 13)

Tabla 13: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de PVOS.

Valores asociados al N'				
Parámetro	A	B	C	Q'
Valor promedio	1,0	0,5	7,6	7,9

4.5.3. Validación de los parámetros geotécnicos de diseño

Para el caso de PVOS el parámetro de diseño indica un radio hidráulico de 6,5m asociado a un ELOS de 0,6m, si se usa el promedio del número de estabilidad, que corresponde a 13, es posible obtener un punto en el gráfico de dilución (Figura 89) obteniendo que el punto está por sobre la curva que representa un ELOS de 0,6m. Esto implica que el parámetro de diseño está sobre estimando el ELOS. Es decir, el ELOS debería ser menor para un radio hidráulico de 6,5m pero no hay que olvidar que el ajuste de la curva es bajo por lo tanto no indica necesariamente que el parámetro este desajustado.

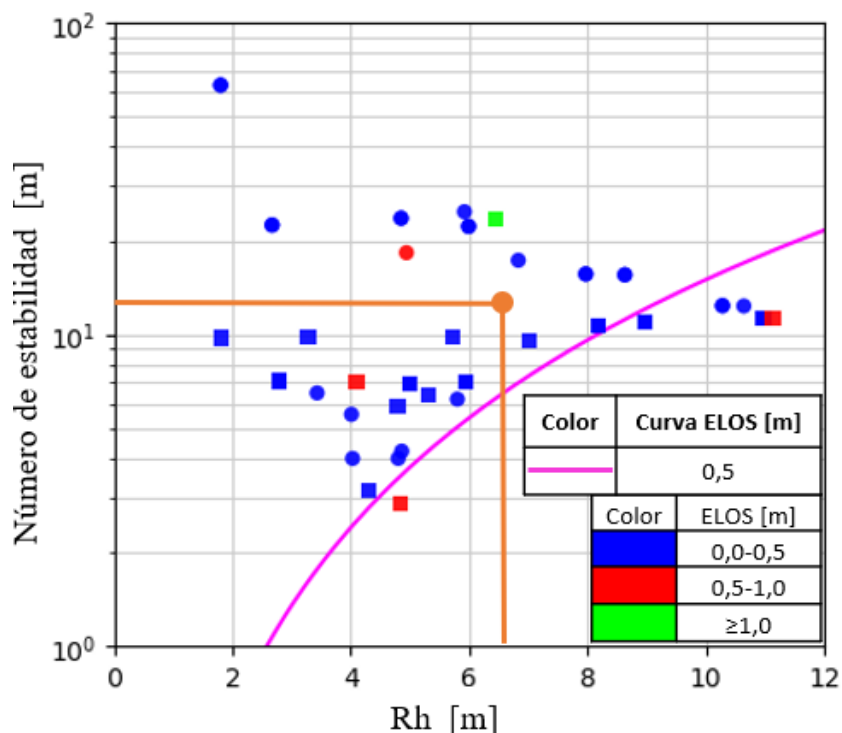


Figura 89: Gráfico de estabilidad de PVOS junto con el parámetro de diseño geotécnico graficado.

4.6 Sector de Maqui

La veta maqui tiene una orientación casi N-S con una pequeña inclinación en su rumbo hacia el NW-SE, no presenta grandes sinuosidades en el rumbo ni en la vertical. El caserón tiene dimensiones generales de 600 metros de largo, 300 metros de ancho y un ancho promedio de la veta de 3 metros. Al igual que en el caso de Polvorín y PVOS la veta no está completamente explotada lo que implica que el caserón no tenga esas dimensiones en la realidad ya que hay varios pilares y lozas que dan lugares a caserones más pequeños (Figura 90).

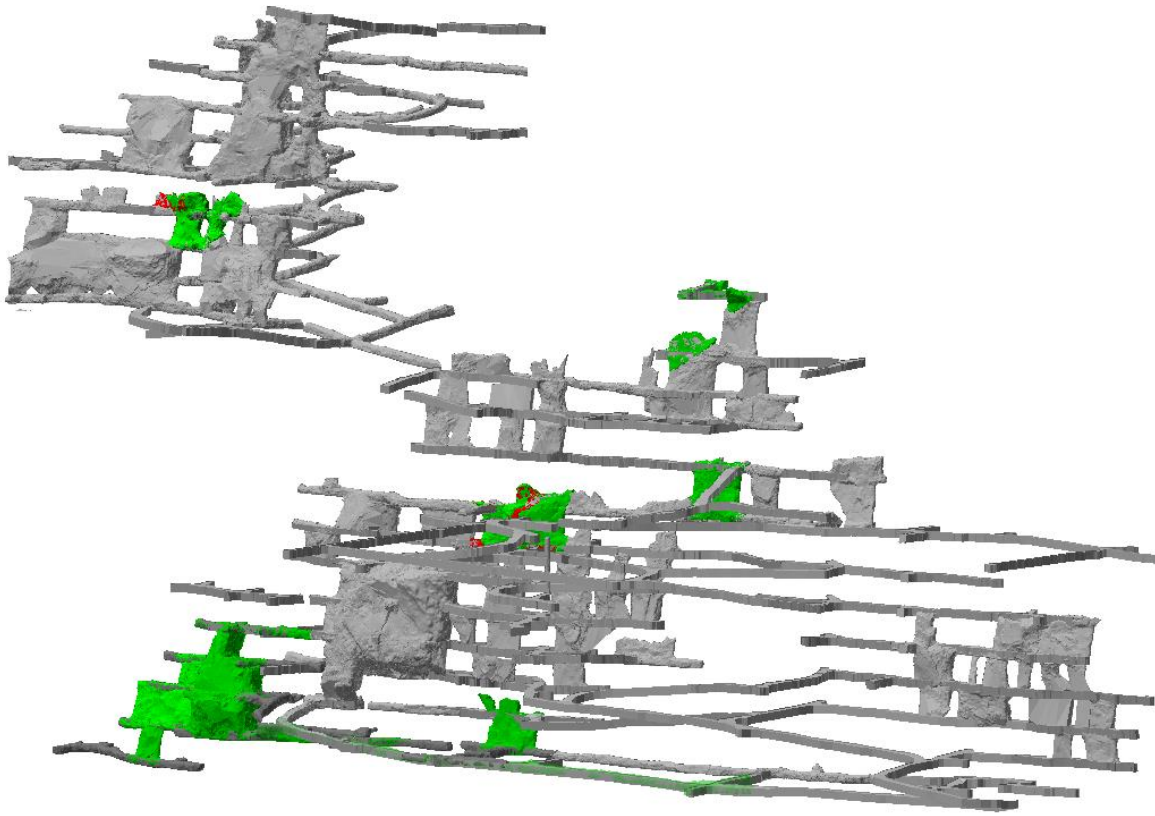


Figura 90: Vista isométrica del caserón de Maqui, donde los colores verdes indican sectores nuevos.

4.6.1. Resultados análisis retrospectivo.

De los histogramas presentados se desprende la siguiente información:

- ELOS: el promedio corresponde a 0,5m con una desviación estándar de 0,68, por lo que el promedio podría ser poco representativo. De igual forma la mayoría de los datos se encuentran en rangos menores a 0,4m, y pocos altos con un valor máximo de 3,96m. (Figura 91)
- Radio hidráulico: el promedio corresponde 4,36m, con una fluctuación desde 2m hasta 10m, sin embargo la mayor cantidad de los datos esta entre 2m y 6m. (Figura 92)
- % Sobreexcavación: el promedio está entorno al 8%, la mayor cantidad de los datos se encuentra por debajo del 10% siendo el valor mayor 32%. (Figura 93)

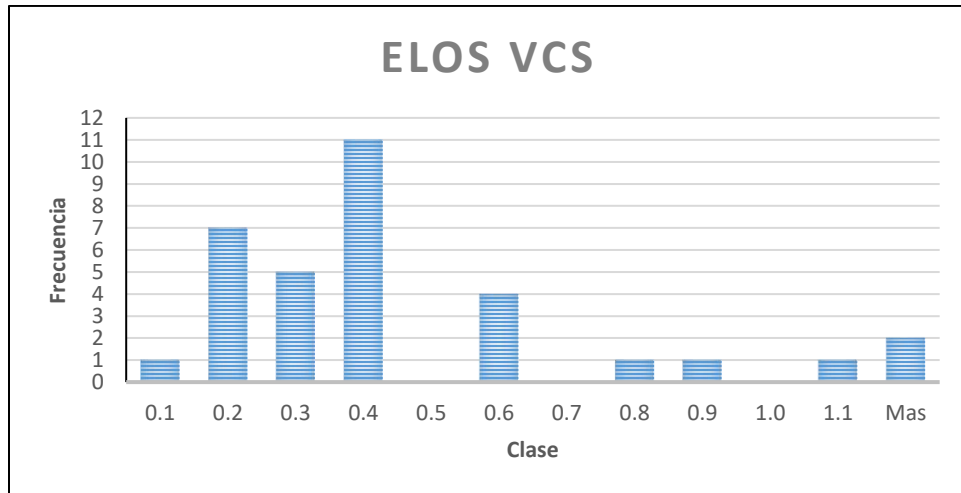


Figura 91: Histograma ELOS del sector de Maqui.

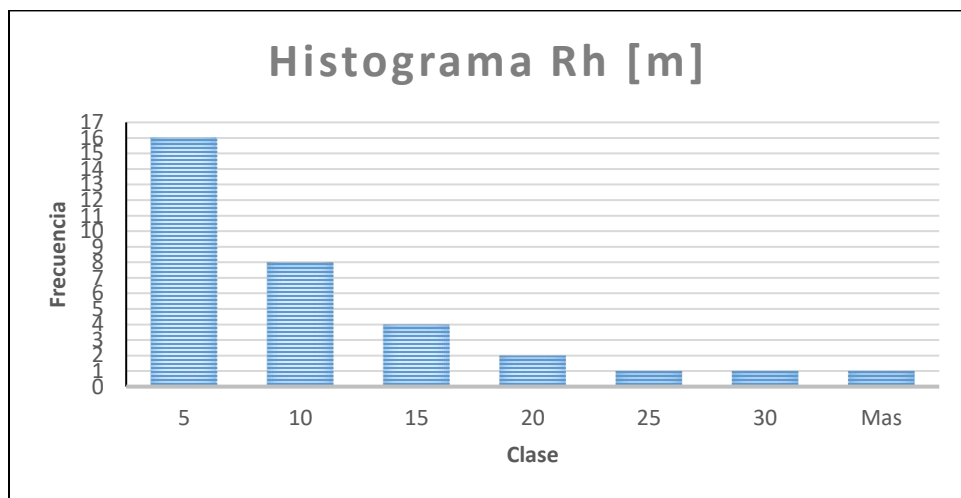


Figura 92: Histograma radio hidráulico sector Maqui.

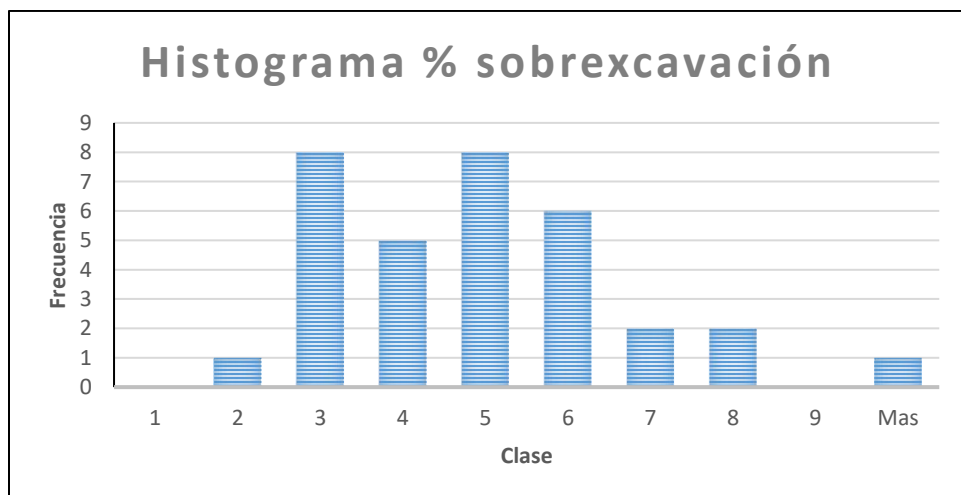


Figura 93: Histograma % sobreexcavación sector Maqui.

4.6.2. Curvas de dilución

A continuación (Figura 94) se presentan los resultados de Maqui graficados en el gráfico de estabilidad donde los puntos azules, rojos y verdes representan ELOS menores a 0,5m, 0,5m a 1,0m y mayores a 1,0m respectivamente. La curva graficada representa un ELOS de 0,4m con un PSS de 0,140, siendo esta la única curva que se ajustó, aunque el valor de PSS sigue siendo bajo para ser confiable, pero sirve como un indicador. En el gráfico se observa que los valores del número de estabilidad fluctúan entre 2 y 20 siendo el valor promedio 10.

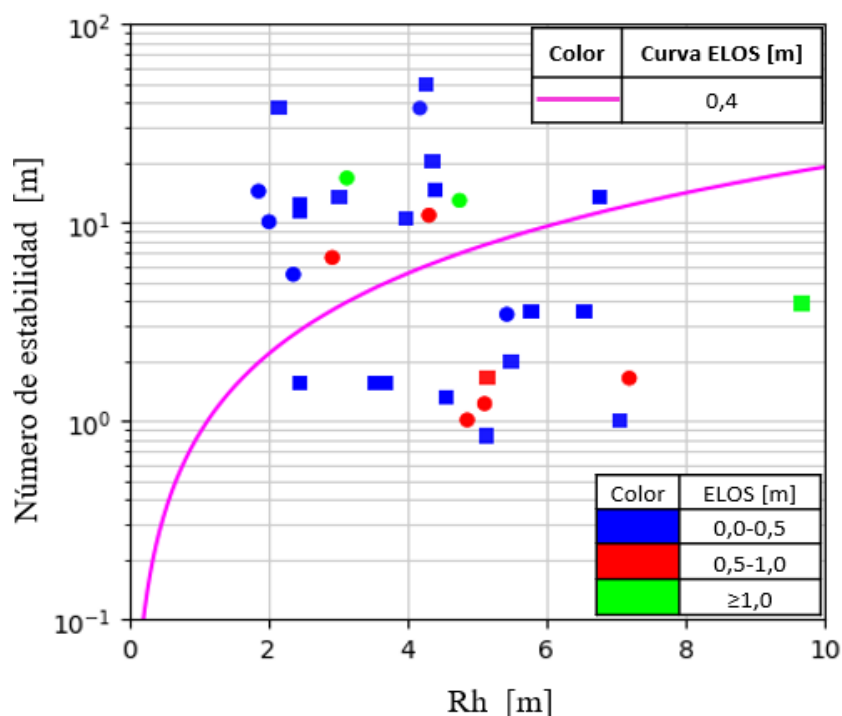


Figura 94: Gráfico de estabilidad con los resultados obtenidos del sector Maqui.

El parámetro A en este sector a diferencia de los demás, si tubo cambios esto influenciado por la profundidad de los casos de estudio, aproximadamente 490m, hace que el esfuerzo que entrega el modelo gravitacional sea mayor y con las características de la roca hacen que el parámetro A disminuya su valor. Por otro lado, el factor B se comporta similar a los demás casos adquiriendo un valor promedio dentro del rango de valores que puede tomar. Por último, el factor C al igual que en los casos anteriores representa un valor alto gracias al manto de la veta que es casi vertical con un valor de 75° lo que representa una condición favorable para la estabilidad de las paredes del caserón. (Tabla 14)

Tabla 14: Valores promedio para los parámetros asociados al número de estabilidad del sector de Maqui.:

Valores asociados al N'				
Parámetro	A	B	C	Q'
Valor promedio	0,8	0,4	7,2	3,9

4.6.3. Validación de los parámetros geotécnicos de diseño

Para el caso de Maqui el parámetro de diseño indica un radio hidráulico de 5m asociado con un ELOS de 0,8m, si se usa el promedio del número de estabilidad, que corresponde a 10, es posible obtener un punto en el gráfico de dilución (Figura 95) teniendo como resultado que el punto está por sobre la curva de ELOS que representa 0,4m. Esto implica que el parámetro esta sobre estimando, es decir, entrega valores mayores para el ELOS, ya que en base a la información debería ser menor a 0,4m pero hay que recordar que la curva tiene un PSS bajo por lo que esto no es suficiente para decir que el parámetro este desajustado.

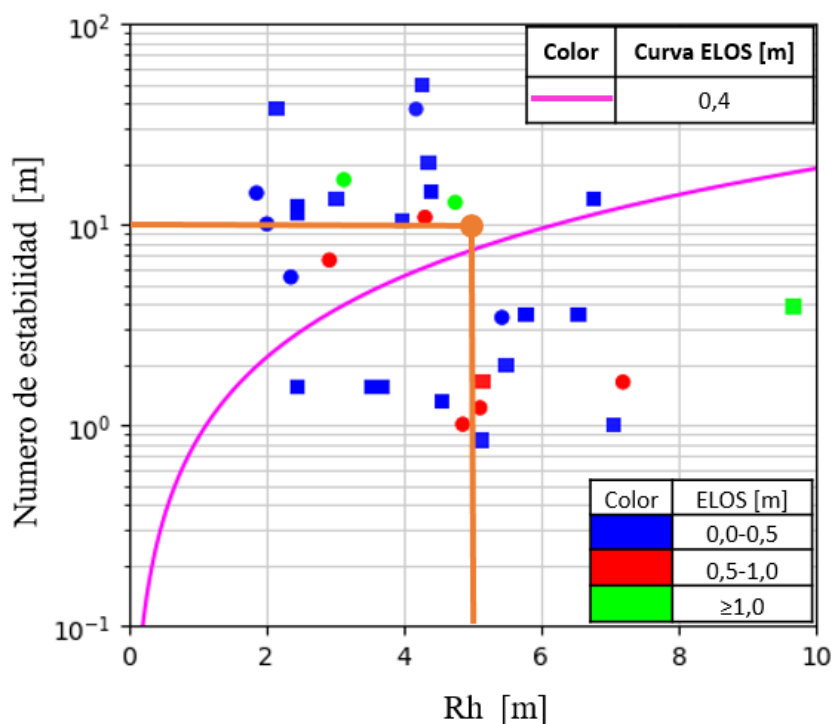


Figura 95: Gráfico de estabilidad de Maqui junto con el parámetro de diseño geotécnico graficado.

4.7 Gráfico de regular calidad geotécnica

A continuación, (Figura 96) se muestran los resultados obtenidos al juntar dos sectores que tienen igual calidad geotécnica, en este caso VCS y VCN, con el objetivo de incorporar más puntos en el gráfico de estabilidad de manera tal que permita ajustar más curvas de dilución. Con esto se pudieron ajustar dos curvas de dilución, 0,3m la de color rosado con un PSS de 0.444 y una de 0,5m de color magenta con un PSS de 0,125, reafirmando que al tener más información en el gráfico es posible ajustar más curvas o en su defecto dar más sustento a las ya ajustadas.

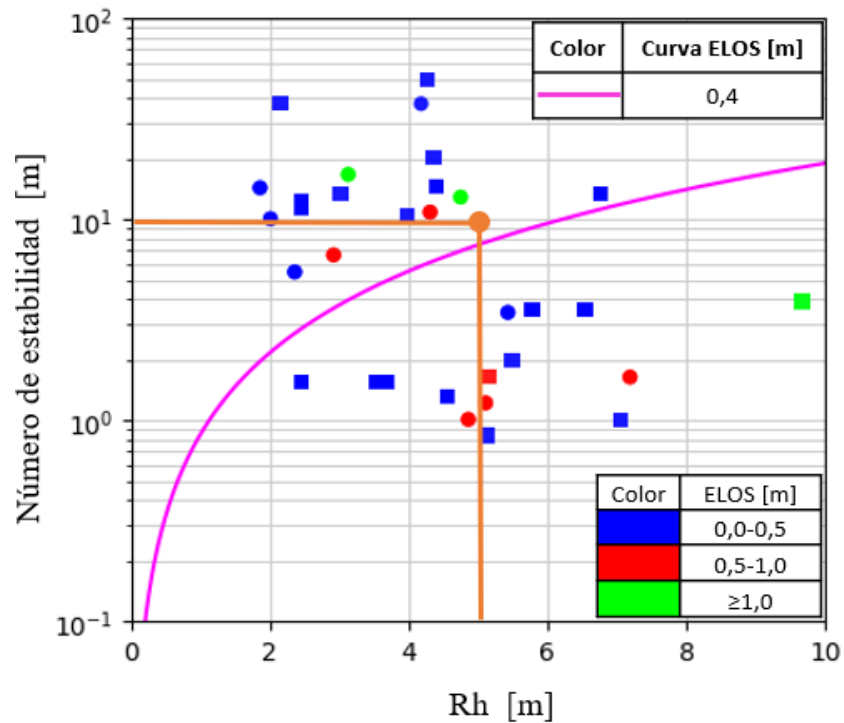


Figura 96: Gráfico de estabilidad con la información de regular calidad geotécnica.

4.8 Comparación con el gráfico de Clark (1998)

Al graficar todos los resultados en el gráfico de estabilidad donde los puntos azules, rojos y verdes representan ELOS menores a 0,5m, 0,5m a 1,0m y mayores a 1,0m respectivamente. Y también mostrar las curvas de Clark en el grafico se obtiene que la mayoría de los puntos tienen un ELOS menores a 0,5m, y se encuentran dispersos a lo largo de todo el gráfico. Por otro lado, hay gran cantidad de puntos, asociados a un ELOS entre 1,0m y 2,0m, que están en zonas que no deberían estar, es decir, estarían mal predichos si se utilizara este gráfico. Si bien es cierto, hay varios puntos que estarían bien predichos, la incertidumbre que hay por sobre la curva de 0,5m de ELOS es grande, esto quiere decir que hay demasiados puntos en esa zona y no hay una precisión mayor en su predicción debido a que la curva más pequeña de ELOS es de 0,5m. (Figura 97)

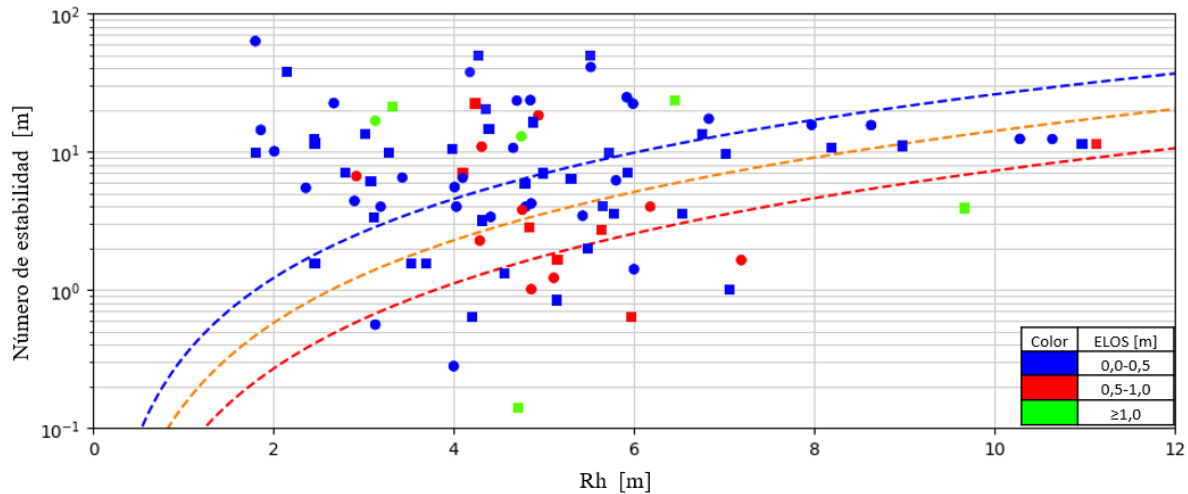


Figura 97: Resultados obtenidos comparados con las curvas de Clark.

4.9 Discusión

Los valores obtenidos para el ELOS con respecto al radio hidráulico en algunos casos tenían una relación inversa, es decir, a radios hidráulicos mayores había menor ELOS y esto se explica por qué el gráfico de estabilidad solo considera algunas de las variables involucradas, por ejemplo, no considera la calidad de la perforación en cuanto a la desviación de los tiros, tampoco la eficiencia de la tronadura, por ejemplo, a través del factor de carga y por ultimo no incluye factores geométricos como crucetas, las que generan geometrías desfavorables para la estabilidad de las paredes y por lo tanto provocan más sobreexcavación, un efecto que en vetas angostas es aún más importante que en el caso de caserones de mayores dimensiones donde este efecto tiene un impacto mucho menor.

Los radios hidráulicos que se analizaron en su mayoría fueron menores a los radios hidráulicos del parámetro de diseño, esto ocurre por lo explicado en el punto 3.1.14., el cual indica que en el corto plazo si por ejemplo el radio hidráulico de diseño indica 6m y en la realidad se está analizando un radio hidráulico de 7m se suelen dejar pilares intermedios o en SMU que son estéril lo que produce una disminución drástica en el valor del radio hidráulico. O en casos donde el radio hidráulico de la explotación es mayor se dejan pilares de manera tal se acercarse lo más posible al parámetro de diseño o estar por debajo de este.

Por otro lado, se obtuvo que al juntar sectores se pueden obtener más curvas siempre y cuando las calidades geotécnicas, la condición de esfuerzos y la presencia de discontinuidades sean similares, todo lo anterior se refleja en el comportamiento del número de estabilidad. Es necesario que las condiciones anteriores se cumplan para poder juntar sectores ya que la densidad de puntos no es tan grande y si se juntan sectores que tienen comportamientos distintos se genera mucha dispersión en los datos lo que dificulta poder ajustar alguna curva. Poder ajustar más curvas que en el caso de analizar los sectores por separado se explica por la densidad de la información, ya que al tener más información disponible es posible obtener más curvas, en caso contrario, si no es posible ajustar más curvas es posible sustentar las curvas y/o ajustar las mismas de tal forma que el PSS aumente.

Con respecto a los valores obtenidos para los parámetros que tienen relación con el número de estabilidad obtuvo lo siguiente:

- Factor A: los valores obtenidos son consistentes con el modelo de esfuerzos gravitacionales, ya que, al estar en presencia de profundidades pequeñas, promedio de 370m, los esfuerzos que entrega el modelo son significativamente menores que el UCS de la roca. Además, dicho esfuerzo considera las explotaciones como aisladas e independiente considerando solo el modelo de esfuerzos gravitacional. Todo lo anterior implica que el valor sea 1 para la mayoría de los casos excepto Maqui que presenta profundidades mayores que lo hacen bajar, pero tampoco es un cambio significativo ya que apenas llega a 0,8.
- Factor B: el valor osciló generalmente en torno a 0,5-0,6 representando una condición media respecto a la estabilidad, esto se explica por la gran cantidad de estructuras sub paralelas y sub horizontales cuya orientación respecto al diseño del caserón hace factible la sobreexcavación de las paredes.
- Factor C: debido a que se trabajó en caserones asociados a vetas angostas cuyo manto suele estar cercano a la vertical, con valores promedio de 80° representan una condición favorable para la estabilidad de las paredes por lo que los valores no cambian mucho de un caso a otro y son valores altos en torno a 7.
- Q': los valores obtenidos para el mismo sector en ocasiones presentaban dispersiones que clasificaban la roca de regular calidad geotécnica y de mala calidad geotécnica y esto se explica por los cambios en el macizo rocoso, pero también en el criterio del profesional que realiza el mapeo Q de Barton en las galerías. Sin embargo, los valores promedio que tomó por sector efectivamente representa la calidad geotécnica histórica de dicho sector.

Por último, con respecto a la comparación con Clark hay que tener precaución, ya que la mayoría de los radios hidráulicos del presente estudio son en su mayoría pequeños, por lo tanto, también se esperaría que los valores de ELOS sean bajos. Además, en la zona menor que 0,5m de ELOS hay valores que están mal clasificados, si bien es cierto no son tantos si los hay y lo mismo ocurre con valores mayores de ELOS. Por último, la incertidumbre por sobre la zona de 0,5m de ELOS es grande y es una oportunidad, si se asumiera que el gráfico es correcto, poder ajustar curvas de ELOS que fueran más pequeñas que 0,5m que es justamente lo que entregó este estudio en su mayoría, ya que gran cantidad de las curvas ajustadas están por debajo de 0.5m.

Los resultados obtenidos indican que existen diferencias con respecto a los parámetros de diseño geotécnicos, en algunos casos sobrestiman y en otros subestiman el ELOS, sin embargo, hay que recordar que el presente análisis solo consideró las explotaciones desde julio 2020 hasta junio 2021 mientras que los parámetros tienen una base histórica mucho mayor. Las diferencias se podrían explicar entre otras cosas porque en estas últimas explotaciones se hayan mejorado las prácticas operacionales relacionadas a la explotación, las calidades de la roca podrían haber aumentado o porque los radios hidráulicos fueron menores que los años anteriores lo que claramente provoca sobreexcavaciones más bajas. Por otro lado, los PSS obtenidos no fueron altos, lo que implica que las curvas de dilución pueden no ser lo suficientemente representativas. Por último, para graficar los parámetros de diseño se utilizó el promedio del número de estabilidad lo que también puede producir un sesgo en el análisis. Es por esto la importancia de realizar de manera constante este tipo de análisis que permiten representar la realidad de Minera Florida y sus cambios en el tiempo.

5. Conclusiones

El resultado del estudio con respecto a la incrementación de la información de la base de datos de mapeos Q de Barton y de las estructuras intermedias, es que se logró la recopilación de la información correspondiente a 430 mapeos Q de Barton, y 3560 estructuras intermedias. Teniendo como resultado un robustecimiento significativo de la base de datos original ya que se pasó de 120 datos de mapeos Q de Barton a 550 mientras que en las estructuras intermedias se aumentó de 600 a 4160 datos.

Los análisis retrospectivos de ELOS y sobreexcavaciones se realizaron en el software Mineroc, el cual permite de manera rápida la obtención de los parámetros para el número de estabilidad, calcular la sobreexcavación y obtener el ELOS. Para que esto ocurra, hay que alimentar el software con la información geotécnica necesaria. A su vez, Mineroc la almacena de tal forma que todos los análisis quedan como una única base de datos con los detalles de cada caso de estudio, haciendo de esta forma que la información sea completamente auditable.

Se lograron analizar 122 paredes de caserones de seis sectores de Minera Florida: VCS, VCN, PVOS, Leopoldo, Maqui y Polvorín, obteniendo para cada uno al menos una curva de dilución con valores de PSS aceptables. Validar los parámetros de diseño geotécnico no fue posible, ya que en los sectores donde se logró ajustar sólo una curva de dilución es posible distinguir dos zonas de ELOS en el gráfico, una con un ELOS mayor al que representa la curva y otra con un valor menor. Por lo tanto, el hecho de tener una curva sólo permite clasificar el parámetro de diseño en dichas zonas como correcta o incorrectamente clasificado. Si este se encuentra bien o mal clasificado no implica directamente su validación o revisión, según sea el caso, ya que el hecho de tener solo dos zonas no permite que la clasificación sea precisa, además, la base de datos que se construyó para ajustar las curvas es pequeña. El caso de Leopoldo es diferente ya que se pudieron ajustar tres curvas, lo que permite obtener cinco zonas en el gráfico. El hecho de tener más zonas permite dar más precisión a la clasificación, en particular el parámetro de Leopoldo quedo clasificado correctamente lo que indicaría que esta validado, esto sin olvidar las consideraciones mencionadas anteriormente. Por todo lo anterior, es que las curvas se usan sólo como una guía para el diseño y estimación de la sobreexcavación de caserones, pero deben ser complementadas con criterio experto.

En la comparación con las curvas de Clark (1998) se pudo apreciar que gran cantidad de puntos tienen ELOS menores a 0,5m, de los cuales la mayoría se encuentra bien predichos, es decir, se encuentran por sobre la curva de 0,5m, sin embargo, hay que tener presente que estos están asociados a radios hidráulicos pequeños, de 3m a 6m aproximadamente. En ese rango la curva propuesta por Clark (1998) está relacionada aproximadamente a números de estabilidad hasta un valor de 10 y la realidad es que los resultados indican incluso valores cercanos al 100, es decir, hay un umbral grande de información por sobre la curva. En minería de vetas angostas los ELOS de incluso 0,1m pueden hacer grandes diferencias en la valorización de las SMU provocando que cambie su categorización de estéril a mineral o viceversa debido a la gran sensibilidad que este tipo de minería presenta respecto a la sobreexcavación, es por esto que surge la necesidad de predecir mejor este fenómeno incluso con curvas de ELOS que sean menores a las planteadas por Clark (1998), tal como se evidenció en las curvas obtenidas donde la mayoría representaba ELOS menores a 0,5m.

Por otro lado, se obtuvo el gráfico de regular calidad geotécnica, que consistió en juntar la información de VCN y VCS obteniendo como resultado dos curvas. Una de ellas corresponde a un ELOS de 0.3m con un PSS de aproximadamente el doble en comparación a la misma curva ajustada individualmente para cada sector. La segunda curva correspondió a un ELOS de 0.5m. Lo anterior ocurre gracias al aumento de la información en el gráfico lo que permite por un lado dar un sustento mayor a la curva ya ajustada y por otro lado permite ajustar una nueva curva. Con base en lo anterior y para poder obtener parámetros cada vez más ajustados a la realidad de Minera Florida se recalca la importancia de seguir robusteciendo de información tanto la base de datos de mapeos Q de Barton, como de las estructuras intermedias y de los gráficos de estabilidad de los sectores de este estudio, como ampliar el análisis a los demás sectores de Minera Florida, ya que este estudio comprendió aproximadamente el 10% de las reservas de la mina, y un 21% de las explotaciones que se realizaron en el periodo analizado.

Por último, se apreció que el comportamiento de la sobreexcavación no logra ser descrito por completo a través del radio hidráulico y el número de estabilidad, ya que en algunos casos la sobreexcavación era mayor para radios hidráulicos menores, en torno a 3m-4m que, en radios hidráulicos mayores, en el rango de 6m-7m. En otros ocurrió que la sobreexcavación era mayor asociada a números de estabilidad que estaban en el rango de 20 a 30, mientras que está era menor relacionada con rangos menores del número de estabilidad en torno a 0 y 10. Si bien, en la mayoría de los casos esto no ocurre y obedece a la relación entre el número de estabilidad y el radio hidráulico, en los casos donde la relación no es clara o está es inversa se podría explicar porque en la metodología no se incluyen otras variables que podrían ser relevantes para comprender de mejor forma este fenómeno. Por ejemplo, prácticas de perforación y tronadura, en la primera se hace referencia a la desviación de los tiros mientras que, en la segunda al factor de carga de los tiros, el taco que se usó, el tipo de explosivo, secuencia de detonación, etc. Tampoco se consideró el efecto del *undercutting* el que hace referencia principalmente al efecto geométrico que involucra tener SMU o excavaciones que sean más anchas que las galerías.

5.1. Recomendaciones

Digitalizar la información de mapeos Q de Barton a medida que estos se van realizando, esto para evitar la pérdida de estos y también para hacer su digitalización más rápida, debido a que la mina cambia constantemente si pasa mucho tiempo desde que se hizo el mapeo ubicarlo espacialmente se vuelve más difícil y en ocasiones imposible. De la misma forma aumentar la cantidad de mapeos que se hacen de manera tal de al momento de realizar la búsqueda con el Mineroc se tenga una densidad de información tal que permita tener confianza en el valor que se está entregando para la calidad del macizo.

Ajustar la transformación de GSI a Q de Barton con información local de manera tal que la relación entre estos sea más precisa.

Buscar una alternativa para realizar la reconstrucción de los sólidos más rápido y eficiente, de tal forma que permita la generación de los sólidos de forma más rápida ya que es la parte más lenta de realizar y lo que tiene más carga de trabajo.

En vista de los resultados del factor A, se recomienda realizar mediciones de esfuerzos in situ que permitan ajustar de mejor forma el modelo gravitacional y a su vez caracterizar las unidades geotécnicas, pero en el halo de fracturamiento de la roca, ya que la caracterización actual es solo de roca intacta y en minería de vetas angostas la roca caja de las explotaciones corresponde en su gran mayoría al halo de fracturamiento que dejó la veta y no roca intacta, por lo tanto sus características son diferentes sobre todo el valor del UCS. Luego con esta nueva información se podría mejorar el comportamiento del factor A de manera que sea más representativo.

6. Referencias

- Barton Jr, P. B. (1978). Some ore textures involving sphalerite from the Furutobe mine, Akita Prefecture, Japan. *Mining Geology*, 28(150), 293-300.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock mechanics*, 6(4), 189-236.
- Brady, B. H., & Brown, E. T. (1993). *Rock mechanics: for underground mining*. Springer science & business media.
- Brewis, T. (1995). Narrow vein mining 1- steep veins. *Mining Magazine*, 173(3), 10.
- Capes, G. W. (2009). *Open stope hangingwall design based on general and detailed data collection in rock masses with unfavourable hangingwall conditions* (Vol. 71, No. 10).
- Chacón, E. (1988). Evaluación de esfuerzos tectónicos en minas chilenas y su incidencia en el diseño minero. *Memoria, Departamento Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, Santiago*.
- Clark, L., & Pakalnis, R. (1997, April). An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. In *Presentation at 99th Canadian Institute of Mining annual conference, Vancouver, BC*.
- Clark, L. M. (1998). *Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting* (Doctoral dissertation, University of British Columbia).
- Deere, D. U., Hendron, A. J., Patton, F. D., & Cording, E. J. (1966, September). Design of surface and near-surface construction in rock. In *The 8th US symposium on rock mechanics (USRMS)*. OnePetro.
- Diederichs, M. S., & Kaiser, P. K. (1999). Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36(1), 69-96.
- Dominy, S., Phelps, R., Sangster, C. A., & Camm, G. S. (1998). Narrow vein mining techniques in the United Kingdom. In *Underground Operators' Conference* (pp. 227-237).
- Galarce Castro, T. F. (2014). Modelo de esfuerzos in-situ para Chile y su incidencia en el diseño minero subterráneo.
- Hamrin, H., Hustrulid, W., & Bullock, R. L. (2001). Underground mining methods and applications. *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*, 3-14.
- Henning, J. G., & Mitri, H. S. (2007). Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44(5), 692-703.
- Henning, J. G., & Mitri, H. S. (2008). Assessment and control of ore dilution in long hole mining: case studies. *Geotechnical and Geological Engineering*, 26(4), 349-366.

- Hoek, E. (1968) Brittle failure of rock, in: K. G. S. A. O. C. Zienkiewicz (Ed.) *Rock mechanics in engineering practice*. London, John Wiley & Sons Ltd.), 99-124.
- Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masse.
- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (2000). *Support of underground excavations in hard rock*. CRC Press.
- 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(2), 151-160.
- Hidalgo Castillo, B. A. (2021). Metodología para la estimación de estabilidad y sobre-excavación de paredes de caserones en vetas angostas aplicado a Minera Florida.
- Hutchinson, D. J., & Diederichs, M. S. (1996). Cablebolting in underground mines.
- Ingler, D. (1975). Rock dilution in underground stopes. *World Mining*, 28(9), 54-55.
- Kirsch, C. (1898). Die theorie der elastizitat und die bedurfnisse der festigkeitslehre. *Zeitschrift des Vereines Deutscher Ingenieure*, 42, 797-807.
- Lizotte, Y. (1991). Blasthole stoping for narrow vein mining. *CIM BULLETIN*, 84(945), 35-41.
- Mah, S. G. L. (1997). *Quantification and prediction of wall slough in open stope mining methods* (Doctoral dissertation, University of British Columbia).
- Marinos, P., & Hoek, E. (2000, November). GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In *ISRM international symposium*. OnePetro.
- Martin, C. D., Kaiser, P. K., & Christiansson, R. (2003). Stress, instability and design of underground excavations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(7-8), 1027-1047.
- Martin, C. D., Kaiser, P. K., Tannant, D. D., & Yazici, S. (1999, August). Stress path and instability around mine openings. In *9th ISRM Congress*. OnePetro.
- Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D. C. & Stewart, S. B. V. (1981) *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock*. Report for.
- Mawdesley, C. A. (2002). Predicting rock mass cavability in block caving mines.
- Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. J. (2001). Extending the Mathews stability graph for open-stope design. *Mining Technology*, 110(1), 27-39.
- Miller, F., Potvin, Y., & Jacob, D. (1992). Laser measurement of open stope dilution. *CIM (Canadian Mining and Metallurgical) Bulletin*, 85(962), 96-102.
- Mitri, H. S., Hughes, R., & Lecomte, E. (2010). Factors influencing unplanned ore dilution in narrow vein longitudinal mining. In *SME Annual Meeting and Exhibit* (pp. 448-454).

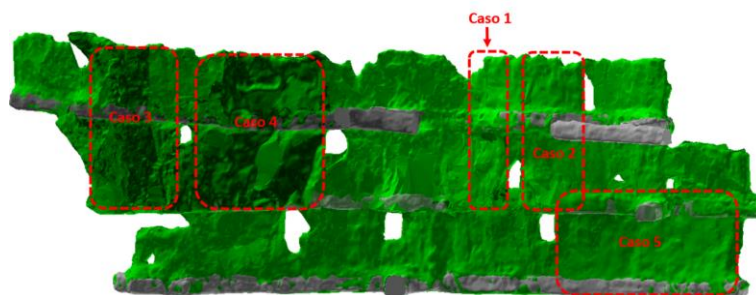
- Pakalnis, R. C., Poulin, R., & Hadjigeorgiou, J. (1996). Quantifying the cost of dilution in underground mines. In *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts* (Vol. 5, No. 33, p. 233A).
- Palmstrom, A. (1982). The volumetric joint count—a useful and simple measure of the degree of rock mass jointing. In *International Association of Engineering Geology. International congress*. 4 (pp. 221-228).
- Paraszcak, J. (1992). Mechanized mining of narrow veins. Problems and equipment options. *Mining Engineering*, 44(2), 147-150.
- Potvin, Y. (1988). *Empirical open stope design in Canada* (Doctoral dissertation, University of British Columbia).
- Robertson, B. E., Vehkala, J. T., & Kerr, S. S. (1990). Alimak narrow vein mining at the Dome Mine. *CIM Bulletin*, 82(938), 69-66.
- Scoble, M. J., & Moss, A. (1994). Dilution in underground bulk mining: implications for production management. *Geological Society, London, Special Publications*, 79(1), 95-108.
- Stewart, P. C. (2005). Minimising dilution in narrow vein mines.
- STEWART, S. V., & Forsyth, W. W. (1995). The Mathew's method for open stope design. *CIM bulletin*, 88(992), 45-53.
- Suorineni, F. T. (2010). The stability graph after three decades in use: experiences and the way forward. *International journal of mining, Reclamation and Environment*, 24(4), 307-339.
- 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*, 93(1036), 162-167.
- Vallejos, J. A., Miranda, O., Gary, C., & Delonca, A. (2015, November). Development of an integrated platform for stability analysis and design in sublevel stoping mines—MineRoc®. In *Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining* (pp. 477-488). Australian Centre for Geomechanics.
- Wright, E. A. (1983). Dilution and mining recovery—a review of the fundamentals.
- Zablocki, A. (2009). Minería subterránea a toda máquina. *Revista Minería Chilena*.

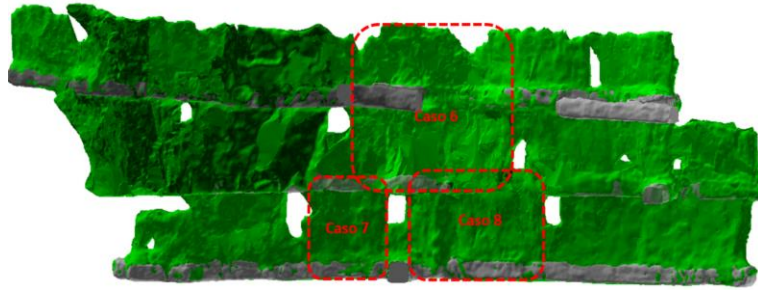
Anexo A

Casos de estudio sector VCN:

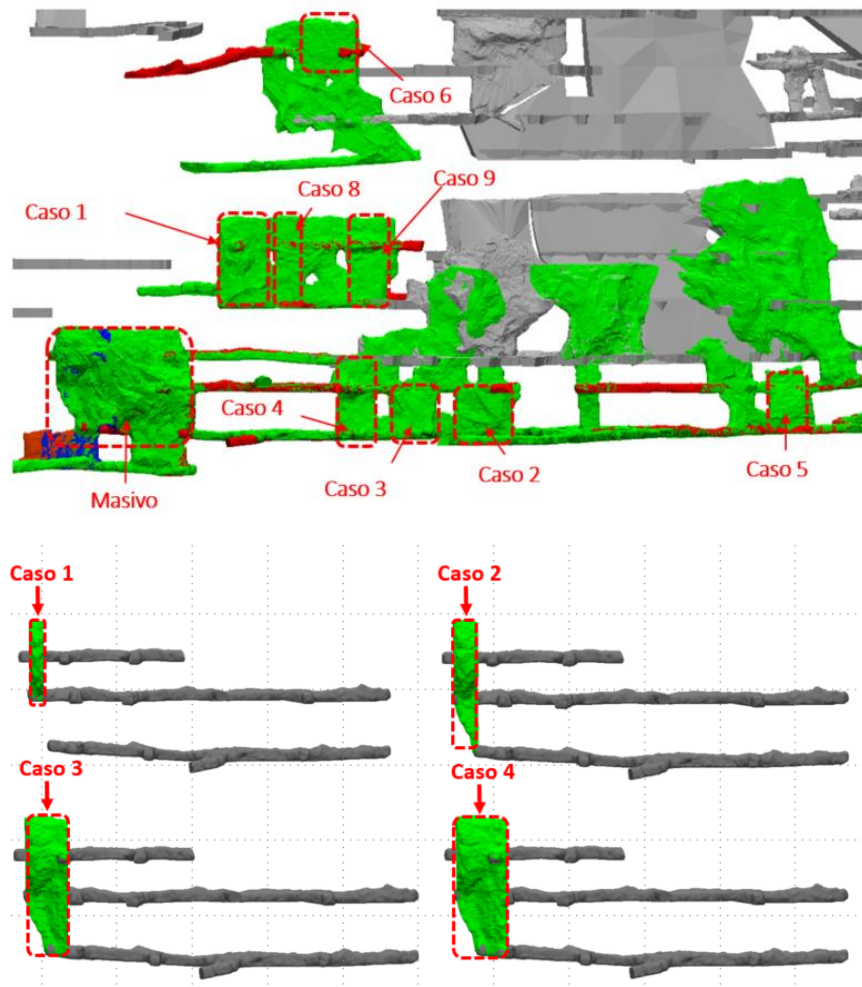


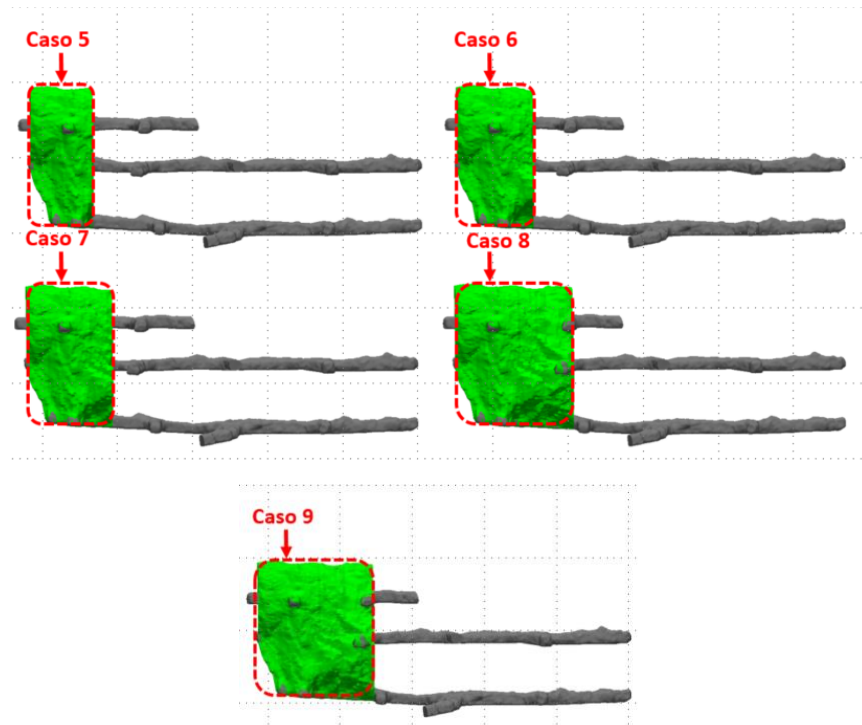
Casos de estudio sector VCS:



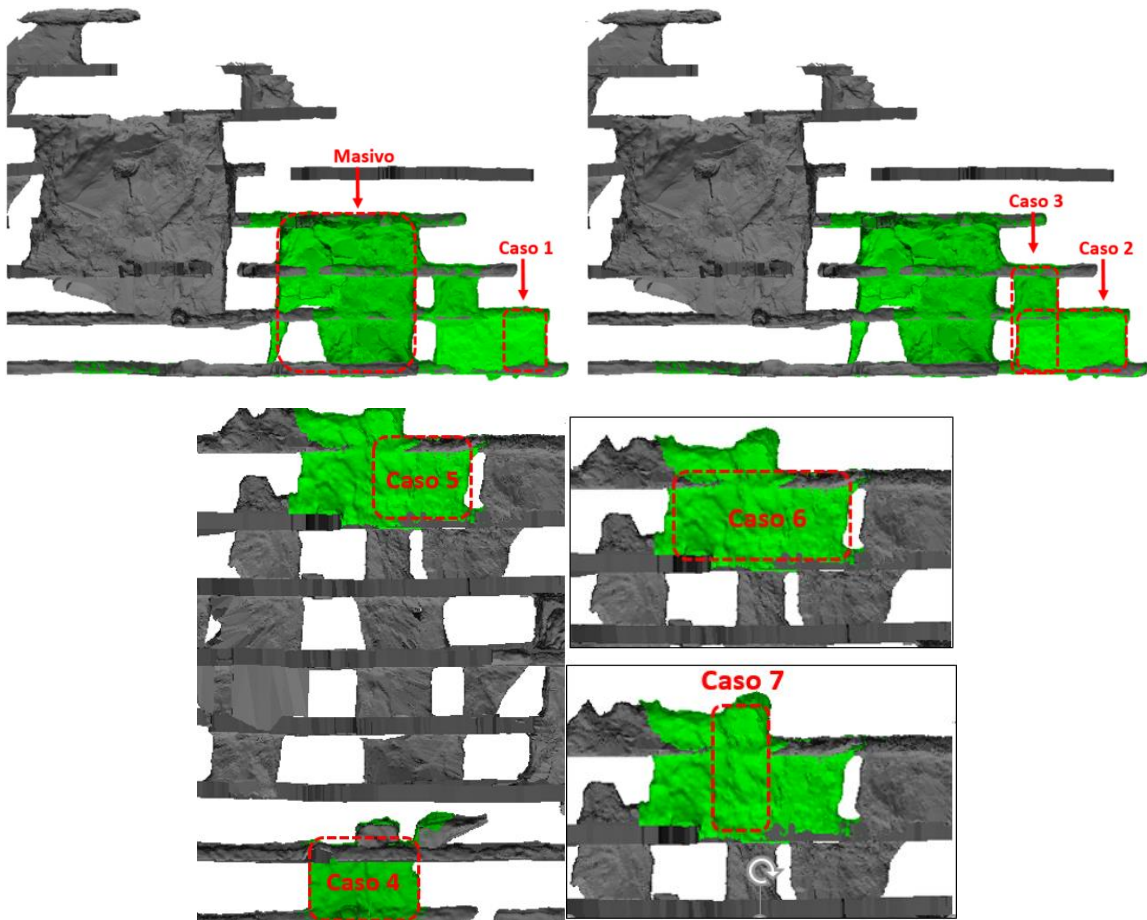


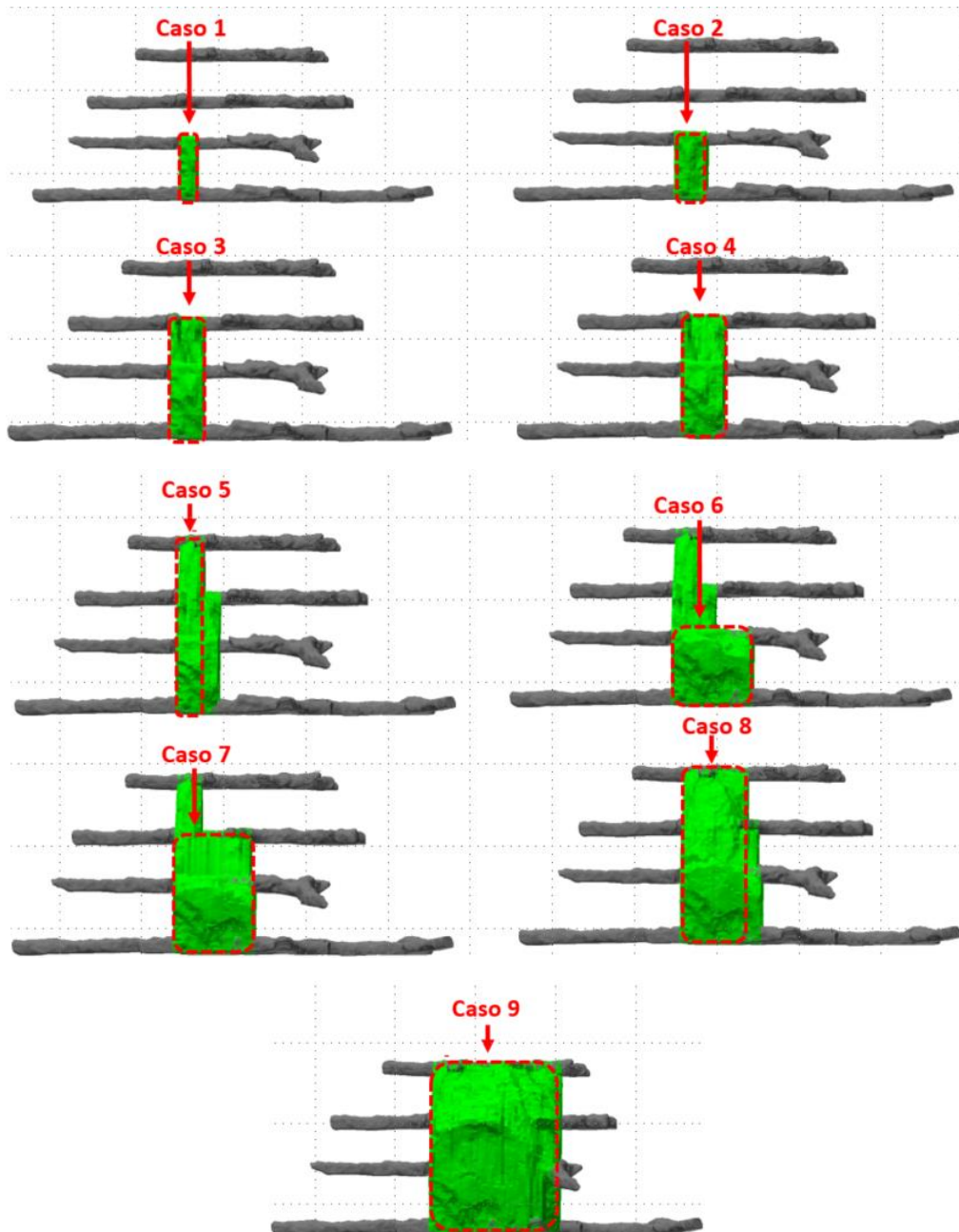
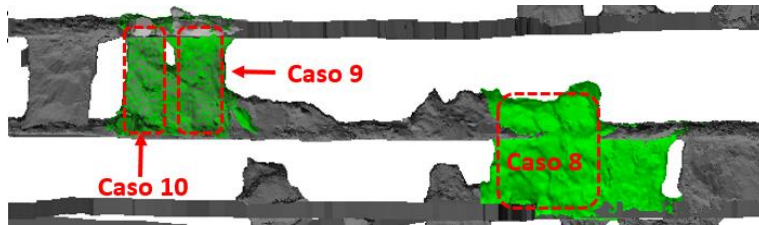
Casos de estudio PVOS:



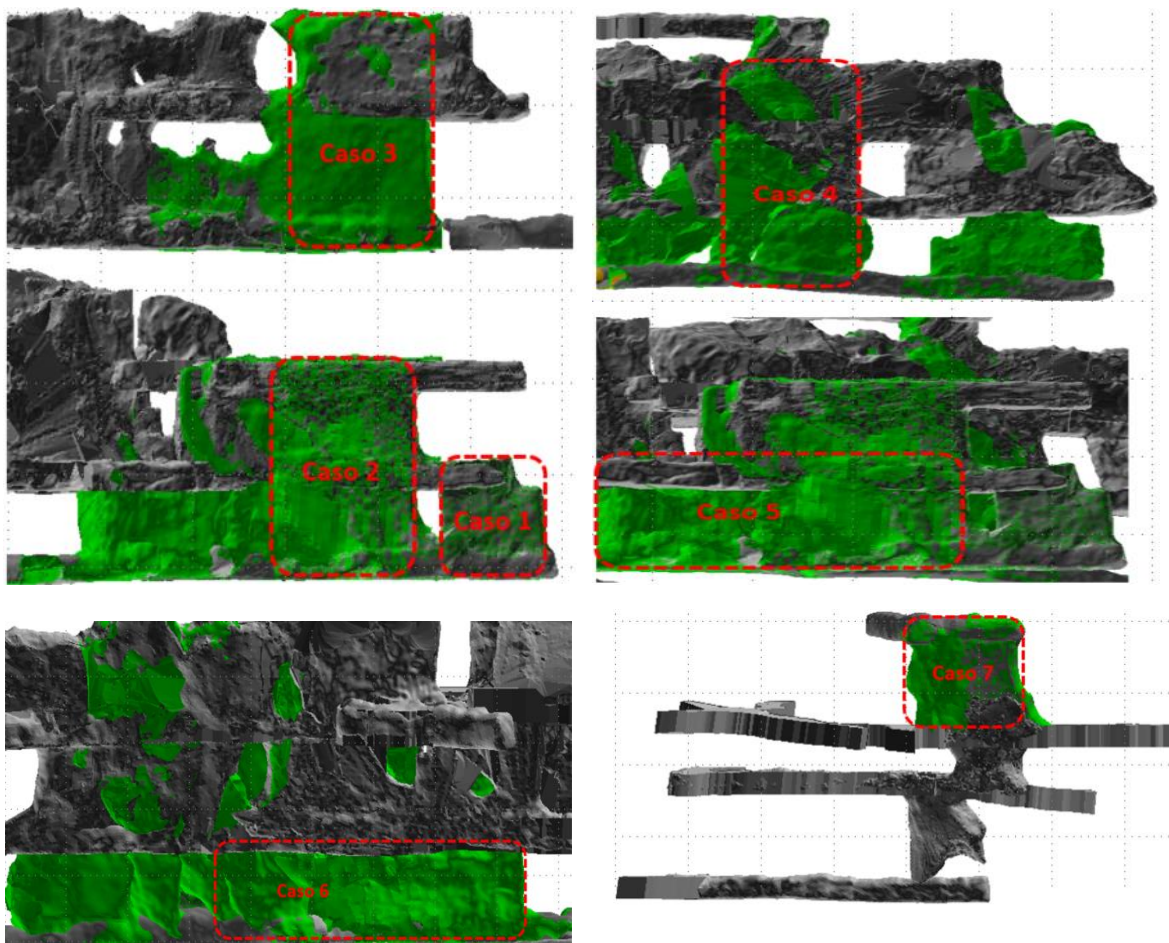


Casos de estudio Maqui:





Casos de estudio Polvorín:



Anexo B

Q'	A	B	C	N
3,90	1,00	0,50	6,39	6,20
5,68	1,00	1,00	7,73	63,13
3,90	1,00	1,00	8,00	9,76
2,45	1,00	0,38	7,85	22,45
1,60	1,00	0,32	8,00	7,08
1,00	1,00	0,40	7,79	23,61
1,00	1,00	0,31	8,00	6,98
1,00	1,00	0,38	7,70	22,23
4,23	1,00	0,32	8,00	7,06
2,45	1,00	0,34	7,65	17,30
2,45	1,00	0,33	8,00	9,57
9,02	1,00	0,30	7,59	15,63
1,94	1,00	0,34	8,00	10,63
4,90	1,00	0,30	7,55	15,54
1,00	1,00	0,35	8,00	11,00
1,00	1,00	0,30	7,26	12,37
1,00	1,00	0,36	8,00	11,30
1,94	1,00	0,30	7,24	12,34
1,94	1,00	0,36	8,00	11,33
1,00	1,00	0,50	8,00	4,00
1,00	1,00	0,50	6,66	3,33
1,00	1,00	0,50	7,59	3,79
1,00	1,00	0,50	8,00	4,00
6,22	1,00	1,00	6,59	40,99
6,22	1,00	1,00	8,00	49,76
1,00	1,00	0,50	8,00	4,00
1,00	1,00	0,50	5,43	2,71
3,00	1,00	0,50	7,10	10,65
3,00	1,00	0,50	4,31	6,47
6,22	1,00	0,50	8,00	23,43
6,22	1,00	0,50	5,58	16,35
9,31	1,00	0,43	6,40	25,65
12,28	1,00	0,32	7,36	28,55
4,18	1,00	0,31	7,75	10,02
8,56	1,00	0,39	8,00	26,83
6,22	1,00	0,84	8,00	41,62
6,22	1,00	0,34	6,62	13,86
6,22	1,00	0,38	7,13	16,77
6,22	1,00	0,34	8,00	16,72
4,18	1,00	0,81	7,52	25,37

Q'	A	B	C	N
0,11	1,00	0,35	3,61	0,14
0,08	1,00	1,00	8,00	0,64
4,03	1,00	1,00	5,28	21,29
0,44	1,00	1,00	5,16	2,27
1,12	1,00	1,00	5,41	6,06
2,79	1,00	1,00	8,00	22,32
1,30	1,00	0,32	8,00	3,37
0,27	1,00	1,00	5,22	1,41
0,55	1,00	1,00	8,00	4,40
0,08	1,00	1,00	8,00	0,64
0,07	1,00	1,00	8,00	0,56
0,05	1,00	1,00	5,60	0,28
0,74	0,53	0,50	8,00	1,56
1,69	0,58	0,50	8,00	3,90
0,74	0,53	0,50	8,00	1,56
0,74	0,53	0,50	8,00	1,56
0,62	0,53	0,50	8,00	1,31
0,74	0,53	0,50	8,00	1,56
1,69	0,53	0,50	8,00	3,56
6,31	0,53	0,50	8,00	13,45
1,69	0,53	0,50	8,00	3,56
0,74	1,00	0,30	5,49	1,22
4,32	0,54	0,36	6,55	5,47
8,60	0,91	0,34	4,84	12,90
8,60	0,69	1,00	6,36	37,63
1,02	1,00	0,30	5,35	1,64
1,02	1,00	0,30	5,41	1,65
1,86	1,00	0,30	6,16	3,44
6,22	0,98	0,30	5,96	10,86
9,43	1,00	0,30	5,91	16,73
9,43	0,83	0,30	6,10	14,36
3,70	1,00	0,30	5,99	6,65
2,34	0,68	1,00	6,29	10,07
0,35	1,00	0,30	8,00	0,84
7,32	0,54	0,36	8,00	11,49
9,01	0,91	0,31	8,00	20,30
9,02	0,69	1,00	8,00	49,68
0,42	1,00	0,30	8,00	1,01
0,42	1,00	0,30	8,00	1,01
0,83	1,00	0,30	8,00	1,99

Q'	A	B	C	N
9,42	1,00	0,87	6,86	56,07
6,22	1,00	0,30	7,78	14,51
9,72	1,00	0,38	6,83	25,45
10,51	1,00	0,85	8,00	71,69
6,22	1,00	0,64	7,31	28,96
8,59	1,00	0,30	6,34	16,35
10,36	1,00	0,30	8,00	24,86
14,76	1,00	0,32	8,00	37,63
6,47	1,00	0,30	8,00	15,67
10,51	1,00	0,86	6,68	60,46
6,22	1,00	0,84	7,46	39,10
9,42	1,00	0,89	8,00	67,00
6,22	1,00	0,39	8,00	19,18
2,45	1,00	0,30	7,35	5,40
6,47	1,00	0,80	8,00	41,38
6,28	1,00	0,82	8,00	41,12
6,22	1,00	0,30	8,00	14,93
11,36	1,00	0,38	8,00	34,85
6,44	1,00	0,44	7,97	22,39
6,22	1,00	0,83	8,00	41,12
6,47	1,00	0,87	8,00	44,92

Q'	A	B	C	N
6,22	0,98	0,30	8,00	14,57
4,37	1,00	0,30	8,00	10,49
6,22	0,83	0,30	8,00	12,42
5,60	1,00	0,30	8,00	13,44
6,90	0,68	1,00	8,00	37,79
8,17	1,00	0,30	8,00	5,88
1,22	1,00	0,50	8,00	6,40
7,46	1,00	0,50	8,00	4,00
2,79	1,00	0,50	8,00	4,00
7,65	1,00	0,88	8,00	7,04
2,79	1,00	0,69	8,00	23,46
7,65	1,00	0,50	8,00	9,80
2,79	1,00	0,50	8,00	9,80
6,58	1,00	0,39	6,96	24,77
3,63	1,00	0,30	7,25	4,22
6,86	1,00	0,50	7,47	18,30
3,90	1,00	0,50	5,70	2,85
6,86	1,00	0,50	6,34	3,17
3,90	1,00	0,87	6,34	5,54
5,68	1,00	0,50	6,69	6,49
6,22	1,00	0,50	8,00	23,43