



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

**DIMENSIONAMIENTO DE CÁMARAS PARA OPTIMIZAR PRODUCCIÓN EN
MINERA EL TOQUI**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

HERNÁN RAMÓN LATORRE ARANEDA

**PROFESOR GUÍA
ÁLVARO NÚÑEZ ARANCIBIA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN
HANS GÖPFERT HIELBIG**

MARÍA ELENA VALENCIA VERA

**SANTIAGO DE CHILE
2019**

DIMENSIONAMIENTO DE CÁMARAS PARA OPTIMIZAR PRODUCCIÓN EN MINERA EL TOQUI

La Sociedad Contractual Minera El Toqui ha estado en operación desde 1983. Desde sus inicios el método de explotación por excelencia ha sido Room and Pillar, debido a que el depósito mineral se trata de yacimientos estratificados tipo skarn y cuerpos mineralizados tipo manto del orden de 5 [m] a 15 [m] de potencia.

Dado el aumento en la capacidad de tratamiento de la planta de procesamiento de minerales, se evalúa la manera de aumentar la producción de la mina. De esta forma, se estudia cambiar el método de explotación de Room and Pillar a una variante de Tiros Radiales que permite el aumento de la producción. El método de Tiros Radiales sería aplicado al sector Porvenir Dolbek, para lo cual es necesario estimar las dimensiones de cámaras y pilares que garanticen la estabilidad del sector una vez explotado.

La metodología propuesta para realizar el dimensionamiento de cámaras consta de dos etapas:

1. Realizar un back análisis en el sector Porvenir, con la finalidad de encontrar una curva límite de estabilidad mediante la metodología empírica propuesta por Mathews y Potvin para caserones. El back análisis se centra en las dimensiones del techo de las cámaras, dado que representa la condición crítica debido a la mala calidad de la roca.

2. En segunda instancia, estimada la curva de estabilidad, se dimensiona el largo y ancho de las cámaras considerando los esfuerzos inducidos, la orientación de las discontinuidades, la inclinación de las cámaras y el factor de forma mediante la metodología empírica. El diseño de pilares de basa en los criterios empíricos de resistencia de Lunder & Pakalnis y criterio de fluencia de Hoek and Brown. Una vez dimensionadas las cámaras y pilares, se somete el diseño preliminar a modelamiento numérico 2D para verificar y/o ajustar el diseño.

El resultado del back análisis muestra que la curva que mejor se ajusta al límite de estabilidad, es aquella propuesta por Potvin en su gráfico de estabilidad que divide la zona estable de la zona estable con soporte. Dada la calidad de la roca de techo, las cámaras que muestran mayor estabilidad son aquellas con un radio hidráulico menor a 4.

El análisis numérico realizado es de utilidad para detectar zonas de altos esfuerzos (σ_1) o zonas de tracción (σ_3) en las cámaras. El factor de seguridad sobre 1.25 y sin elementos de fluencia en el centro de los pilares aseguran estabilidad de éstos.

Realizando una comparación de costos por tronadura y fortificación, se observa que los costos estimados son menores al explotar por el método de Tiros Largos que por Room and Pillar considerando el tonelaje total a extraer de las cámaras y el área total a fortificar.

Se recomienda una secuencia de explotación alejándose de las estructuras mayores con el fin de controlar la energía acumulada alrededor de las excavaciones por la explotación. Para las cámaras del cuerpo 2, debido al aumento de la carga litostática y la secuencia de explotación, se aumenta el ancho del pilar de 17 [m] a 18 [m]. Por último, las cámaras del cuerpo 3 se pueden explotar de forma paralela a las cámaras de los cuerpos 1 y 2.

ABSTRACT

Contractual Society Minera El Toqui has been operating since 1983. From its beginning the exploitation method by excellence is Room and Pillar, due to stratified skarn type deposit and flatly bedded mineralized body which has thickness ranging from 5 [m] to 15 [m] typically.

Due to the expansion of treatment capacity of the mineral processing plant, increasing the tonnage of production of the mine has become a priority. Therefore a variation from room and pillar to radial blasting production method is being evaluated, which lets an increase in production. This variation in the mining method is planned to be applied in the Porvenir Dolbek sector, and it is in development stage. For that purpose it is fundamental to estimate the dimensions of rooms and pillars that guarantee stability of the sector once exploited.

The proposed methodology for room dimensioning consists of two stages:

1. First, carrying out a back analysis in the Porvenir Dolbek sector, with the purpose of finding a stability limit curve using the empirical methodology proposed by Mathews and Potvin for stopes. The back analysis focuses on the dimensions of the roof of the rooms, since it represents the most critical condition due to the poor quality of the rock therein.
2. In a second instance, the stability curve is estimated, the length and width of the rooms are dimensioned considering the induced stresses, the orientation of the discontinuities and the inclination of the chambers through the empirical methodology. The design of pillars is based on the empirical strength criteria of Lunder & Pakalnis and the Hoek and Brown yield envelope criterion. Once the chambers and pillars have been dimensioned, the preliminary design is subjected to 2D numerical modeling (phase version 7) to verify and / or adjust the design.

The result of the back analysis shows that the curve that best fits the stability limit is that proposed by Potvin in his stability graph, which divides the stable transition zone and the supported stable zone. Due to the quality of the rock at the roof, the rooms which show greater stability are those with a hydraulic radius less than 4.

The numerical model performed is useful to detect high stress zones (σ_1) or traction zones in the (σ_3) rooms. A factor of safety greater than 1.25 and without yielded elements in the middle of the pillars, guarantee the stability of these pillars.

Making a comparison of costs for blasting and fortification, it is observed that the estimated costs are lower when exploiting by the long throw method than by Room and Pillar considering the total tonnage to be extracted from the chambers and the total area to be fortified.

It is recommended as sequence of exploitation, to move away from the larger structures in order to control the accumulated energy around the excavations. For the chambers of body 2, due to the increase in the lithostatic charge and the operating sequence, the column width is increased from 17 [m] to 18 [m]. Finally, the chambers of body 3 can be exploited in parallel to the chambers of bodies 1 and 2.

AGRADECIMIENTOS

Primero agradecer a mi familia que siempre me apoyó en todo momento que a pesar de los momentos difíciles siempre me empujaron a continuar y terminar esta etapa. En especial a mi Madre que me apoyó de manera incondicional, mi Padre que siempre tuvo palabras de aliento cuando la situación no era la mejor y mis Hermanas quienes fueron un pilar importante en este proceso.

También agradecer a mis amigos que me acompañaron desde un comienzo, como también compañeros de carrera con quienes hice gran amistad.

Agradecer a mi comisión encabezada por Álvaro Núñez que no tuvo inconvenientes en ser mi tutor y guiarme durante este tiempo, a Hans Göpfert y María Elena que siempre tuvieron la disposición de cooperar para poder realizar el mejor trabajo posible.

Por último agradecer a minera El Toqui, en especial a Gastón Gonzalez por darme las garantías de poder trabajar en las mejores condiciones posibles, a Felipe Lira y Rodrigo Monsalve que me ayudaron en los aspectos técnicos, como así también quienes conforman las áreas de operación, ingeniería, topografía y geología que tuvieron siempre la mejor disposición en resolver cualquier duda que tuviese.

TABLA DE CONTENIDO

1	INTRODUCCIÓN	1
1.1	Motivación.....	1
1.2	Sociedad Contractual Minera El Toqui (SCMT).....	2
1.3	Objetivos	3
1.3.1	Objetivo general	3
1.3.2	Objetivos específicos	3
1.3.3	Alcance.....	3
1.4	Contenidos de la memoria.....	3
2	ANTECEDENTES	4
2.1	Geología del distrito El Toqui	4
2.2	Método de explotación Room and Pillar.....	7
2.2.1	Desarrollos	8
2.2.2	Arranque.....	8
2.2.3	Carguío y transporte.....	8
2.2.4	Ventilación	8
2.2.5	Fortificación	9
2.2.6	Geotecnia.....	9
2.3	Marco teórico.....	13
2.3.1	Caracterización macizo rocoso.....	13
2.3.2	Método de estabilidad gráfico	14
2.3.3	Diseño de Pilares	21
2.3.4	Método numérico RS2 (phase version 7).....	31
3	METODOLOGÍA	33
3.1	Dimensionamiento empírico	34
3.2	Modelamiento numérico	38
4	RESULTADOS Y ANÁLISIS	41
4.1	Back Análisis Empírico	41
4.1.1	Back análisis cámara 1 sector porvenir 4.....	42
4.1.2	Back análisis cámara 1-2 sector porvenir 4.....	43
4.1.3	Back análisis cámara 4 sector porvenir 4.....	43
4.1.4	Back análisis cámara 1 de Zn sector porvenir 3 inferior.....	44
4.1.5	Back análisis cámara 1 de Au sector porvenir 3 inferior	44
4.2	Back Análisis Numérico	47
4.2.1	Back análisis cámaras sector Porvenir 4.....	47
4.2.2	Back análisis cámaras sector Porvenir 3	50

4.3	Dimensionamiento empírico de cámaras	55
4.3.1	Cuerpo 1: Cámara 10 [m] ancho x 60 [m] largo	55
4.3.2	Cuerpo 1: Cámara 15 [m] ancho x 30 [m] largo	55
4.3.3	Cuerpo 2: Cámara 10 [m] ancho x 30 [m] largo	56
4.3.4	Cuerpo 2: Cámara 15 [m] ancho x 15 [m] largo	56
4.3.5	Cuerpo 3: Cámara 8 [m] ancho x 40 [m] largo	57
4.3.6	Cuerpo 3: Cámara 15 [m] ancho x 15 [m] largo	57
4.4	Diseño empírico de pilares	59
4.4.1	Pilares tipo muro para cámaras de cuerpo 1.....	59
4.4.2	Pilares tipo muro para cámaras en cuerpo 2.....	60
4.4.3	Pilares tipo muro para cámaras en cuerpo 3.....	61
4.5	Diseño preliminar	62
4.6	Modelamiento numérico 2D.....	63
4.6.1	Sección de corte transversal a cámaras en cuerpos 1 y 2.....	64
4.6.2	Sección de corte transversal a cámaras en cuerpo 1. Zona de mayor altura de cámaras. 68	
4.6.3	Sección de corte transversal a cámaras en cuerpo 3.	70
4.6.4	Sección longitudinal cámara 1 en cuerpo 1.....	72
4.6.5	Sección longitudinal cámara 3 en cuerpo 2.....	73
4.6.6	Sección longitudinal cámara 1 en cuerpo 3.....	75
4.7	Diseño final	76
4.8	Secuenciamiento	77
4.9	Comparación entre métodos de explotación	78
4.9.1	Comparación por Tronadura	78
4.9.2	Comparación por Fortificación.....	79
5	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	81
5.1	Conclusiones.....	81
5.2	Recomendaciones	82
6	BIBLIOGRAFÍA	83

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Estructuras mayores estimadas en el sector porvenir dolbek.	11
Tabla 2: Característica yacimiento Porvenir Dolbek.	12
Tabla 3: Propiedades de roca intacta.....	12
Tabla 4: Propiedades macizo rocoso.....	12
Tabla 5 Sistemas de clasificación de macizo rocoso.	13
Tabla 6 Parámetros sistema clasificación Q de Barton.....	13
Tabla 7: Fórmulas de estimación para la resistencia de pilares en roca competente.....	27
Tabla 8: Criterios de aceptabilidad de pilares.	30
Tabla 9: Magnitudes esfuerzos principales.	35
Tabla 10: Factores de ajuste para dimensionamiento empírico.....	36
Tabla 11: Obtención de radio hidráulico y número de estabilidad.	36
Tabla 12: Resultados estabilidad para techo de 10 [m] ancho y 30 [m] largo.	38
Tabla 13: Estabilidad techo cámara 1 sector porvenir 4.	42
Tabla 14: Estabilidad cámara 1-2 sector porvenir 4.	43
Tabla 15: Estabilidad cámara 4 sector porvenir 4.	43
Tabla 16: Estabilidad cámara 1 de Zn porvenir 3.....	44
Tabla 17: Estabilidad cámara 1 de Au sector porvenir 3.	44
Tabla 18: Dimensionamiento cámara 2 sector porvenir Dolbek..	55
Tabla 19: Dimensionamiento cámara 1 sector porvenir Dolbek..	55
Tabla 20: Dimensionamiento cámaras cuerpo 2 sector porvenir Dolbek ancho 10 [m].....	56
Tabla 21: Dimensionamiento cámaras cuerpo 2 sector porvenir Dolbek ancho 15 [m].....	56
Tabla 22: Dimensionamiento cámaras cuerpo 3 sector porvenir Dolbek ancho 8 [m].....	57
Tabla 23: Dimensionamiento cámaras cuerpo 3 sector porvenir Dolbek ancho 15 [m].....	57
Tabla 24: Parámetros de entrada para el diseño de pilares cuerpo 1.	59
Tabla 25: Pendiente y esfuerzo de carga del pilar para cuerpo 1.	59
Tabla 26: Ancho, alto y factor de seguridad de pilar cuerpo 1.....	59
Tabla 27: Parámetros de entrada para el diseño de pilares cuerpo 2.	60
Tabla 28: Pendiente y esfuerzo de carga del pilar para cuerpo 2.	60
Tabla 29: Ancho, alto y factor de seguridad de pilar cuerpo 2.....	60
Tabla 30: Parámetros de entrada para el diseño de pilares cuerpo 3.	61
Tabla 31: Pendiente y esfuerzo de carga del pilar para cuerpo 3.	61
Tabla 32: Ancho, alto y factor de seguridad de pilar cuerpo 3.....	61
Tabla 33: Parámetros de entradas según litología.	63
Tabla 34: Parámetros criterio de falla Hoek and Brown.	63
Tabla 35: Parámetros de pernos cable para el modelamiento numérico.....	63
Tabla 36: Costo promedio en una frente de 6x5 según método room and pilar.	78
Tabla 37: Costo dólares por tonelada para método room and pilar.	78
Tabla 38: Costo promedio para un disparo por método de tiros radiales.....	78
Tabla 39: Costo dólares por tonelada para método room and pilar.	78
Tabla 40: Costo promedio fortificación al utilizar método room and pillar para un área de 30 [m ²].....	79
Tabla 41: Costo dólares por metro cuadrado de fortificación utilizando room and pilar.	79
Tabla 42: Costo promedio fortificación al utilizar método de tiros radiales para un área de 50 [m ²].....	79
Tabla 43: Costo dólares por metro cuadrado de fortificación utilizando tiros radiales.	79
Tabla 44: Costo totales por tronadura y fortificación.	80

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Vista en planta sector porvenir explotado y sector porvenir dolbek (color magenta).	1
Ilustración 2: Localización Sociedad Contractual Minera El Toqui, sector Alto Mañihuales, XI región de Aysén	2
Ilustración 3: Relaciones estratigráficas generales entre rocas intrusivas y unidades sedimentarias/volcánicas en el distrito de Toqui. También se muestran las subdivisiones estratigráficas para la Formación Toqui y las litologías detalladas en la sección de piedra caliza basal, que es el principal huésped mineral. Kakarieka (2010).	4
Ilustración 4: Mapa geológico del distrito El Toqui con la localización de los cuerpos mineralizados proyectados a superficie. Kakarieka (2010).	5
Ilustración 5: Secciones geológicas a escala del distrito, A-A' 'y B-B' como se muestra en la ilustración 4. La sección A-A' está mirando hacia el noreste y B-B' está mirando hacia el noroeste. La escala es la misma para ambas secciones. Elevación en metros como se muestra en el lado derecho de las secciones. Kakarieka (2010).	6
Ilustración 6: Esquema Room and Pillar convencional Queen's University (2012).	7
Ilustración 7: Tipo fortificación perno malla para secciones 5x5 y 6x6 metros de ancho y alto respectivamente (Ulises Lobón, 2018).	9
Ilustración 8: Vista en planta sector porvenir dolbek.	10
Ilustración 9: Vista perfil sector porvenir dolbek.	10
Ilustración 10: Litología del cerro, la cual da cuenta de la carga litostática creciente a medida que se desciende por la mineralización.	11
Ilustración 11: Subdivisión de cuerpos sector porvenir dolbek.	11
Ilustración 12: Factores de ajuste de Mathews et al. (1981).	15
Ilustración 13: Gráfico de estabilidad extendido, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001)	17
Ilustración 14: Líneas de isoprobabilidad estables, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001)	17
Ilustración 15: Factores de ajuste de Potvin.	19
Ilustración 16: Gráfico de estabilidad modificado (Nickson 1992), modificado de (Potvin and Hadjigeorgiou 2001)	20
Ilustración 17: Gráfico de estabilidad modificado Suorineni, modificado de (Suorineni 2010)...	20
Ilustración 18: Método de área tributaria (Vallejos, 2011)	21
Ilustración 19: Comparación entre métodos área tributaria y Coates.	23
Ilustración 20: Pilares cuadrados.	23
Ilustración 21: Pilares rectangulares.	24
Ilustración 22: Rib pillars o pilares tipo muro.	24
Ilustración 23: Pilares inclinados.	25
Ilustración 24: Criterios de falla empíricos para pilares (Vallejos, 2011)	26
Ilustración 25: Resistencia de pilares, efecto forma.	26
Ilustración 26: Resistencia de pilares, efecto tamaño.	27
Ilustración 27: Gráfico estabilidad principales fórmulas empíricas de resistencia de pilares (Maybee, 2000).	28
Ilustración 28: Gráfico resistencia pilar según razón ancho-altura, Hoek and Brown (1980).	29
Ilustración 29: Envolvente de falla para determinar factor de seguridad, FS.	30
Ilustración 30: Elementos de fluencia alrededor de las excavaciones y centro del pilar.	32
Ilustración 31: Esfuerzos principales en el sector porvenir dolbek.	34

Ilustración 32: Vista en planta de cámara. Se muestra el esfuerzo principal mayor en las paredes del techo de la cámara en la dirección SW.....	35
Ilustración 33: Zona de estabilidad según Mathews para cámara ancho 10 [m] y largo 30 [m].	37
Ilustración 34: Zona de estabilidad según Potvin para cámara ancho 10 [m] y largo 30 [m].	37
Ilustración 35: Discretización y mallado de la sección a estudiar.	39
Ilustración 36: Condiciones de borde estáticas, restringido el movimiento en X e Y.	39
Ilustración 37: Esfuerzo principal mayor (izquierda) y esfuerzo principal menor (derecha).	40
Ilustración 38: Factor de resistencia (izquierda); elementos de fluencia (derecha).....	40
Ilustración 39: Cámara 1 de Zinc y cámara 1 de Au porvenir 3.....	41
Ilustración 40: Cámara 1-2 y cámara 4 sector porvenir 4.	42
Ilustración 41: Back análisis de estabilidad para techos según metodología de Mathews en sector porvenir.	45
Ilustración 42: Back análisis de estabilidad para techos según metodología de Potvin en sector porvenir.	45
Ilustración 43 Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras de sector porvenir 4, según esfuerzo principal mayor.	47
Ilustración 44: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras de sector porvenir 4, según esfuerzo principal menor.	47
Ilustración 45: Factor de resistencia alrededor de cámaras sector porvenir 4.	48
Ilustración 46: Elementos de fluencia alrededor de cámaras sector porvenir 4.	48
Ilustración 47: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 4 sector porvenir 4, según esfuerzo principal mayor.	49
Ilustración 48: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 4 en sector porvenir 4, según esfuerzo principal menor.	49
Ilustración 49: Factor de resistencia alrededor de cámara 4 en sector porvenir 4.	50
Ilustración 50: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 de Zn en sector porvenir 3 según esfuerzo principal mayor.	50
Ilustración 51: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 de Zn en sector porvenir 3 según esfuerzo principal menor.	51
Ilustración 52: Factor de resistencia alrededor de cámara 1 de Zn sector porvenir 3.....	51
Ilustración 53: Elementos de fluencia alrededor de cámara 1 de Zn en sector porvenir 3.....	52
Ilustración 54: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras de sector porvenir 3, según esfuerzo principal mayor.	52
Ilustración 55: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras de sector porvenir 3, según esfuerzo principal menor.	53
Ilustración 56: Factor de resistencia alrededor de cámaras sector porvenir 3.	53
Ilustración 57: Elementos de fluencia alrededor de cámaras en sector porvenir 3.....	54
Ilustración 41: Back análisis de estabilidad para techos según metodología de Mathews en sector porvenir.	58
Ilustración 42: Back análisis de estabilidad para techos según metodología de Potvin en sector porvenir.	58
Ilustración 58: Vista isométrica del diseño preliminar otorgado por dimensionamiento empírico de cámaras y pilares.	62
Ilustración 59: Vista en planta del diseño preliminar otorgado por dimensionamiento empírico de cámaras y pilares.....	62
Ilustración 60: Modelo generado para análisis de cámaras sobre cuerpos 1 y 2.	64
Ilustración 61: Distribución de esfuerzos en el techo de las cámaras según esfuerzo principal mayor.....	64

Ilustración 62: Distribución de esfuerzos en el techo de las cámaras según esfuerzo principal menor.....	65
Ilustración 63: Factor de resistencia en el techo de las cámaras.	65
Ilustración 64: Distribución de esfuerzos en los pilares de las cámaras según esfuerzo principal mayor.....	66
Ilustración 65: Distribución de esfuerzos en los pilares de las cámaras según esfuerzo principal menor.....	66
Ilustración 66: Factor de resistencia en el centro del pilar.	67
Ilustración 67: Elementos de fluencia en el centro del pilar y alrededor de las excavaciones en cuerpos 1 y 2.....	67
Ilustración 69: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras sobre cuerpo 1 según esfuerzo principal mayor.	68
Ilustración 70: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras sobre cuerpo 1 según esfuerzo principal menor.	68
Ilustración 71: Factor de resistencia alrededor de las excavaciones de cuerpo 1.....	69
Ilustración 72: Elementos de fluencia en el centro del pilar y alrededor de las excavaciones en cuerpo 1.	69
Ilustración 74: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras sobre cuerpo 3 según esfuerzo principal mayor.	70
Ilustración 75: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras sobre cuerpo 3 según esfuerzo principal menor.	70
Ilustración 76: Factor de resistencia alrededor de las excavaciones de cuerpo 3.....	71
Ilustración 77: Elementos de fluencia en el centro del pilar y alrededor de las excavaciones en cuerpo 3.	71
Ilustración 78: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 en cuerpo 1 según esfuerzo principal mayor.	72
Ilustración 79: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 en cuerpo 1 según esfuerzo principal menor.	72
Ilustración 80: Factor de resistencia alrededor de cámara 1 de cuerpo 1.....	73
Ilustración 81: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 3 en cuerpo 2 según esfuerzo principal mayor.	73
Ilustración 82: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 3 en cuerpo 2 según esfuerzo principal menor.	74
Ilustración 83: Factor de resistencia alrededor de cámara 3 en cuerpo 2.....	74
Ilustración 84: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 en cuerpo 3 según esfuerzo principal mayor.	75
Ilustración 85: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 en cuerpo 3 según esfuerzo principal menor.	75
Ilustración 86: Factor de resistencia alrededor de cámara 1 de cuerpo 3.....	76
Ilustración 90: Secuencia de explotación cámaras de los cuerpos 1 y 2.....	77

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1 Sistema de clasificación Q: Rock Quality Index	13
Ecuación 2: Número de estabilidad, N'	14
Ecuación 3 Índice de calidad de túneles modificado, Q'	15
Ecuación 4: Frontera estable de falla.	16
Ecuación 5: Frontera falla - falla mayor.	16
Ecuación 6: Número de estabilidad, Potvin (1998).	18
Ecuación 7: Frontera de estabilidad Suorineni	19
Ecuación 8: Esfuerzo sobre pilares, Coates (1981).	22
Ecuación 9: Recuperación pilares cuadrados.	23
Ecuación 10: Esfuerzo inducido sobre pilar cuadrado.....	24
Ecuación 11: Recuperación pilares rectangulares.	24
Ecuación 12: Esfuerzo inducido sobre pilares rectangulares.	24
Ecuación 13: Recuperación pilares tipo muro.	24
Ecuación 14: Esfuerzo inducido sobre pilares tipo muro.....	25
Ecuación 15: Esfuerzo inducido pilares inclinados.	25
Ecuación 16: Esfuerzo principal mayor según Hoek and Brown.	28
Ecuación 17: Parámetros de Hoek and Brown; mb da cuenta la fricción del macizo rocoso; s refleja la cohesión del macizo; a corresponde a la curvatura envolvente de la envolvente de falla.	28
Ecuación 18: Razón esfuerzos principales según Lunder and Pakalnis mediante modelamiento numérico.....	29
Ecuación 19: Término que corresponde a la fricción del pilar.....	29
Ecuación 20: Parámetros para hallar la resistencia del macizo rocoso.....	32
Ecuación 21: Factor de resistencia que involucra los esfuerzos por tensión y cizalle en todas las direcciones.....	32

1 INTRODUCCIÓN

1.1 Motivación

Dada la incertidumbre del precio de los metales en los próximos años, el sector minero además de optimizar y reducir costos está en constante búsqueda de nuevos métodos operativos: simplificados, prácticos y flexibles. La optimización en el diseño y el método de explotación utilizado influyen en la rentabilidad en el corto y largo plazo.

Las minas actuales de la SCMT operan con la metodología room and pillar, alcanzando una producción de 1800 toneladas diarias, una recuperación del 75% y un costo mina de 1.9 USD por tonelada. La planta de conminución posee una capacidad de 2000 toneladas día, lo cual hace necesario incrementar la producción diaria de la mina sin necesidad de incrementar los recursos disponibles elevando los costos.

A raíz de lo anterior, la Sociedad Contractual Minera El Toqui busca optimizar la producción, aumentando las toneladas recuperadas por tronadura, incrementando las toneladas extraídas por metros perforados y/o disminuir la cantidad de explosivo utilizado para fragmentar la roca (factor de carga), logrando así mayores beneficios. Para lograr optimizar la producción, se tiene la opción de aumentar el dimensionamiento de cámaras explotadas con la metodología actual de Room and Pillar por una variante de Tiros Radiales. Por último, dada la mayor potencia del cuerpo mineralizado en algunos sectores, nace la necesidad de buscar alternativas al método actualmente utilizado. La alternativa más asequible es generando cámaras de mayores dimensiones a través de tiros radiales.

Sectores de mantos mineralizados con leyes mayores a 4% de Zn y potencias mayores a 9 metros se encuentran ubicados en la zona sur de mina Doña Rosa, en los sectores de Porvenir. El sector Porvenir Dolbek se encuentra en etapa de desarrollo, a unos 150 metros de rampa con pendiente -15%, para llegar al cuerpo mineralizado. El sector Porvenir Dolbek, ó simplemente Dolbek, se muestra en la ilustración 1.

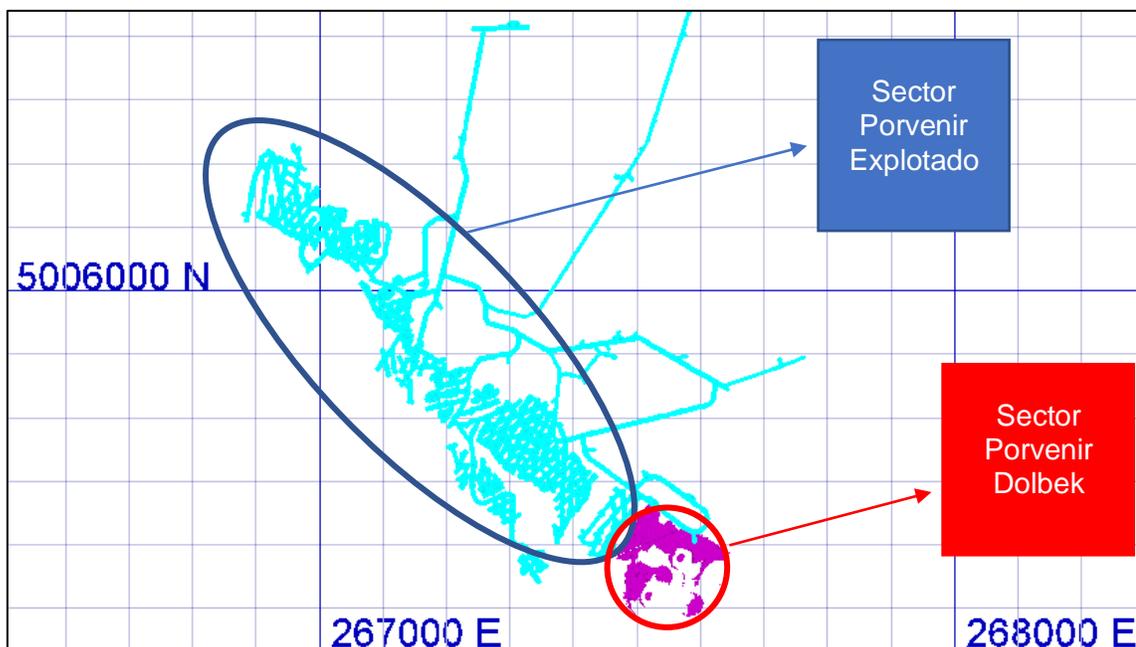


Ilustración 1: Vista en planta sector porvenir explotado y sector porvenir dolbek (color magenta).

1.2 Sociedad Contractual Minera El Toqui (SCMT)

La SCMT está localizada al sur de Chile a 1350 [km] de Santiago y 630 [msnm] aproximadamente. Los inicios de la mina El Toqui se remontan a principios de los años sesenta cuando fueron descubiertos sus yacimientos, pero es en 1983 cuando parte su funcionamiento. Posteriormente, en 2017, después de múltiples dueños a lo largo de su historia, la compañía australiana Laguna Gold completó la adquisición belga Nyrstar, el antiguo propietario de la minera El Toqui. La operación posee una dotación aproximada de 400 trabajadores directos y 200 indirectos, entre los que se encuentran profesionales como ingenieros de minas, geólogos, metalurgistas, industriales, ingenieros eléctricos y mecánicos, además de prevencionistas de riesgos, contadores auditores, personal administrativo y trabajadores.

El Toqui abarca un área de 1.800 [km²], que incluyen las minas actualmente en operación; mina de zinc-oro Doña Rosa; mina de zinc-plomo Estatuas; además de la mina de zinc, plomo y plata Concordia. La explotación es llevada a cabo mediante el método room and pillar, logrando una producción anual aproximada de 37900 [ton] de Zinc, 2100 [ton] de Plomo, 26600 [oz] de plata y 10000 [oz] de oro.



Ilustración 2: Localización Sociedad Contractual Minera El Toqui, sector Alto Mañihuales, XI región de Aysén

SCMT consta de un sistema mineralizado estratoligado tipo skarn, donde el recurso en su mayoría alcanza potencias entre 3 a 12 metros, operando así mediante room and pillar. Referente a variantes en la operación, entre los años 2008 a 2013 se incorporó el relleno cementado, el cual se transportó por tuberías a las frentes, rellenando éstas y así permitir una mayor cantidad en recuperación de pilares.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

- Dimensionamiento de cámaras bajo condiciones de estabilidad para optimizar producción en la operación del sector.

1.3.2 Objetivos específicos

- Aumentar las toneladas recuperadas por tronadura e incrementar las toneladas extraídas por metros perforados para aumentar productividad de la mina.
- Disminuir la cantidad de explosivo utilizado para fragmentar una tonelada de roca, con el fin de reducir costos.
- Realizar una comparación entre la metodología de room and pillar y la variante de tiros largo, considerando tronadura y fortificación.

1.3.3 Alcance

- Implementación del método explotación Room and Pillar convencional a una variante de Room and Pillar con tiros radiales.

1.4 Contenidos de la memoria

Capítulo 1: Introducción. Se presenta la motivación, breve descripción de la minera El Toqui, los objetivos y alcances de esta memoria.

Capítulo 2: Antecedentes. Se describe la geología del distrito El Toqui y el método de explotación room and pillar, además se define el marco teórico para el dimensionamiento de cámaras.

Capítulo 3: Metodología: Primero un back análisis del sector y obtención de la curva de estabilidad para cámaras. Luego dimensionar cámaras de manera empírica para después ajustar con modelamiento numérico.

Capítulo 4: Resultados y Análisis. Se presentan y se analizan los resultados del modelamiento empírico y numérico para obtener así el diseño final. Por otro lado, se explica la secuencia de explotación y se realiza una comparación entre los métodos de Room and Pillar y método de Tiros Radiales.

Capítulo 5: Conclusiones. Se realizan las conclusiones y recomendaciones del diseño final para cámaras y explotación de las mismas.

2 ANTECEDENTES

2.1 Geología del distrito El Toqui

El distrito El Toqui contiene una serie de yacimientos tipo skarn y cuerpos mineralizados de reemplazo dentro de un área de 24 [km²]. Las rocas más antiguas incluyen andesita jurásica, arenisca volcánica cretácea y la toba de la Formación Toqui, con una unidad calcárea basal de 5 [m] a 30 [m] de espesor, rica en fósiles de ostras y formando el principal mineral hospedado.

Por encima de estas unidades se encuentran 800 [m] de lutita negra de la formación Katterfeld, recubiertas por andesita cretácea inferior del Grupo Divisadero, que luego se superpone de forma inconformada por la ignimbrita riolita superior del Grupo Divisadero. Las rocas intrusivas incluyen piedras de riolita, dacita y andesita emplazadas en todas las unidades de roca del cretácico. Se han documentado periodos múltiples de actividad magmática e hidrotérmica de 120-105 [Ma].

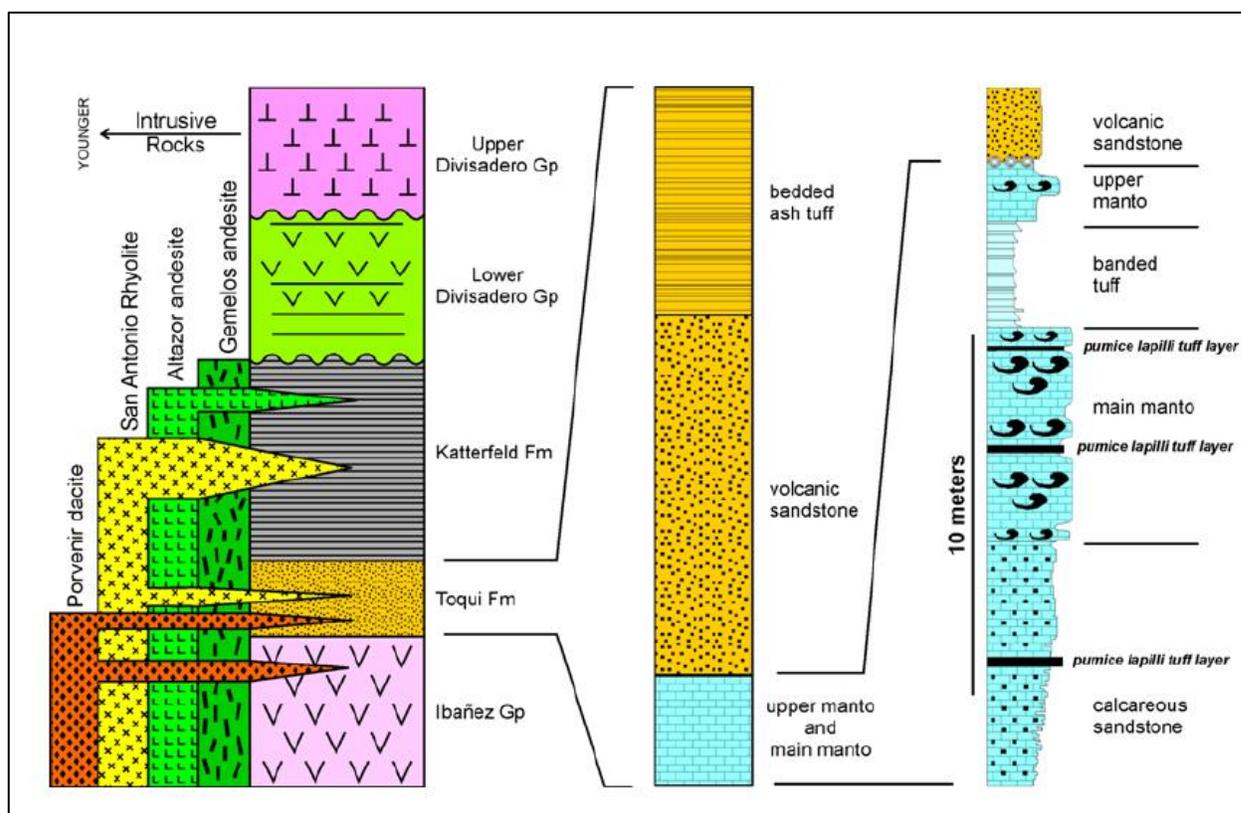


Ilustración 3: Relaciones estratigráficas generales entre rocas intrusivas y unidades sedimentarias/volcánicas en el distrito de Toqui. También se muestran las subdivisiones estratigráficas para la Formación Toqui y las litologías detalladas en la sección de piedra caliza basal, que es el principal huésped mineral. Kakarieka (2010).

En el distrito, la presencia de Fe, As, Au, Bi y Co son las más altas en el sureste, asociadas con alteración de granate, piroxeno y anfíboles, mientras que Pb y Ag son más altas en el noroeste, asociadas con clorita y sericita. Las leyes de zinc son bastante uniformes en todo el distrito, pero la esfalerita se divide en zonas de alto Fe en el sureste y bajo Fe en el noroeste. La mineralización de oro económicamente significativa se superpone al skarn anterior en la parte sureste del distrito. Los fluidos hidrotérmicos tardíos entraron en el sistema de skarn a lo largo de estructuras de

tendencias de N-W existentes. El oro se produce asociado con bismuto nativo, cobaltita, y una variedad de sulfosales. El mineral rico en oro contiene generalmente abundante arsenopirita, pero los minerales ricos en arsenopirita no son necesariamente ricos en oro. La deposición de oro y cobaltita fue acompañada por una extensa formación anfíbola retrógrada, con minerales arcillosos más abundantes en la periferia de las zonas doradas. En las perforaciones profundas se han encontrado con dos áreas sub-económicas de pirita-calcopirita-molibdeno. Uno está debajo de los cuerpos de mineral simulados en la parte suroriental del distrito y el otro está debajo de la mineralización en la parte noroeste. El panorama emergente es un gran distrito de pórfido-skarn con múltiples pulsos de intrusión y alteración, resultando en múltiples cuerpos de mineral y estilos de mineralización.

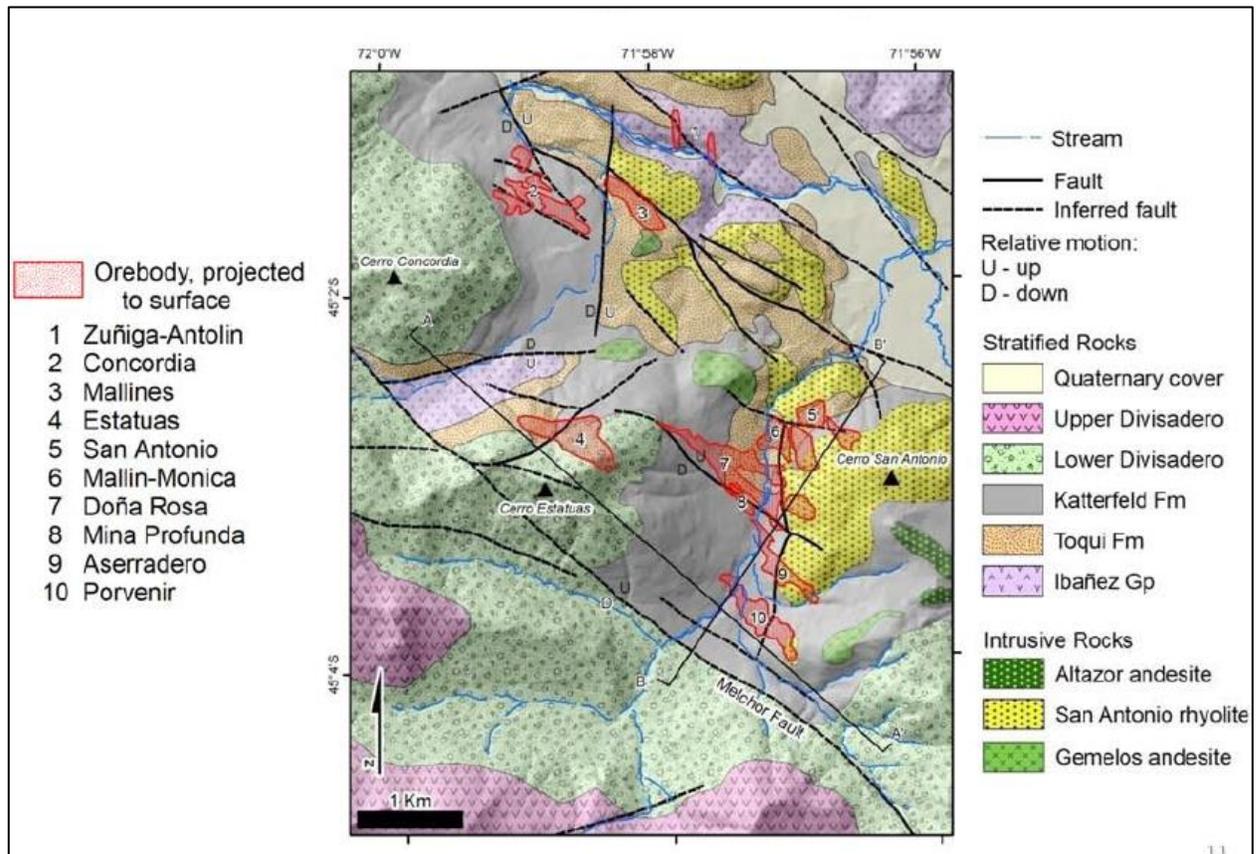


Ilustración 4: Mapa geológico del distrito El Toqui con la localización de los cuerpos mineralizados proyectados a superficie. Kakarieka (2010).

La mineralización conocida en el distrito se extiende sobre un área de 6 X 4 km, alargada en una orientación noroeste-sureste (ilustración 4). Las unidades que albergan mineralización económica incluyen las de la parte más alta del Grupo Ibañez y la parte inferior de la Formación Toqui. Estas unidades están bien expuestas a lo largo del río Toqui en la parte norte del distrito, donde son recitativamente planas. Sin embargo, en la parte sur del distrito, las unidades tienen una inclinación moderada hacia el sureste y la capa mineralizada se ha encontrado en perforaciones a más de 1000 m debajo de la superficie (ver la sección A-A', ilustración 5).

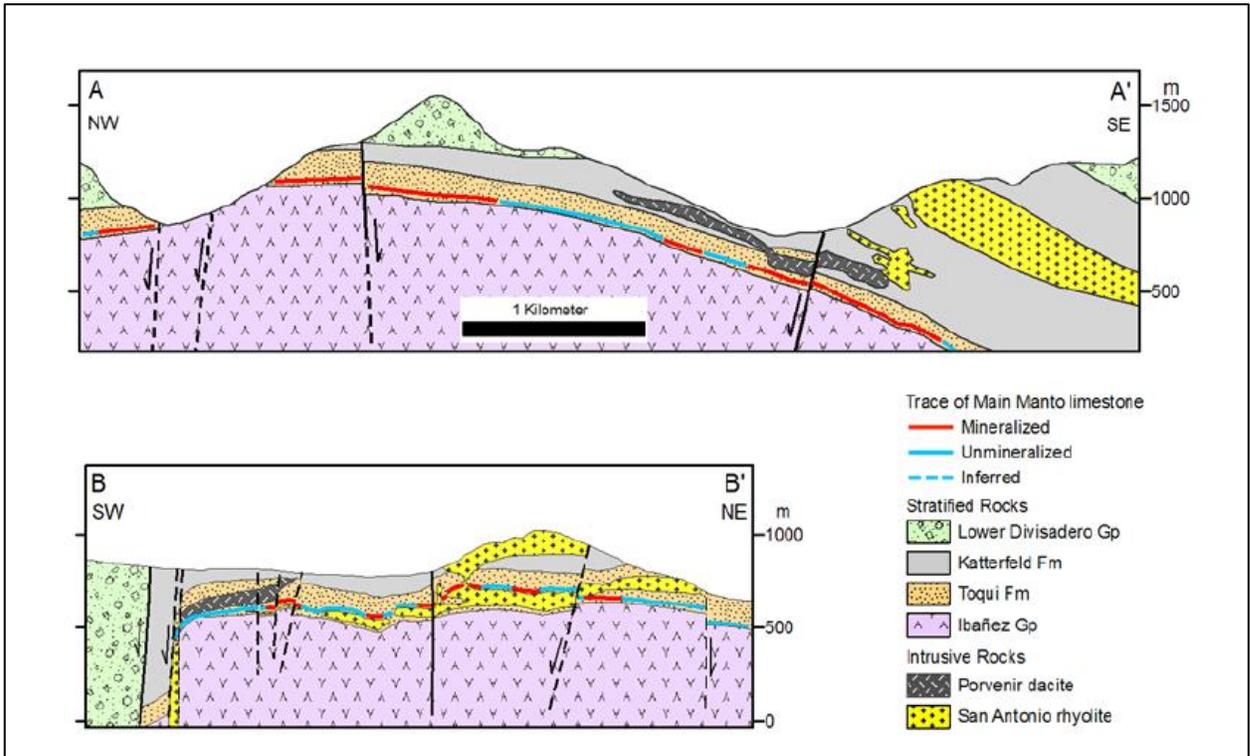


Ilustración 5: Secciones geológicas a escala del distrito, A-A' y B-B' como se muestra en la ilustración 4. La sección A-A' está mirando hacia el noreste y B-B' está mirando hacia el noroeste. La escala es la misma para ambas secciones. Elevación en metros como se muestra en el lado derecho de las secciones. Kakarieka (2010).

2.2 Método de explotación Room and Pillar

Consiste en excavar lo más posible el cuerpo mineralizado dejando pilares de mineral que permiten sostener el techo de material estéril. Las dimensiones de las cámaras y de los pilares depende de la mayor o menor competencia de la roca sobrepuesta (estabilidad del techo) y también de la roca mineralizada (estabilidad de los pilares), como asimismo del espesor del manto y de los esfuerzos existentes. Por lo general los pilares se distribuyen en una disposición o arreglo lo más regular posible, y pueden tener una sección circular, cuadrada o rectangular semejando un muro. Las cámaras abiertas tienen forma rectangular o cuadrada.

Al término de la explotación de un área determinada es posible recuperar, al menos parcialmente, un cierto porcentaje de los pilares, dependiendo del valor del mineral que se está extrayendo. Se puede trabajar a frente completa (full face slicing) o por tajadas (multiple slicing). En la explotación por tajadas se saca primero la parte superior y luego se banca y saca la parte inferior, lo que permite la explotación simultánea de ambas frentes.

En mantos de un espesor importante y de inclinación cercana a la horizontal, el método puede adoptar un alto grado de mecanización, operacionalmente muy eficiente y con una alta capacidad productiva. La disposición y diseño de las labores es bastante simple y esquemática, permitiendo con facilidad el desarrollo simultáneo de diferentes áreas productivas. No requiere de grandes inversiones en desarrollos de preproducción. Permite una explotación selectiva, dado que siempre existe la posibilidad de dejar como pilares los sectores de más baja ley.

La recuperación del yacimiento es uno de los puntos débiles de este método. Una proporción importante del mineral necesariamente debe dejarse como pilares. En cuanto a la dilución, se puede manejar en un nivel muy bajo, controlando la estabilidad del techo y la correcta ejecución de los diagramas de disparo.

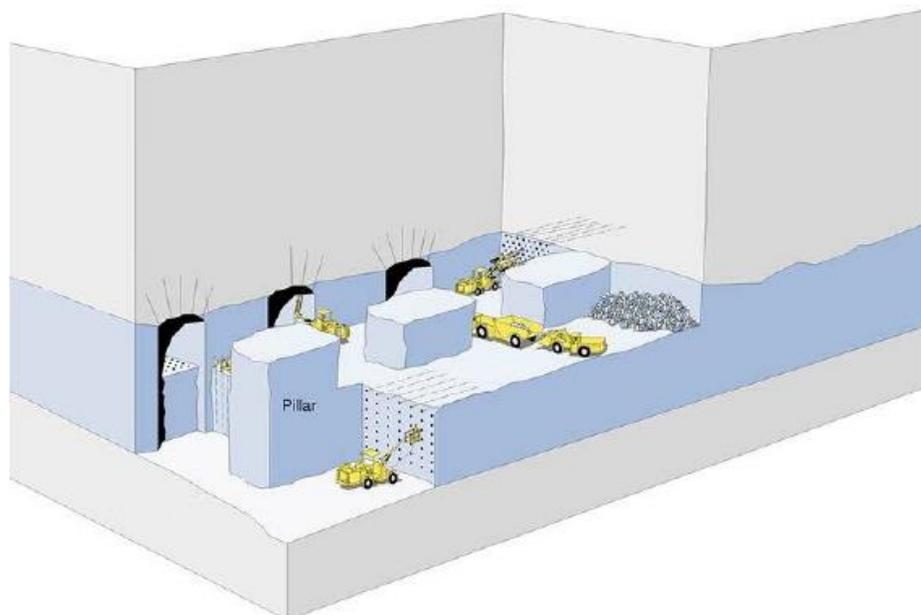


Ilustración 6: Esquema Room and Pillar convencional Queen's University (2012).

2.2.1 Desarrollos

En los cuerpos mineralizados de inclinación cercana a la horizontal, se requieren mínimos desarrollos previos a la explotación propiamente tal. Casi siempre es posible utilizar como vías de acceso y transporte del mineral las mismas cámaras ya explotadas. En el caso de cuerpos de mayor inclinación, donde las pendientes no permiten la circulación de los equipos de carguío y transporte sobre neumáticos, es necesario desarrollar con anterioridad niveles horizontales, espaciados regularmente según la vertical y orientados según el rumbo del manto. Tales niveles se pueden comunicar entre sí mediante rampas.

2.2.2 Arranque

La perforación y tronadura de producción se realiza según las prácticas habituales que se aplican en el avance de túneles y/o galerías dependiendo del espesor del manto, vale decir, del espacio disponible. Actualmente se utilizan equipos mecanizados de gran tamaño, como lo son el jumbo Sandvik DD320 y su sucesor Sandvik DD321. Las frentes en avance de room and pillar, en su mayoría secciones de 6x5 metros de ancho y alto respectivamente, tienen un barrenado de 258 [m] por frente con un avance de 3.5 [m] y un factor de carga de 0.96 kilogramos de anfo por tonelada.

En presencia de mantos de gran potencia (espesor) la operación de arranque se realiza en dos etapas:

- Se extrae la parte superior del manto según la modalidad antes indicada.
- Luego se recupera la tajada inferior mediante una operación de banqueo como en una mina a cielo abierto.

2.2.3 Carguío y transporte

El mineral tronado se carga directamente en las frentes de trabajo, de preferencia con equipos cargadores diésel montados sobre neumáticos. El espesor del manto, las dimensiones de los espacios y de los accesos disponibles, y la capacidad productiva de la faena, determinan el nivel de mecanización que es posible utilizar. Para mantos con rangos de potencia entre 4 a 12 metros, sin problemas de espacio, se usan cargadores frontales Scoop Atlas Copco St14 y Scoop Sandvik Lh514, con capacidad de 14 toneladas métricas. Mientras que para el transporte del material tronado a exterior se utilizan camiones Sanvik Toro 50D de capacidad 50 toneladas métricas.

2.2.4 Ventilación

La gran extensión horizontal que pueden alcanzar las labores y el uso intensivo de equipo diésel, hacen necesario implantar un sistema de ventilación que puede llegar a ser bastante complejo. En la mayoría de los casos resulta indispensable instalar sistemas de ventilación secundaria, utilizando ductos y ventiladores auxiliares ubicados en las proximidades de los frentes de trabajo.

El sistema de ventilación principal consta de ventilación natural, donde el flujo natural de aire fresco ingresa desde el exterior por los portales hacia las labores en producción. El movimiento del flujo de aire, se produce debido a diferencias de presiones, entre la entrada y salida, como también por diferencia de temperaturas durante las estaciones.

2.2.5 Fortificación

Los yacimientos estratificados requieren un riguroso control de la estabilidad del techo, el riesgo de derrumbes o desplomes de material está siempre presente. Se recurre por lo general al apernado sistemático del techo (ilustración 7) de pattern 1,5 x 1,5 [m]. También, si se estima necesario, es posible reforzar o fortificar los pilares mediante pernos o cables.

Se consideran elementos de fortificación:

- Apernado de techo sistemático
- Pernos de roca o helicoidales
- Planchuelas de 6 pulgadas (150 mm) y de 1/4 a 3/8 pulgadas de espesor, planas o como campanas, que distribuyen el esfuerzo de la roca en el collar del perno a través de una tuerca
- Malla que puede instalarse entre pernos
- Shotcrete para largo plazo
- La resistencia de pernos disminuye con el tiempo (puede ser necesario tensarlos nuevamente, o reemplazarlos durante la vida de la operación)

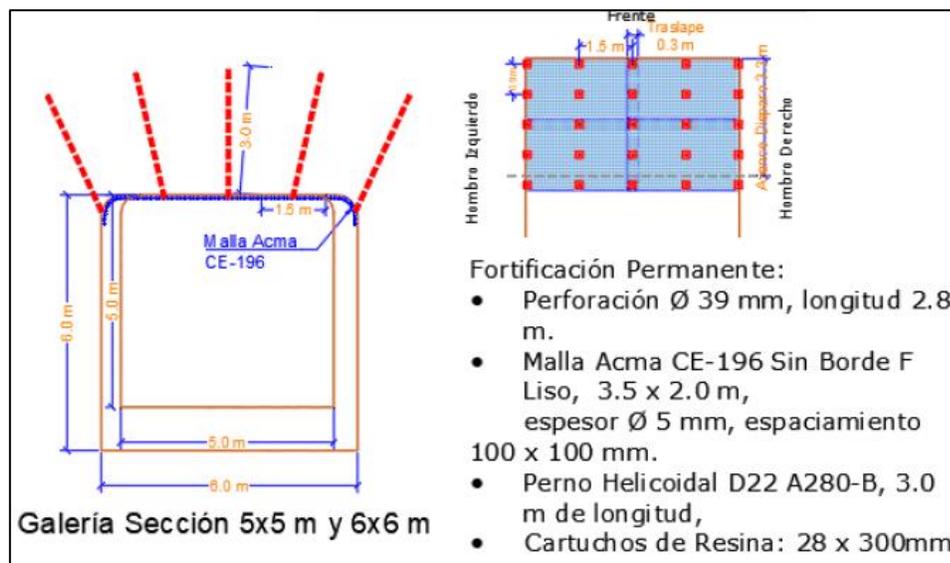


Ilustración 7: Tipo fortificación perno malla para secciones 5x5 y 6x6 metros de ancho y alto respectivamente (Ulises Lobón, 2018).

2.2.6 Geotecnia

Se muestra el modelo de bloques del sector porvenir dolbek que se quiere explotar. En la ilustración 8 se observa la geometría irregular del yacimiento, lo cual hizo necesario definir la dirección SW paralelo a la estructura mayor Falla Dolkek .

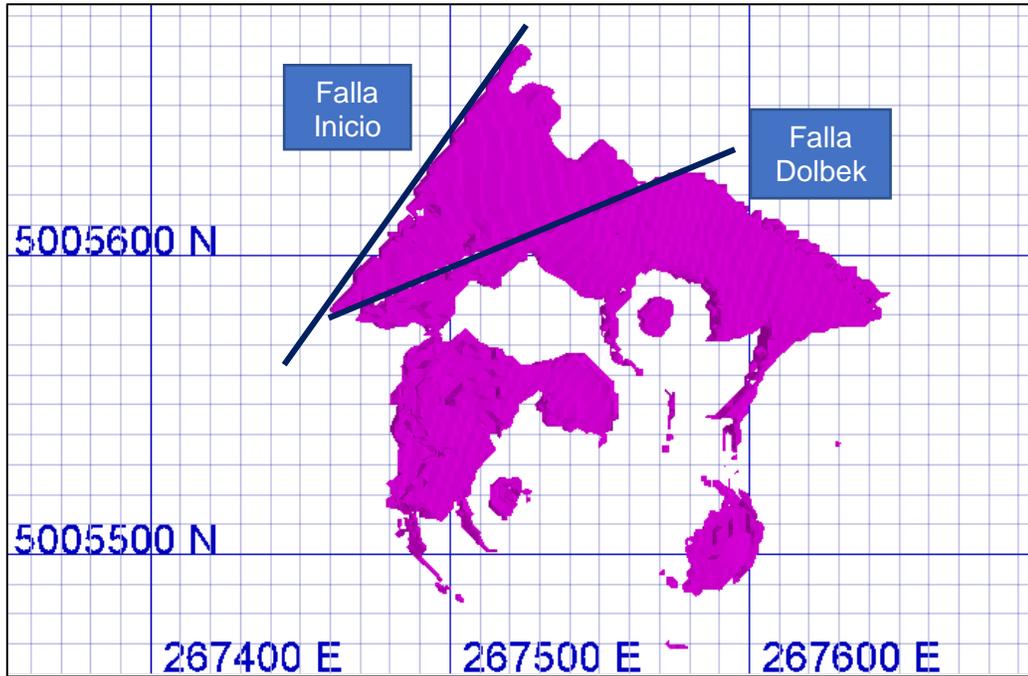


Ilustración 8: Vista en planta sector porvenir dolbek.

Por otro lado, en la ilustración 9 se puede apreciar el manto del cuerpo, lo que derivó determinar la dirección SW como rumbo de explotación.

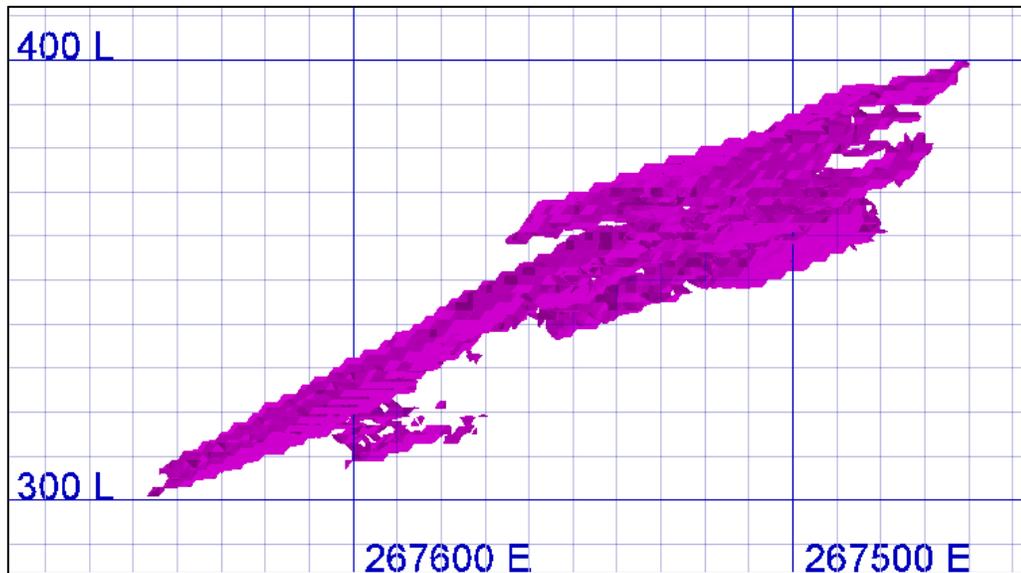


Ilustración 9: Vista perfil sector porvenir dolbek.

En el sector se han identificado cuatro estructuras mayores que cortan el yacimiento:

Tabla 1: Estructuras mayores estimadas en el sector porvenir dolbek.

Estructura	Dip	DipDirection
Falla Maximiliano	40	125
Falla Dolbek	83	247
Falla Inicio	65	214
Falla Oeste	61	307

El yacimiento se encuentra bajo un cerro, lo cual hace que la carga litostática sea un factor importante a considerar. Dada la geometría irregular del yacimiento, se divide en tres cuerpos delimitados principalmente por las fallas Inicio y Dolbek, tal como se muestra en la ilustración 11.

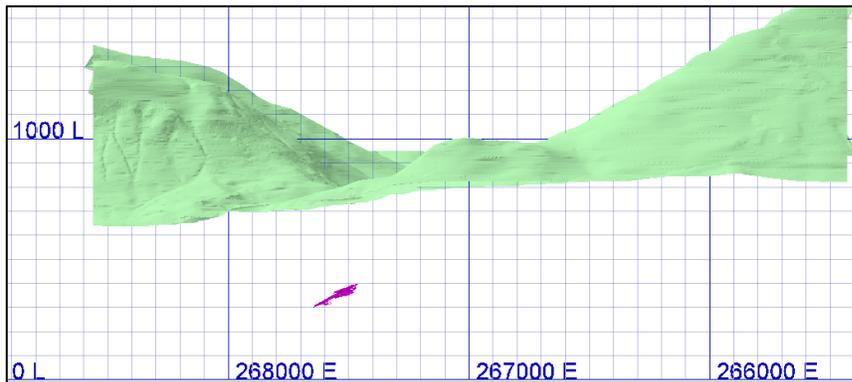


Ilustración 10: Litología del cerro, la cual da cuenta de la carga litostática creciente a medida que se desciende por la mineralización.

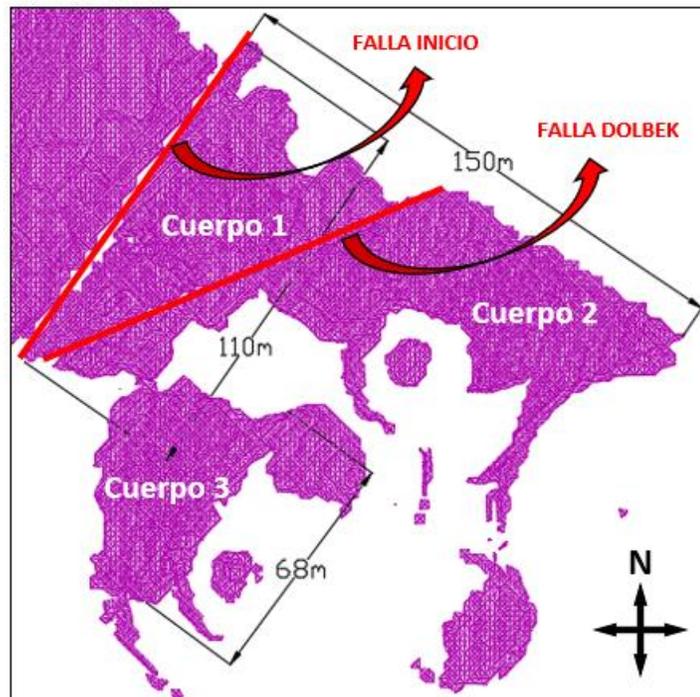


Ilustración 11: Subdivisión de cuerpos sector porvenir dolbek.

Las principales características del yacimiento se muestran en las tablas a continuación:

Tabla 2: Característica yacimiento Porvenir Dolbek.

Parámetro	Cuerpo 1	Cuerpo 2	Cuerpo 3
Densidad mineral	3.1 [ton/m ³]		
Densidad estéril	2.8 [ton/m ³]		
Profundidad [m]	590	680	610
Geometría	Irregular	Regular	Irregular

Tabla 3: Propiedades de roca intacta.

Propiedades de roca intacta según UGTB					
Parámetro	UGTB Superior	UGTB Margas	UGTB Manto Mineral	UGTB Manto Estéril	UGTB Inferior
σ_{ci} [Mpa]	140	90	130	100	120
σ_{ti} [Mpa]	13	8	12	9	11
E_i [Gpa]	46	33	38	34	47
ν	0.24	0.26	0.25	0.25	0.25
m_i	20	15	18	16	17

Tabla 4: Propiedades macizo rocoso.

Propiedades de macizo rocoso según UGTB					
Parámetro	UGTB Superior	UGTB Margas	UGTB Manto Mineral	UGTB Manto Estéril	UGTB Inferior
GSI	70	42	66	58	75
σ_{cm} [Mpa]	52	16	42	26	47
σ_{tm} [Mpa]	0.7	0.08	0.56	0.26	1.07
E_m [Gpa]	32	6	25	16	42
C_m [Mpa]	11.5	4.5	9.8	6.5	10.4
ϕ_m	42	31.6	40.4	37	42.5

En la tabla 4 se puede apreciar las propiedades geotécnicas del macizo rocoso estudiado. Las margas corresponden a un macizo perturbado con bloques entrabados y angulares formados por un sistema de diclasas, además de superficies lisas ligeramente meteorizadas. Mientras que el manto mineral corresponde a una roca de buena calidad, con bloques entrabados consistente en bloques cúbicos formado por intersecciones de estructuras.

2.3 Marco teórico

2.3.1 Caracterización macizo rocoso

Para cuantificar y unificar las características de un macizo rocoso, se desarrollaron sistemas de clasificación, del tal forma de crear un lenguaje común. A continuación, se muestra los principales sistemas de clasificación utilizados en geomecánica.

Tabla 5 Sistemas de clasificación de macizo rocoso.

Sistema	Autor	Descripción
RQD: Rock Quality Designation	Deere et al., 1967	Mide largo de trozos recuperados mayores a 10 cm, dividido por largo total del testigo
RMR (CSIR): Rock Mass Rating	Bieniawski, 1973, 1974, 1976, 1978, 1979, 1989	Integra UCS + RQD + espaciamiento, condición y orientación de discontinuidades + aguas subterráneas
Q: Rock Tunneling Quality Index	Barton et al., 1974; Grimstad and Barton, 1993; Barton, 2002	RQD + número de sistemas, alteración, rugosidad y presencia de agua en discontinuidades + SRF (reducción por zona débil, esfuerzos)
MRMR: Mining Rock Mass Rating	Laubscher, 1977, 1984, 1990, 1994; Laubscher and Jakubec, 2000	Agrega esfuerzos in-situ e inducidos y efectos de tronadura y alteración por exposición y meteorización
GSI: Geological Strength Index	Hoek, 1994; Hoek et al., 1995; Marinos and Hoek, 2001	Estima la reducción de la resistencia del macizo para diferentes condiciones geológicas

El sistema Q (Barton et al., 1974) es utilizado por los métodos de estabilidad empíricos desarrollado originalmente por Mathews (1981) y modificado por diferentes autores hasta la fecha. Está compuesto de varios parámetros independientes, los cuales tienen asociado un puntaje que pueden ser estimados realizando mapeos sobre superficies expuestas del macizo. El índice Q se calcula utilizando la siguiente expresión:

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

Ecuación 1 Sistema de clasificación Q: Rock Quality Index

Cada parámetro se define a continuación:

Tabla 6 Parámetros sistema clasificación Q de Barton

RQD	Ver tabla 5
J_n	Número de sistemas de discontinuidades
J_r	Número de rugosidad de discontinuidades
J_a	Número de alteración de discontinuidades
J_w	Agua en discontinuidades
SRF	Factor de reducción por esfuerzos

El cociente RQD/J_n representa el grado de fracturamiento y el tamaño de los bloques que forman el macizo, el cociente J_r/J_a toma en cuenta la resistencia al corte de las juntas, mientras que J_w/SRF representa el efecto de los esfuerzos y la presencia de agua en el macizo rocoso.

2.3.2 Método de estabilidad gráfico

Los caserones son la unidad básica de explotación en minería. Estos se pueden dejar vacíos (sub-level stopping), rellenos (cut and fill) o dejarlos colapsar (caving). El diseño de caserones se realiza con gráficos de estabilidad que incorporan una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño o forma de la excavación expuesta. Basado en el desarrollo de dos factores: en el número de estabilidad y el factor de forma o radio hidráulico.

2.3.2.1 Metodología de Mathews

El método de diseño empírico de Mathews (Mathews et al., 1981) corresponde a un criterio de estabilidad empírico creado en un comienzo para caserones en profundidad y luego extendido mediante la ampliación de la base de datos de trabajo (Hadjigeorgiou et al., 1995, Stewart & Forsyth, 1995, Trueman et al., 2000, Mawdesley et al., 2001). El procedimiento de diseño está basado principalmente en el cálculo de los siguientes parámetros:

- Número de Estabilidad Modificado (N'): Representa la cualidad del macizo rocoso para auto soportarse bajo una condición de esfuerzos dada.
- Factor de Forma o Radio Hidráulico (S): Representa el tamaño y la forma del caserón analizado, definido como la razón entre el área y el perímetro de la superficie.

El número de estabilidad, algebraicamente, queda definido como:

$$N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$$

Ecuación 2: Número de estabilidad, N'

Donde:

- Q' = Índice Q de calidad de túneles modificado.
- A = Factor de esfuerzo de la roca.
- B = Factor de ajuste por orientación de estructuras.
- C = Factor de ajuste de gravedad.

Índice de Calidad de Túneles Modificado, Q' : Este índice es obtenido del mapeo estructural del macizo rocoso, con la única excepción que el factor SRF es siempre considerado con un valor 1, de ahí la indicación de índice modificado.

El sistema no ha sido aplicado en condiciones significativas de presencia de agua (Hoek et al, 1995), por lo tanto, comúnmente el factor de reducción de agua en la estructura, J_w es igual a 1, resultando la expresión de la ecuación 3.

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

Ecuación 3 Índice de calidad de túneles modificado, Q'

El factor de esfuerzos A reemplaza al factor SRF del Sistema de clasificación Q y está basado en la razón entre la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta ([Mpa]) y el máximo esfuerzo inducido actuando paralelo a la superficie ([Mpa]). El factor B considera la orientación del set estructural más crítico relativo a la orientación de la superficie del caserón. Finalmente el factor C está basado en el efecto que ejerce la gravedad sobre la estabilidad de la superficie del caserón. Finalmente, el Factor C representa el ajuste por inclinación de las paredes y es calculado gráficamente a través de la inclinación de la pared en evaluación. La ilustración 12 muestra los gráficos utilizados para realizar el cálculo de estos factores.

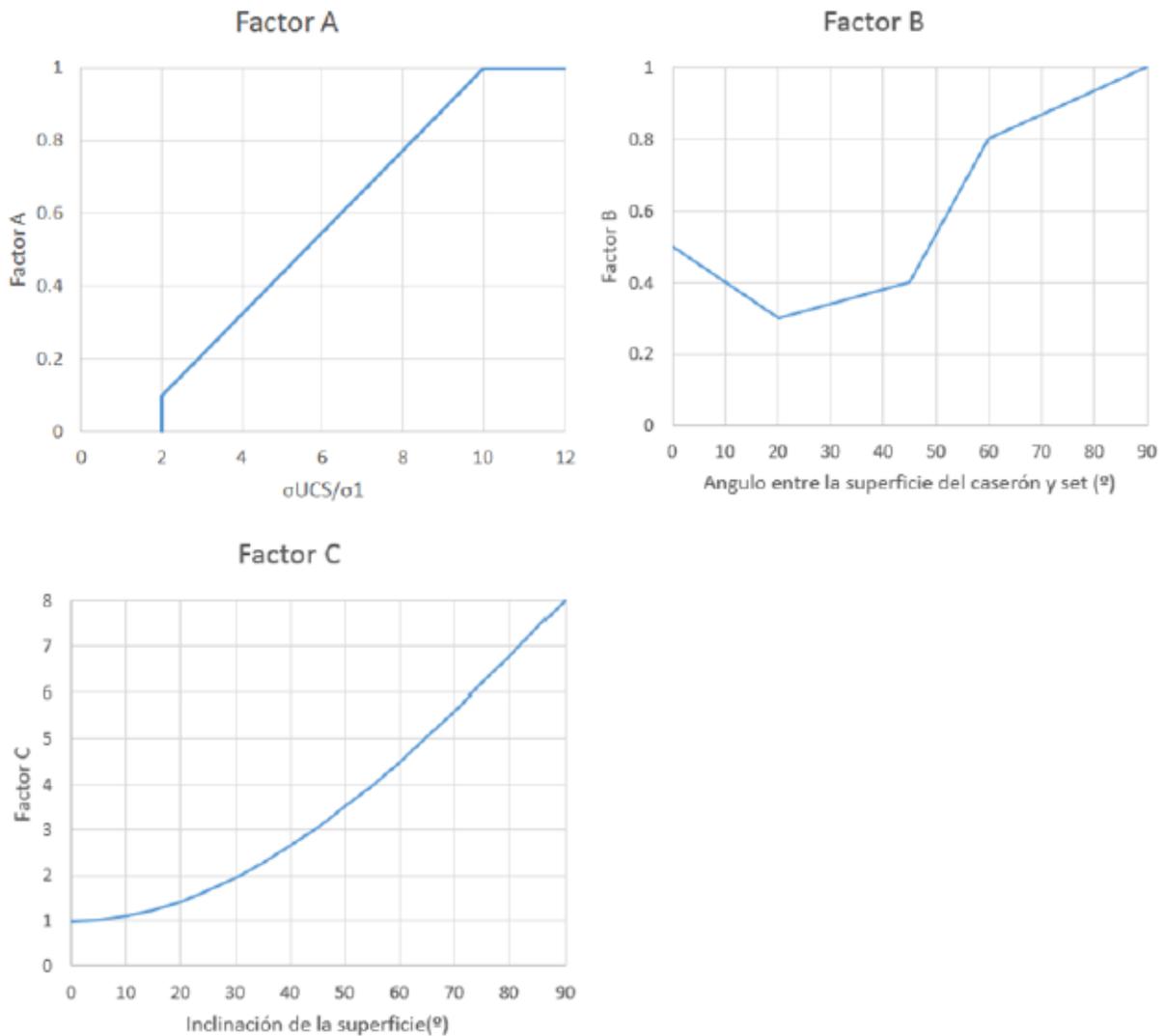


Ilustración 12: Factores de ajuste de Mathews et al. (1981).

Autores como (Trueman et al. 2000) y (Mawdesley et al. 2001) extendieron el gráfico de estabilidad original de Mathews incrementando el número de casos históricos desde 176 a 485, todos los nuevos casos fueron calculados a partir de los factores de ajuste originales propuestos por Mathews et al. (1981).

El gráfico de estabilidad extendido de Mathews (ilustración 13) posee una escala logarítmica tanto el eje horizontal como el vertical ya que ofrece una imagen más clara de las zonas.

El criterio de estabilidad gráfico genera tres zonas de estabilidad en un gráfico de dispersión semi-logarítmico que incluye las siguientes definiciones:

- Zona estable: La excavación se mantiene en buen estado sin utilización de soporte, o sólo con necesidad local de soporte.
- Zona de falla: La excavación presenta falla localizada, pero tiende a formar arcos mecánicos estables. Sumando la utilización de soporte puede disminuir el riesgo de falla.
- Zona de falla mayor: La excavación falla y no logra estabilizarse antes del relleno de toda la cavidad.

Mawdesley (2001) llevó a cabo regresiones logísticas a la base de datos extendida para delinear las zonas de estabilidad de manera estadística (ilustración 13) y para determinar líneas de isoprobabilidad para escenarios estables, falla menor y falla mayor (ilustración 14, muestra curvas de isoprobabilidad para el caso estable). Una de las ventajas en el uso de regresiones logísticas es que la incerteza en la aplicación del método de Mathews puede ser cuantificada dentro de un amplio rango de geometrías de caserón y condiciones de macizo rocoso lo cual no era posible anteriormente.

El gráfico de estabilidad extendido de Mathews posee una escala logarítmica tanto el eje horizontal como el vertical ya que ofrece una imagen más clara de las zonas. Las fronteras estable-falla y falla-falla mayor quedan definidas por las siguientes funciones (Mawdesley 2002):

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

Ecuación 4: Frontera estable de falla.

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

Ecuación 5: Frontera falla - falla mayor.

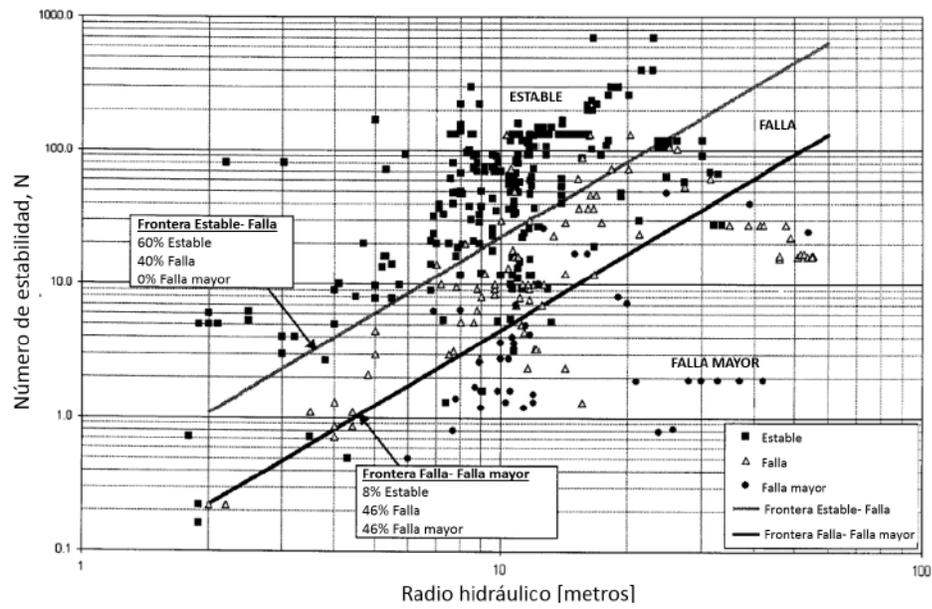


Ilustración 13: Gráfico de estabilidad extendido, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001)

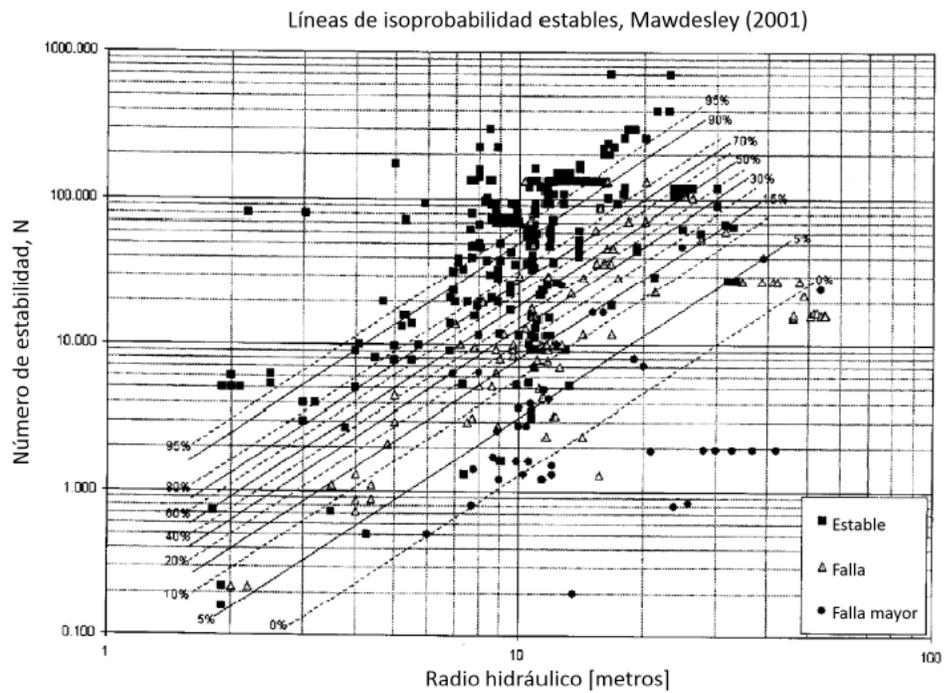


Ilustración 14: Líneas de isoprobabilidad estables, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001)

2.3.2.2 Metodología de Potvin

Este método empírico corresponde a una modificación del método de Mathews (1981) en la asignación de valores a los factores de ajuste B y C. Potvin utiliza como modelo base para su metodología el modelo planteado por Mathews, debido a que fue especialmente diseñado para caserones abiertos y ha probado tener buena calibración para la minería canadiense (Bawden et al., 1988, Potvin, 1988).

Al igual que Mathews, Potvin utiliza un gráfico de dispersión semi-logarítmico que se divide en tres zonas:

- Zona estable: Estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no necesita de mayor soporte o refuerzo.
- Zona de falla menor: Se generan desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable. Se aconseja la utilización de soporte y refuerzo.
- Zona de caving: Inestabilidad potencial, donde puede ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared de manera de inhabilitar la actividad minera en el sector.

La base de datos total considera 175 casos de caserones sin soporte y 67 casos de caserones con cableado, tomados con metodología probada y sugerida por Brown (Brown, 1985). Para ubicar los casos históricos en este gráfico, al igual que en la metodología de Mathews, es necesario el desarrollo de 2 factores: número de estabilidad modificado N' y radio hidráulico.

$$N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$$

Ecuación 6: Número de estabilidad, Potvin (1998).

En donde:

- Q' = Q modificado Barton
- A = Factor de ajuste por esfuerzos modificado
- B = Factor de ajuste por discontinuidades modificado
- C = Factor de ajuste por gravedad modificado

En el método de Potvin el Factor A, derivado por modelamiento numérico, representa la influencia de los esfuerzos inducidos en torno a la excavación. Los factores B y C fueron modificados de sus antecesores de Mathews, a través del estudio en redes estereográficas y minimizando las formas de falla por gravedad en dos formas: caída por causa gravitacional y deslizamiento relativo de bloques.

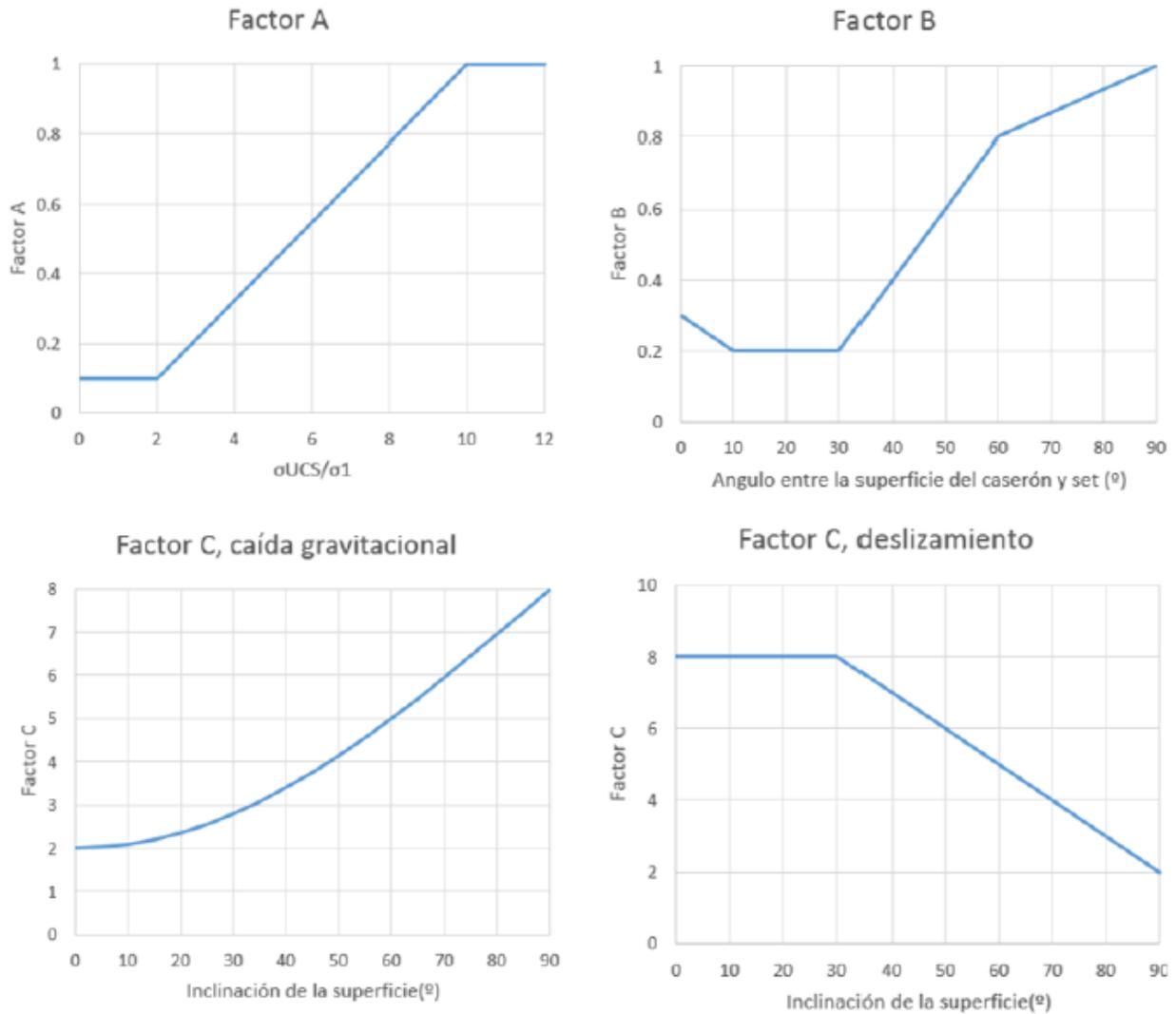


Ilustración 15: Factores de ajuste de Potvin.

Hadjigeorgiou et al. (1995) actualiza el gráfico de estabilidad basado en un total de 228 casos históricos. Esta base de datos fue trabajada estadísticamente utilizando el método de análisis discriminante. La ilustración 16 muestra el gráfico de estabilidad de Hadjigeorgiou et al. (2001) y las nuevas fronteras obtenidas.

Suorineni (1998) ocupa la función de verosimilitud para definir la frontera de estabilidad, utilizando el número de estabilidad modificado N' .

$$RH = 10^{(0.4905 - 2 \log(\Delta) + 0.3738 \log(N'))}$$

Ecuación 7: Frontera de estabilidad Suorineni

Donde Δ es la razón entre la probabilidad de ser estable y la probabilidad de ser inestable. Una razón de 1 tiene igual probabilidad de ser estable o inestable y resultaría en una frontera similar a la propuesta por Nickson 1992.

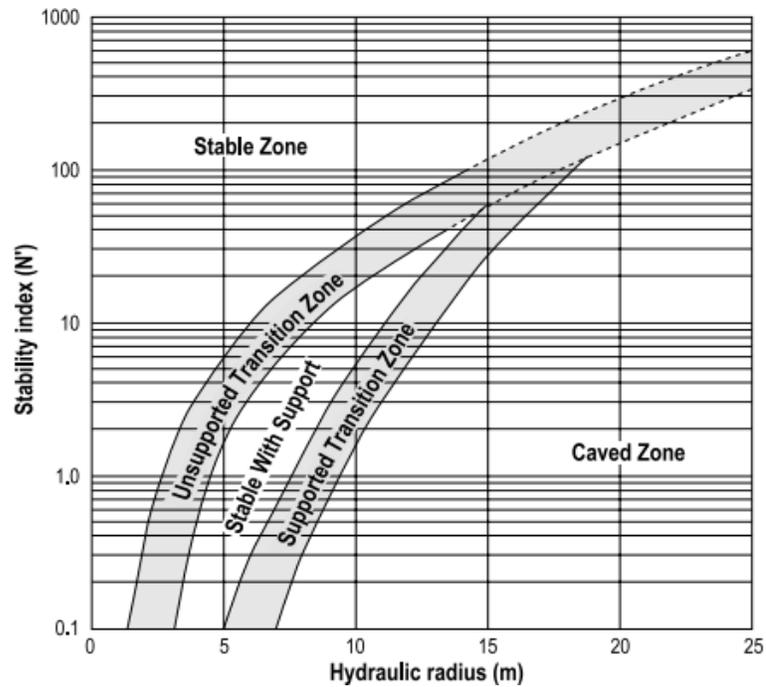


Ilustración 16: Gráfico de estabilidad modificado (Nickson 1992), modificado de (Potvin and Hadjigeorgiou 2001)

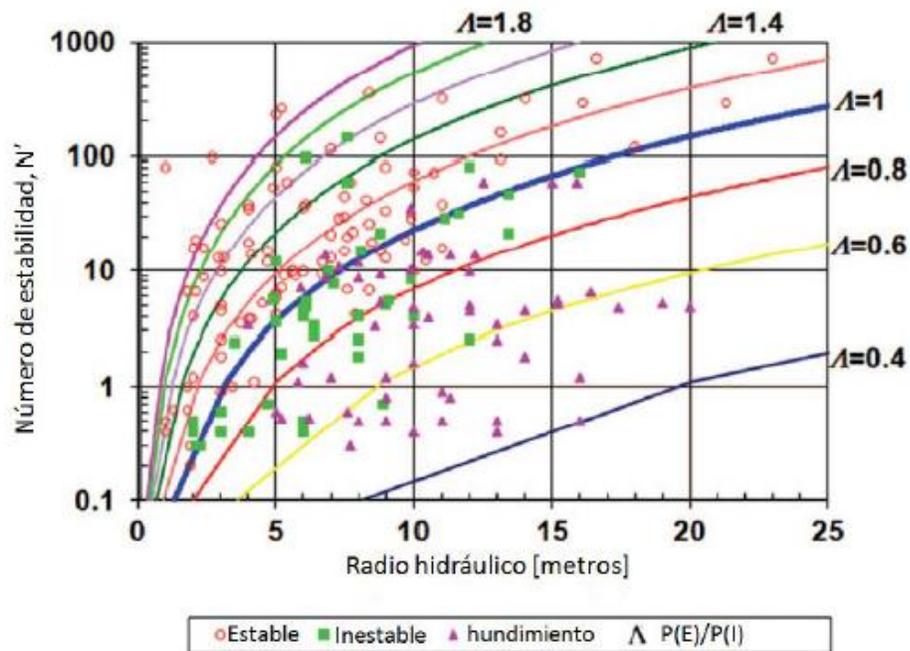


Ilustración 17: Gráfico de estabilidad modificado Suorineni, modificado de (Suorineni 2010)

2.3.3 Diseño de Pilares

Un pilar se define como la roca in-situ entre dos o más excavaciones subterráneas (Coates, 1981). Pueden tener geometría simples o complejas dependiendo de la naturaleza del yacimiento, el método minero, y el propósito de los pilares.

- Pilares de protección
- Pilares de soporte

Pilares de protección tienen como objetivo proteger las excavaciones u otras estructuras de los esfuerzos inducidos por la minería. Los aspectos principales a examinar son los esfuerzos y/o deformaciones en los puntos de interés, dado que la integridad del pilar debe ser examinada.

Pilares tipo soporte o rib pillars soportan cargas para prevenir la convergencia o colapso de las excavaciones. Pueden funcionar como soporte local (pilares pequeños) o como soporte regional que controlan la estabilidad a escala-mina o la subsidencia en superficie. Pilares de fluencia se diseñan para fallar o para ir a la resistencia post-peak de manera controlada.

2.3.3.1 Esfuerzo sobre pilares

El método de área tributaria se basa en la hipótesis de que el esfuerzo sobre cada pilar es función de la columna vertical de roca inmediatamente sobre el pilar, el área del pilar y el área que teóricamente debe soportar.

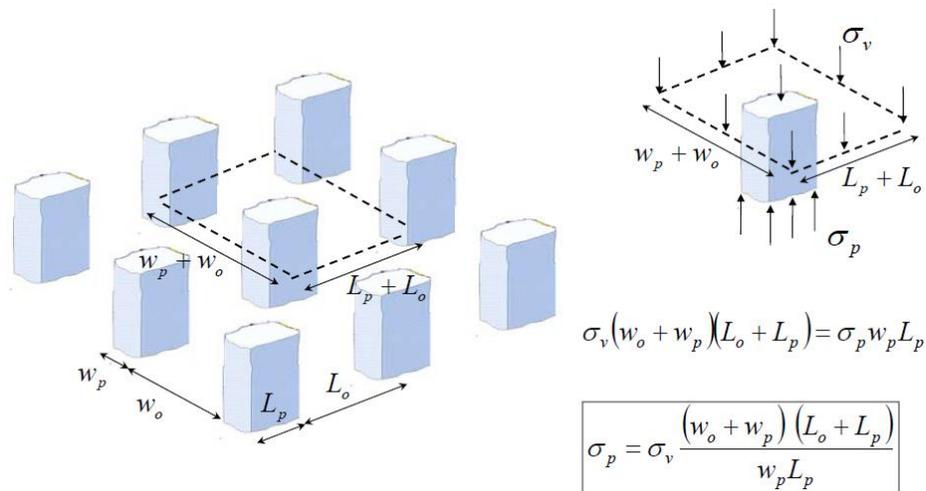


Ilustración 18: Método de área tributaria (Vallejos, 2011)

σ_p = Esfuerzo sobre el pilar [MPa]

σ_v = Esfuerzo vertical = $\gamma \times H$ [MPa]

W_o = Ancho de la calle [m]

W_p = Ancho del pilar [m]

L_o = Largo de la calle [m]

L_p = Largo del pilar [m]

γ = Peso específico de la roca [MPa/m]

H = Profundidad [m]

El enfoque de área tributaria asume que el área a explotar es extensa y que todos los pilares tienen la misma dimensión. Ignora las propiedades de deformación del macizo rocoso circundante al pilar de roca. En general, los pilares al centro del panel están sometidos a un mayor esfuerzo que los pilares en el borde (Hustrulid, 2001). Todo esto trae como consecuencia una sobre estimación del esfuerzo sobre el pilar (Barclay, 1988). Coates (1981) resolvió parte de este problema desarrollando la siguiente expresión que toma en cuenta el ancho del panel, las propiedades mecánicas del pilar y del macizo rocoso. Su utilización apunta a yacimientos donde la profundidad es mucho mayor que su ancho.

$$\frac{\sigma_p}{\sigma_v} = \frac{2r \left(1 + \frac{h}{L}\right) - k \frac{h}{L} \left(1 - \bar{v}_r + \bar{v}_p \frac{1 - \nu_p^2}{1 - \nu_{rm}^2} \frac{E_{rm}}{E_p}\right)}{\frac{h}{L} \frac{1 - \nu_p^2}{1 - \nu_{rm}^2} \frac{E_{rm}}{E_p} + 2(1 - r) \left(1 + \frac{h}{L}\right) + 2r \frac{w_o}{L} \frac{1 - \bar{v}_r}{\pi}} + 1$$

$$\bar{v} = \frac{\nu}{1 - \nu}$$

Ecuación 8: Esfuerzo sobre pilares, Coates (1981).

Donde:

σ_p = Esfuerzo sobre el pilar [MPa]

σ_v = Esfuerzo vertical [MPa]

h = Altura pilares [m]

L = Ancho del área explotada [m]

k = Razón entre esfuerzos horizontales y verticales

E = Módulo de Young (rm = macizo rocoso; p = pilar) [MPa]

ν = Módulo de Poisson (rm = macizo rocoso; p = pilar)

r = Razón de extracción = $w_o / (w_o + w_p)$ [%]

w_o = Ancho de excavación [m]

w_p = Ancho del pilar [m]

Si bien esta ecuación se basa en teoría elástica en dos dimensiones y por lo tanto aplica a pilares largos y angostos como los pilares barrera, sirve como aproximación para el esfuerzo promedio sobre el pilar. A medida que la razón E_{rm}/E_p aumenta, el esfuerzo promedio sobre el pilar decrece. De la misma manera, a medida que el ancho del panel L disminuye, y la razón h/L aumenta, el esfuerzo medio sobre el pilar decae (Hustrulid, 2001).

Al igual que el método de área tributaria, la solución de Coates (1981) asigna un esfuerzo promedio a todos los pilares del panel y no realiza una estimación particular de este valor para cada uno de los pilares a través del panel (Hustrulid, 2001).

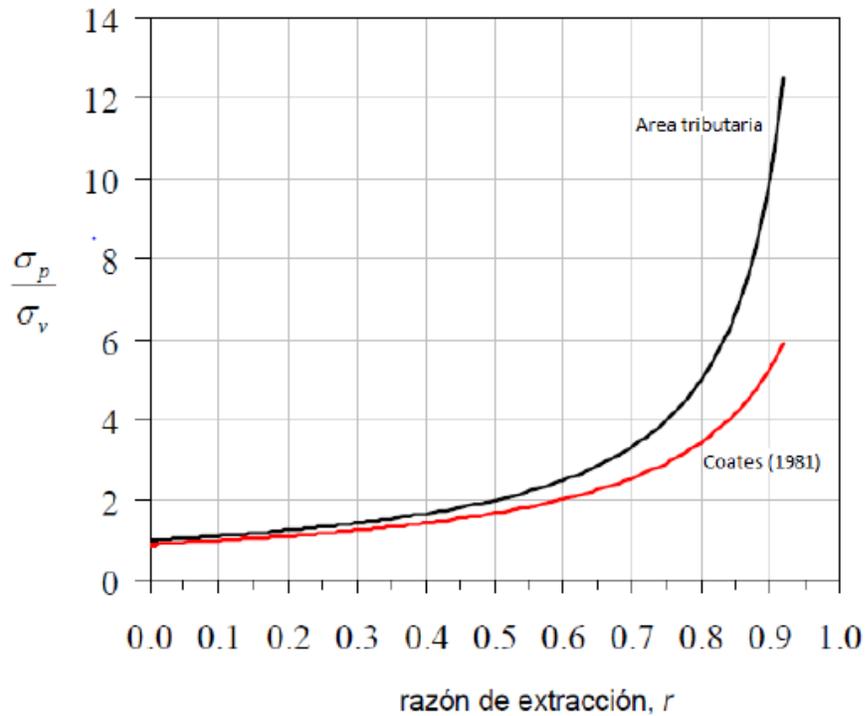


Ilustración 19: Comparación entre métodos área tributaria y Coates.

La recuperación mediante el método de área tributaria se puede escribir en función del ancho y largo, de pilares y calles:

- Pilares cuadrados

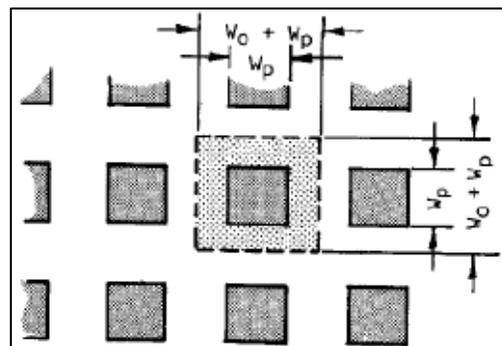


Ilustración 20: Pilares cuadrados.

$$r_1 = \frac{(W_o + W_p)^2 - W_p^2}{(W_o + W_p)^2}$$

Ecuación 9: Recuperación pilares cuadrados.

$$\sigma_p = \sigma_v \left(\frac{1}{1 - r_1} \right)$$

Ecuación 10: Esfuerzo inducido sobre pilar cuadrado.

- Pilares rectangulares

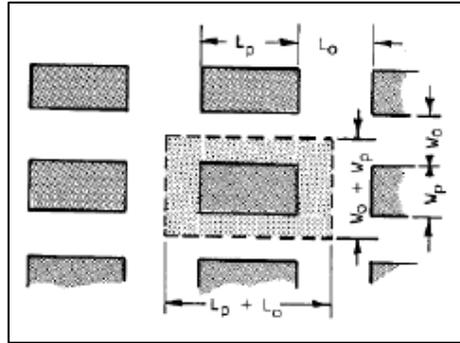


Ilustración 21: Pilares rectangulares.

$$r_2 = \frac{(W_o + W_p)(L_o + L_p) - W_p L_p}{(W_o + W_p)(L_o + L_p)}$$

Ecuación 11: Recuperación pilares rectangulares.

$$\sigma_p = \sigma_v \left(\frac{1}{1 - r_2} \right)$$

Ecuación 12: Esfuerzo inducido sobre pilares rectangulares.

- Pilares tipo muro

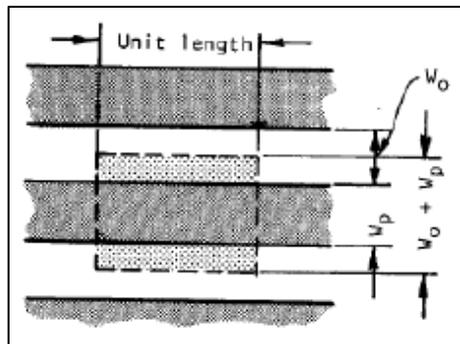


Ilustración 22: Rib pillars o pilares tipo muro.

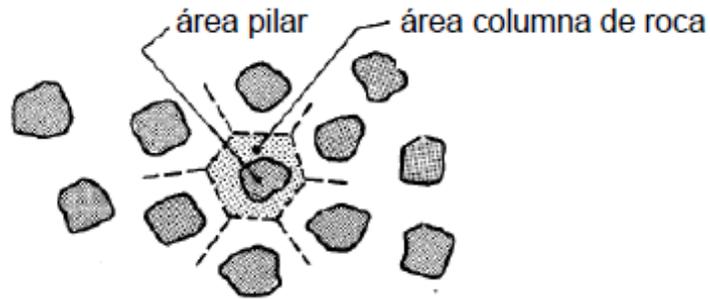
$$r_3 = \frac{W_o}{W_o + W_p}$$

Ecuación 13: Recuperación pilares tipo muro.

$$\sigma_p = \sigma_v \left(1 + \frac{W_o}{W_p}\right)$$

Ecuación 14: Esfuerzo inducido sobre pilares tipo muro.

- Pilares forma irregular



$$\sigma_p = \gamma H \left(\frac{\text{área columna de roca}}{\text{área pilar}} \right)$$

- Pilares inclinados (Hedley and Grant, 1972)

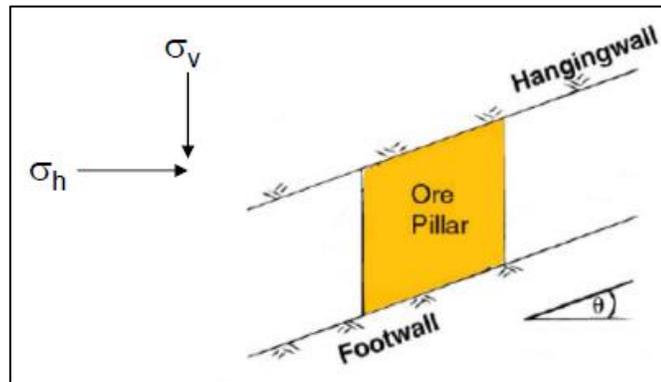


Ilustración 23: Pilares inclinados.

$$\sigma_p = \frac{\sigma_v \cos^2 \theta + \sigma_h \sin^2 \theta}{1 - r}$$

Ecuación 15: Esfuerzo inducido pilares inclinados.

2.3.3.2 Resistencia de pilares

Uno de los principales métodos utilizados para estimar la resistencia de pilares es por back análisis (Gale, 1999). Este método empírico requiere datos de terreno donde se han observado fallas en pilares. Posteriormente se ajusta un criterio de falla a estos datos. La mayoría de los casos han sido recolectados en minas de carbón, sin embargo, pocos estudios se han realizado en pilares de roca competente (Maybee, 2000).

Los criterios de falla empíricos poseen la siguiente forma general (Vallejos, 2011):

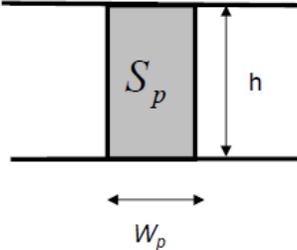
$$S_p = S_o \left[A + B \left(\frac{w_p^\alpha}{h^\beta} \right) \right]$$


Ilustración 24: Criterios de falla empíricos para pilares (Vallejos, 2011)

Donde:

S_p = Resistencia del pilar

S_o = Constante relacionada con la resistencia del material

w_p = Ancho del pilar

h = Altura del pilar

A, B, α, β = Constantes derivadas del ajuste

A su vez existen las fórmulas de efecto forma y fórmulas de efecto tamaño. En las primeras α es igual a β por lo que la resistencia del pilar, S_p , depende solo de w_p/h , es decir, es independiente del tamaño de este.

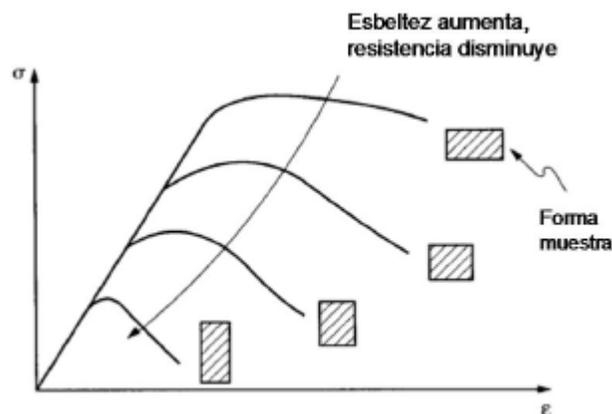


Ilustración 25: Resistencia de pilares, efecto forma.

En el segundo caso para pilares de igual forma, α es distinto de β , con lo que el valor de S_p depende del tamaño del pilar.

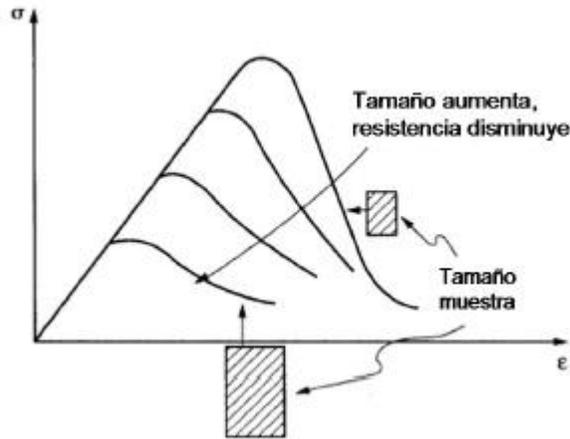


Ilustración 26: Resistencia de pilares, efecto tamaño.

Las constantes en las ecuaciones empíricas se calibran basándose en observaciones de pilares estables y colapsados. Maybee (2000) resume las principales fórmulas de estimación para la resistencia de pilares en roca competente y concluye que las curvas empíricas dan resultados consistentes, sustentándose en la falla del pilar.

Tabla 7: Fórmulas de estimación para la resistencia de pilares en roca competente.

Autor(es)	Ecuación	UCS [MPa]	Pilares en base de datos
Hedlley y Grant, 1972 Pritchard y Hedley, 1993	$S_p = 133 \frac{w_p^{0.5}}{h^{0.75}}$	230	28
Potvin et al., 1989	$\frac{S_p}{UCS} = 0.4162 \frac{w_p}{h}$	-	47
Von Kimmelmann et al., 1984	$S_p = 65 \frac{w_p^{0.46}}{h^{0.66}}$	94,1	57
Krauland y Soder, 1987	$S_p = 35.4(0.778 + 0.222 \frac{w_p}{h})$	100	287
Sjoberg, 1992	$S_p = 74(0.778 + 0.222 \frac{w_p}{h})$	240	9
Lunder y Pakalnis, 1997	$S_p = (0.44 * UCS) * (0.68 + 0.52 * Kappa)$	-	178

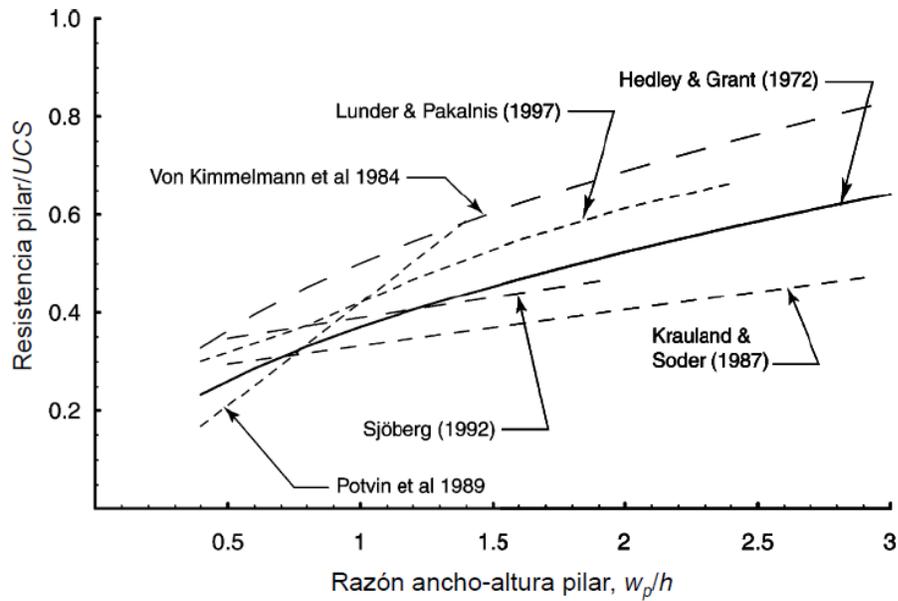


Ilustración 27: Gráfico estabilidad principales fórmulas empíricas de resistencia de pilares (Maybee, 2000)

Dado los casos estudiados para pilares de roca competente, se tomará la metodología Hoek and Brown y de Lunder & Pakalnis. Esto debido a que están más acorde a la condición del caso en estudio.

2.3.3.3 Hoek and Brown (2007)

Uno de los criterios de falla empíricos más usados corresponde al criterio de Hoek y Brown (2007). Su forma generalizada para macizos fracturados está dada por:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Ecuación 16: Esfuerzo principal mayor según Hoek and Brown.

Donde σ_1 y σ_3 corresponden al esfuerzo principal mayor y menor al momento de la falla, m_b es el valor de la constante de Hoek y Brown m_i para el macizo rocoso, s y a son constantes que dependen de la calidad del macizo rocoso y σ_{ci} corresponde a la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta. Para utilizar el criterio, se debe conocer la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta que forma parte del macizo, la constante de Hoek y Brown m_i para el espécimen de roca y el índice GSI del macizo rocoso. De esta forma los parámetros de entrada al criterio vienen dados por:

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

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

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

Ecuación 17: Parámetros de Hoek and Brown; m_b da cuenta la fricción del macizo rocoso; s refleja la cohesión del macizo; a corresponde a la curvatura envolvente de la envolvente de falla.

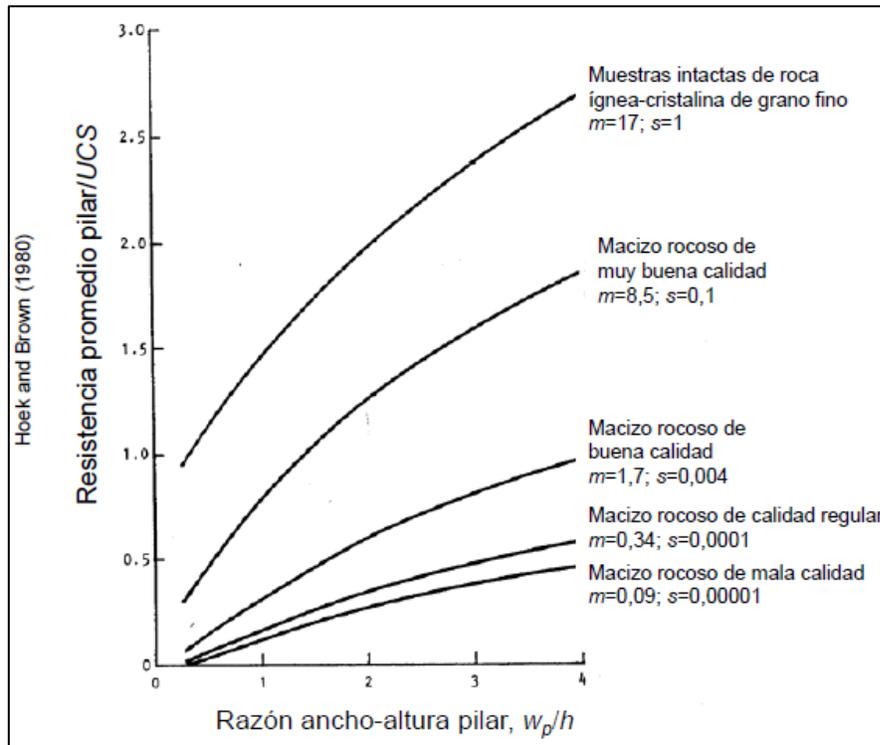


Ilustración 28: Gráfico resistencia pilar según razón ancho-altura, Hoek and Brown (1980).

2.3.3.4 Lunder and Pakalnis, 1997

Lunder y Pakalnis (1997) estudiaron la distribución de esfuerzos en minas de roca competente canadienses y propusieron la siguiente fórmula en términos de la razón σ_3/σ_1 mediante modelamiento numérico elástico. Notar que para w/h menor a 0.25, σ_3/σ_1 es nulo.

$$\frac{\sigma_3}{\sigma_1} = C_{pav} = 0.46 \left[\log \left(\frac{W}{H} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{W/H}}$$

Ecuación 18: Razón esfuerzos principales según Lunder and Pakalnis mediante modelamiento numérico.

Los valores fueron obtenidos variando la razón W/H de 0.25 a 10, donde se consideró una condición de esfuerzo in situ constante para cada realización. Por otro lado, se estudió el efecto que tiene la razón de extracción sobre el confinamiento del pilar, y se evidenció que este aumenta a medida que la extracción aumenta. Se decidió ajustar los parámetros de la fórmula con una razón de extracción de un 72%, argumentando que con este valor el error era pequeño.

A partir del confinamiento promedio del pilar se deriva un término que corresponde al ángulo de fricción del pilar. Para encontrar la relación entre estos términos se utilizó el criterio de falla de Mohr-Coulomb.

$$k = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right]$$

Ecuación 19: Término que corresponde a la fricción del pilar.

Esta fórmula fue obtenida mediante dos mecanismos, por un lado, los parámetros fueron ajustados a la base de datos, y por otro lado la formula fue modificada utilizando modelamiento numérico y el criterio de falla de Mohr-Coulomb. Al igual que las otras fórmulas, no incorpora a cabalidad la calidad del macizo rocoso y fue desarrollada con rocas de buena a muy buena calidad de roca.

2.3.3.5 Factor de seguridad

El factor de seguridad se define como la razón de la envolvente de falla y la resistencia del pilar. La envolvente de falla es una función del esfuerzo principal menor.

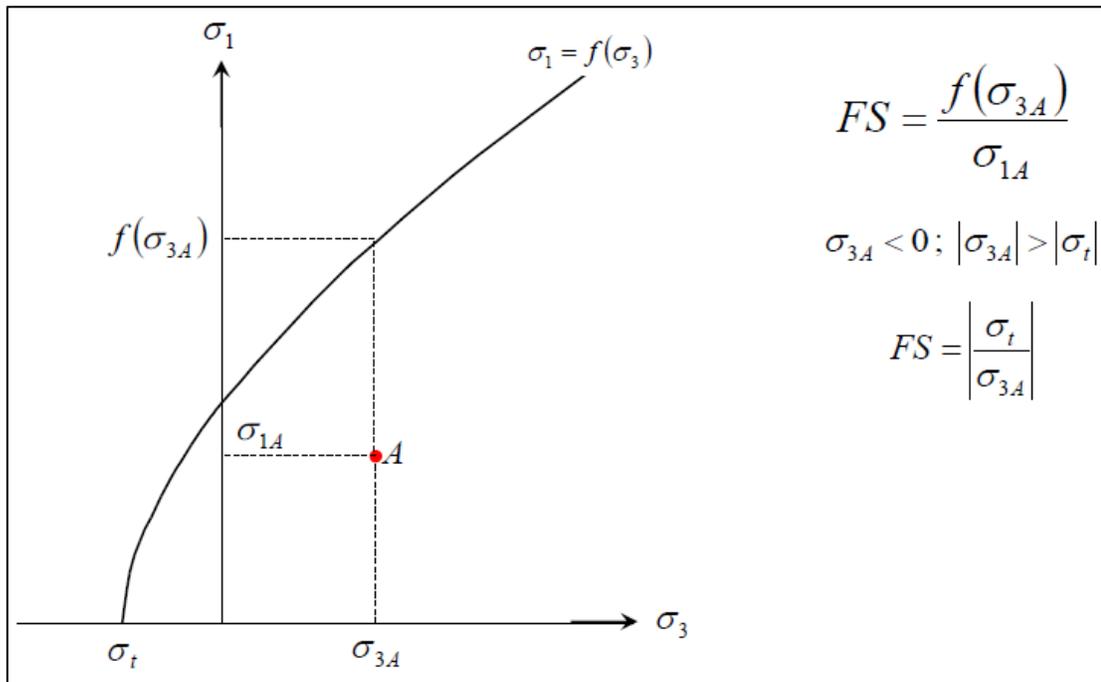


Ilustración 29: Envolvente de falla para determinar factor de seguridad, FS.

2.3.3.6 Criterios de aceptabilidad de diseño para pilares

Tabla 8: Criterios de aceptabilidad de pilares.

Condición del Pilar	Factor de Seguridad (FS)	Referencia
Estable	FS > 1.4	Lunder & Pakalnis (1997)
Aceptable	FS > 1.6	Hoek and Brown (1996)

2.3.4 Método numérico RS2 (phase version 7)

Es un método de elementos finitos (FEM) que considera el medio a modelar como continuo. A diferencia del método BEM (método de elementos de borde), el método de elementos finitos necesita de la discretización de todo el dominio, incluyendo tanto los bordes como el medio mismo. Esta discretización considera la división del medio generando una malla o grilla, en la que coexisten zonas unidas entre sí en sus vértices por nodos generando así la interacción conjunta de todo el dominio.

El método numérico considera el cálculo implícito de fuerzas y desplazamientos nodo a nodo entre zonas presentes en la grilla, generando un sistema de ecuaciones matricial resuelto a través de la inversión de una matriz simétrica con determinante distinto de cero. Para determinar esta matriz, el método realiza nodo a nodo un balance de desplazamientos, que son relacionados a su vez con las deformaciones a través de la incorporación de los parámetros elásticos del material, y estas a su vez son relacionadas con la propagación de esfuerzos. Al relacionar todo lo anterior, con el balance global de fuerzas se tiene un sistema de ecuaciones multivariable que se necesita resolver para llegar a la solución. La eficiencia computacional del método está restringida directamente por el tamaño de la matriz a invertir, pudiendo llegar a tiempos de cálculo relativamente altos para problemas complejos.

Este método es comúnmente utilizado para problemas de carácter no-lineal y logra representar de buena forma modelos constitutivos más complejos, incluyendo plasticidad del material. Poder tratar problemas de mayor complejidad permite delimitar con mayor precisión zonas de falla, de fluencia y predecir la distribución de esfuerzos dependiendo de la calidad de la información de entrada.

Phase2 es un ejemplo de software ampliamente utilizado y que ocupa el método FEM. No obstante, este software asume la condición de deformaciones planas debido a su bidimensionalidad.

2.3.4.1 Strength Factor

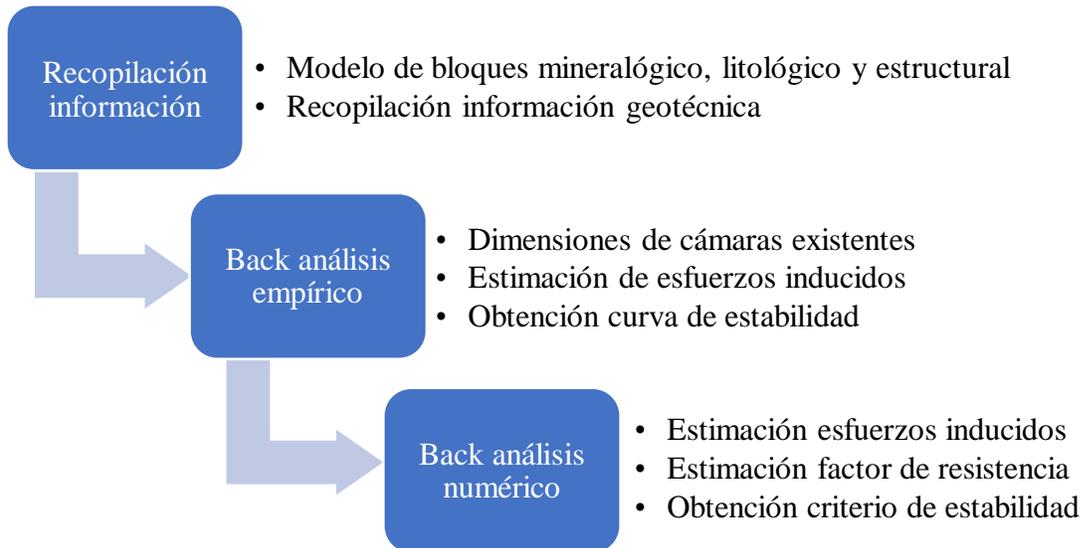
El factor de resistencia (strength factor) es calculado al dividir la resistencia de la roca por la resistencia inducida en cada punto de la malla. Los tres esfuerzos principales tienen influencia en el factor de resistencia (σ_1, σ_2 y σ_3), de tal forma que el SF (factor de resistencia) en phase puede ser considerado tridimensional.

En el caso de materiales elásticos, el SF puede ser menor a uno, ya que se permite sobre esfuerzo. En el caso de materiales plásticos, el SF es siempre mayor o igual a uno. Cuando la tensión es indicada en el contorno del factor de resistencia, esto significa que σ_3 es menor a la tensión calculada por el criterio de falla en uso. A continuación, las ecuaciones utilizadas para el cálculo del factor de resistencia en RS2 según el criterio de falla de Hoek and Brown:

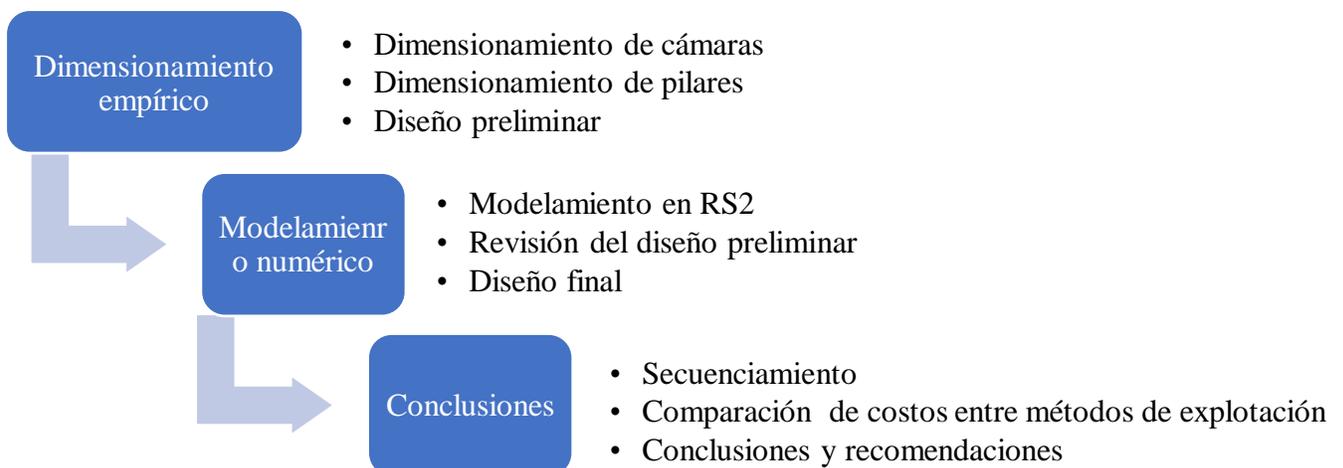
$$I_1 = \sigma_{xx} + \sigma_{yy} + \sigma_{zz}$$
$$J_2 = \frac{1}{6} \left[(\sigma_{xx} - \sigma_{yy})^2 + (\sigma_{yy} - \sigma_{zz})^2 + (\sigma_{zz} - \sigma_{xx})^2 \right] + \tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2$$
$$J_3 = \left(\sigma_{xx} - \frac{I_1}{3} \right) \left(\sigma_{yy} - \frac{I_1}{3} \right) \left(\sigma_{zz} - \frac{I_1}{3} \right) + 2\tau_{xy}\tau_{yz}\tau_{zx} - \left(\sigma_{xx} - \frac{I_1}{3} \right) \tau_{yz}^2 - \left(\sigma_{yy} - \frac{I_1}{3} \right) \tau_{zx}^2 - \left(\sigma_{zz} - \frac{I_1}{3} \right) \tau_{xy}^2$$

3 METODOLOGÍA

La metodología de trabajo a utilizar se dividirá en dos partes esencialmente. Primero, a través de back análisis, identificar una curva límite de estabilidad de cámaras para el sector porvenir dolbek mediante gráficos de estabilidad otorgados por Mathews y Potvin. Lo anterior aplicado al caso más crítico, correspondiente al techo de las cámaras, la cual presenta la peor calidad de roca.



En segunda instancia, a partir de la curva de estabilidad encontrada por back análisis se procede a dimensionar el techo de las cámaras. Luego, a partir del ancho de cámaras y potencia del cuerpo, se determina las dimensiones del pilar con tal de mantener la estabilidad de éste. Finalmente se revisan los resultados con modelamiento numérico.



3.1 Dimensionamiento empírico

Primero se disponen las condiciones del sector referente a magnitudes y orientaciones de los esfuerzos principales. Se subdivide el yacimiento en tres cuerpos principales, los cuales se encuentran a distintas cotas, por ende, a diferentes cargas litostáticas.

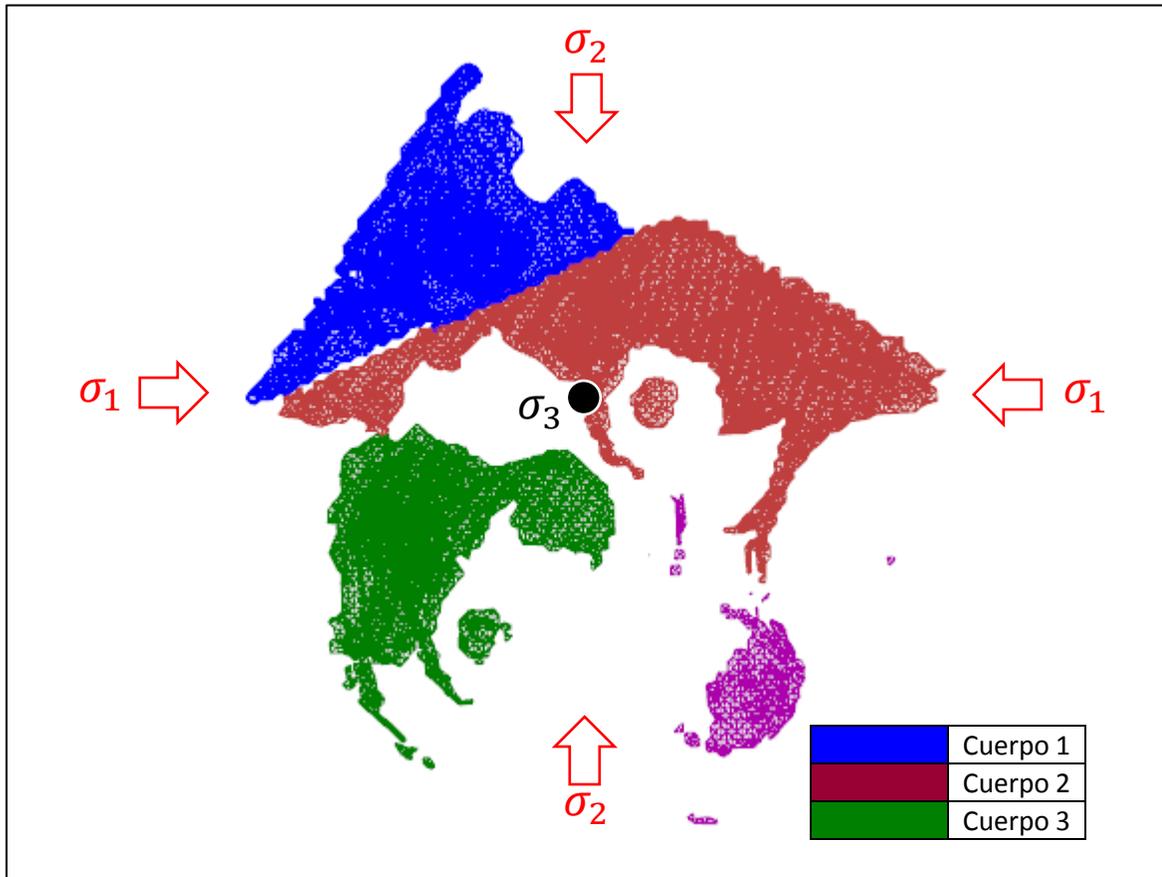


Ilustración 31: Esfuerzos principales en el sector porvenir dolbek.

Estudios realizados previamente por geotecnia se tienen las razones de esfuerzos horizontales respecto al esfuerzo vertical, como se muestra en la tabla 1. Por otro lado, dependiendo de la profundidad y la orientación de las cámaras a diseñar se re-orientan los esfuerzos principales horizontales. El cuerpo 1 posee una profundidad de 590 [m] y ángulo de 34° respecto a la horizontal en la dirección de manto. Se obtienen los esfuerzos principales y razones de esfuerzos en la nueva orientación (dirección de las cámaras a diseñar): σ_1' , σ_2' , k_1' y k_2' . Estos últimos obtenidos al rotar los esfuerzos en la dirección SW.

Para el sector en estudio, se tiene información de las estructuras mayores que delimitan el yacimiento.

Tabla 9: Magnitudes esfuerzos principales.

Condiciones de terreno	
Profundidad [m]	590
Orientación [°]	34
Densidad [ton/m ³]	2.8
k1	1.8
k2	1.4
σ_v	16.5
σ_1	29.7
σ_2	23.1
σ_1'	27.7
σ_2'	25.2
k1'	1.7
k2'	1.5

Una vez fijado la orientación de las cámaras a diseñar (dirección SW) se puede fijar un ancho y largo dado de techo para estimar los esfuerzos inducidos en las paredes del techo de la cámara, tal como se muestra en la ilustración 32 para un ancho de 10 [m] y largo 30 [m]. Se utiliza software Examine para determinar esfuerzos inducidos a determinada carga litostática y orientación de esfuerzos dados, para así calcular el factor de esfuerzos utilizado en el dimensionamiento empírico (Vallejos, 2016).

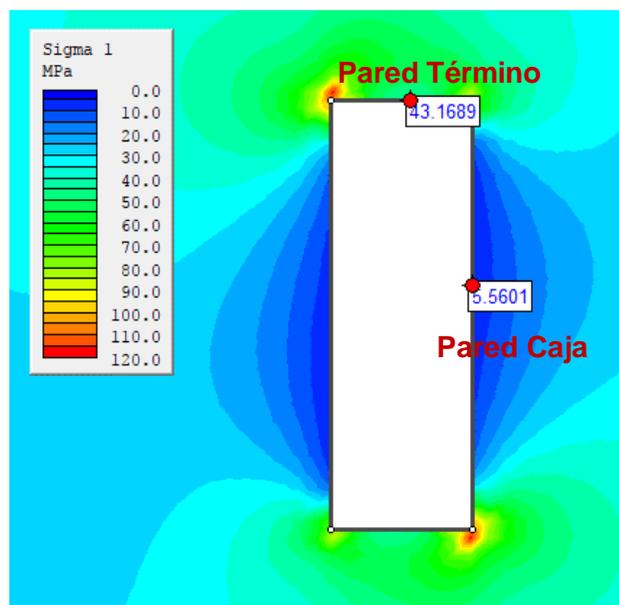


Ilustración 32: Vista en planta de cámara. Se muestra el esfuerzo principal mayor en las paredes del techo de la cámara en la dirección SW.

Estimado los esfuerzos inducidos y teniendo conocimiento del UCS de la roca de techo por geotecnia, se obtiene el factor de esfuerzos “A”. Con el modelo estructural se tienen las orientaciones de las estructuras, por ende, el factor de orientación de discontinuides. Por último, dependiendo de la inclinación del techo de la cámara o el modo de falla estructural (Potvin), se obtiene el factor de ajuste por gravedad como se muestra en la tabla 10. Se determinan los factores de ajuste para la *caja* (pared más larga de la cámara) y *término* (pared más angosta de la cámara).

Tabla 10: Factores de ajuste para dimensionamiento empírico.

	TECHO	
	Caja	Término
σ_{UCS} [Mpa]	90.0	90.0
σ_i EXAMINE	6.0	43.0
σ_{UCS}/σ_i	15.0	2.1
Factor A	1.00	0.11
Factor B	0.36	0.85
Factor C	6.55	6.96

Teniendo el ancho y largo dados, se obtiene el área y perímetro del techo, de este modo se obtiene el radio hidráulico o factor de forma (HR). Conocido el GSI por litología y geotecnia realizada en el sector se obtiene el índice de Barton modificado Q' (revisar sección de antecedentes). De esta manera se logra determinar el número de estabilidad N' .

Tabla 11: Obtención de radio hidráulico y número de estabilidad.

MÉTODO ESTABILIDAD GRÁFICO				
Ancho [m]	10.0			
Largo [m]	30.0			
Área [m ²]	300.0			
Perímetro [m]	80.0			
HR [m]	3.8			
TECHO				
Parámetro	CAJA		TÉRMINO	
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.11	0.11
B	0.36	0.32	0.85	0.85
C	6.55	6.55	6.96	6.96
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	4.8	4.2	1.3	1.3

Con el radio hidráulico y número de estabilidad se puede ingresar estos valores a los gráficos de estabilidad de Mathews y Potvin. Así poder estimar a priori, con los datos disponibles, una zona de estabilidad para el techo de la cámara, la zona más crítica.

Gráfico de estabilidad extendido, Mawdesley (2001)

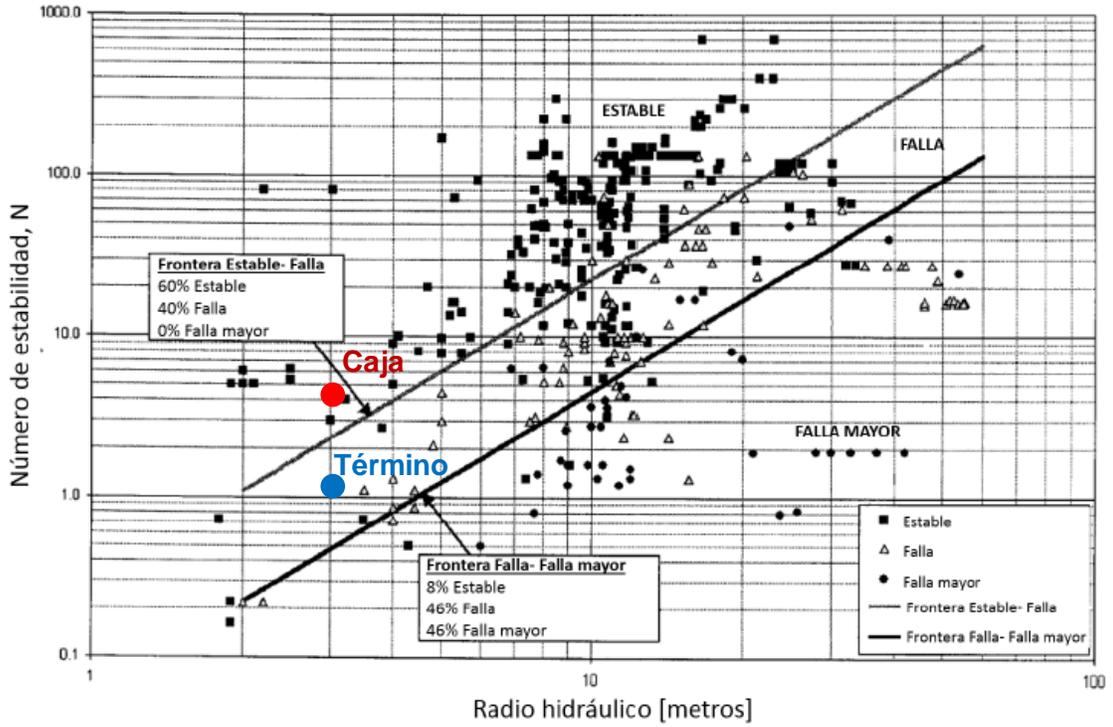


Ilustración 33: Zona de estabilidad según Mathews para cámara ancho 10 [m] y largo 30 [m].

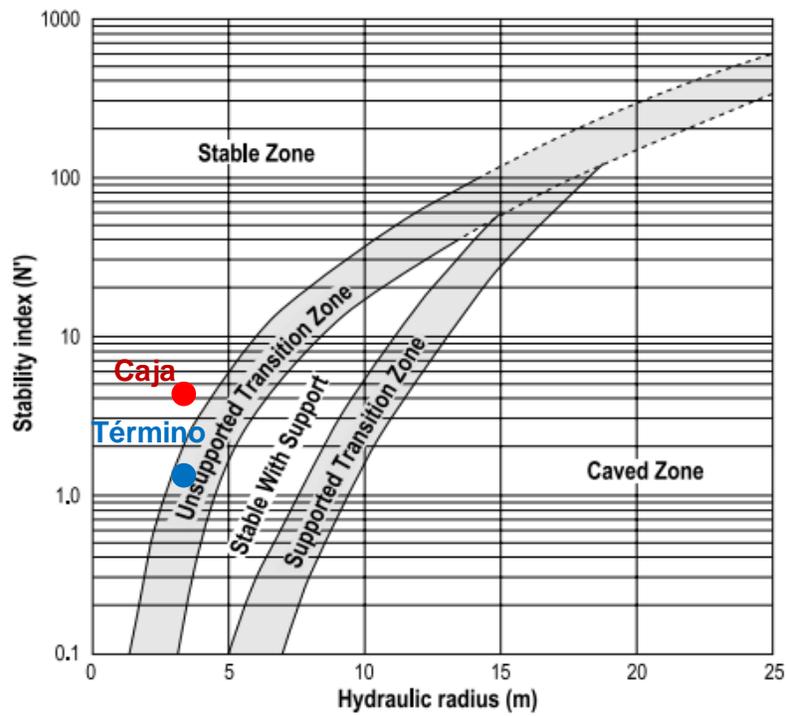


Ilustración 34: Zona de estabilidad según Potvin para cámara ancho 10 [m] y largo 30 [m].

El resultado de los puntos para las paredes de caja y término se observan en la tabla 12. Donde TSS corresponde a la zona de transición sin soporte.

Tabla 12: Resultados estabilidad para techo de 10 [m] ancho y 30 [m] largo.

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	10.0			
Largo [m]	30.0			
Área [m ²]	300.0			
Perímetro [m]	80.0			
HR [m]	3.8			
TECHO				
	CAJA		TÉRMINO	
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.11	0.11
B	0.36	0.32	0.85	0.85
C	6.55	6.55	6.96	6.96
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	4.8	4.2	1.3	1.3
MATHEWS	ESTABLE	ESTABLE	Falla	Falla
POTVIN	ESTABLE	ESTABLE	TSS	TSS

De esta forma, para las dimensiones de largo y ancho establecidos, se obtiene un número de estabilidad el cual muestra estabilidad para la pared de caja según Mathews y Potvin. Mientras que para la pared de término arroja estabilidad sólo para Potvin. Los resultados en zonas estables son analizados por modelamiento numérico en RS2.

3.2 Modelamiento numérico

Se utilizará el software RS2 (phase) para modelar secciones del diseño obtenido empíricamente. Las secciones a tomar, corresponderán aquellas donde la situación es más crítica. Esto es donde las dimensiones de los pilares es menor y/o la altura de los pilares es mayor.

Se dispone el diseño preliminar junto con los modelos de bloques de mineral, modelo geológico, modelo estructural y topografía superficial. Se crea una sección de la zona crítica representativa y se importa al software RS2.

En el software se introducen los parámetros de entrada:

- Campo de esfuerzos
- Litología y parámetros de materiales (roca)
- Parámetros de pernos de fortificación

A su vez se añaden las excavaciones, materiales, estructuras y se crea la caja de trabajo. Luego se define cada material y se añaden los elementos de fortificación seguido de la discretización y

mallado de la caja de trabajo. Se procura incrementar los elementos de discretización y mallados en las zonas cercanas a la excavación, como así también en los pilares (ilustración 35).

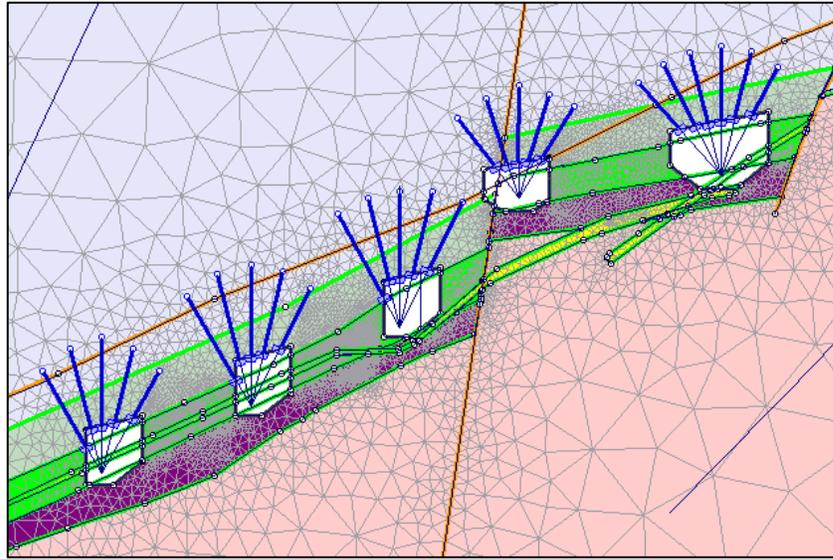


Ilustración 35: Discretización y mallado de la sección a estudiar.

Las condiciones de borde se definieron estáticas en todas las direcciones, inclusive la superficie, dado que al dejar sin restricción la superficie, el modelo no era aceptable.

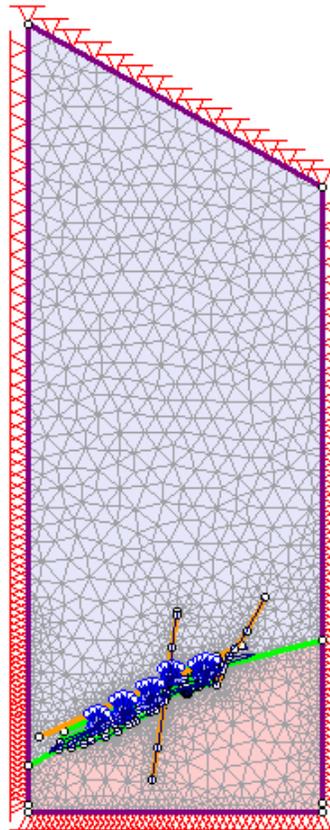


Ilustración 36: Condiciones de borde estáticas, restringido el movimiento en X e Y.

Una vez se corre el modelo y converge, se analizan los siguientes resultados:

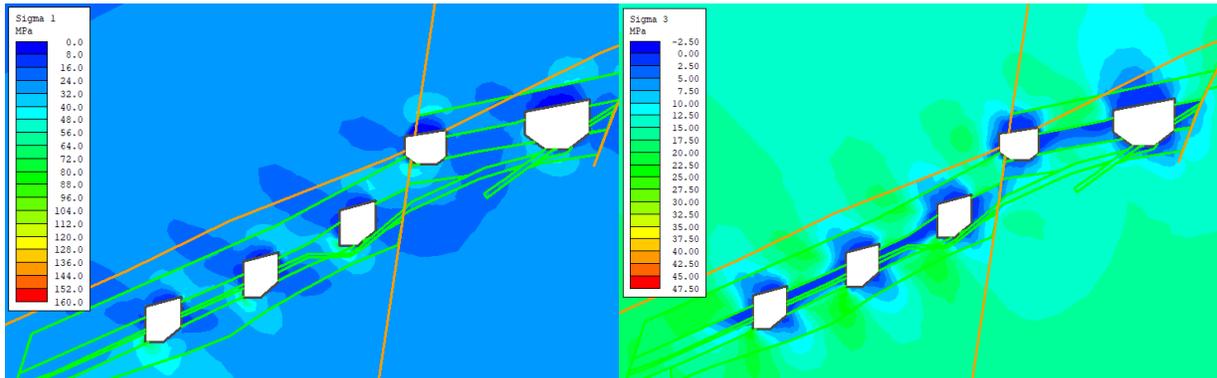


Ilustración 37: Esfuerzo principal mayor (izquierda) y esfuerzo principal menor (derecha).

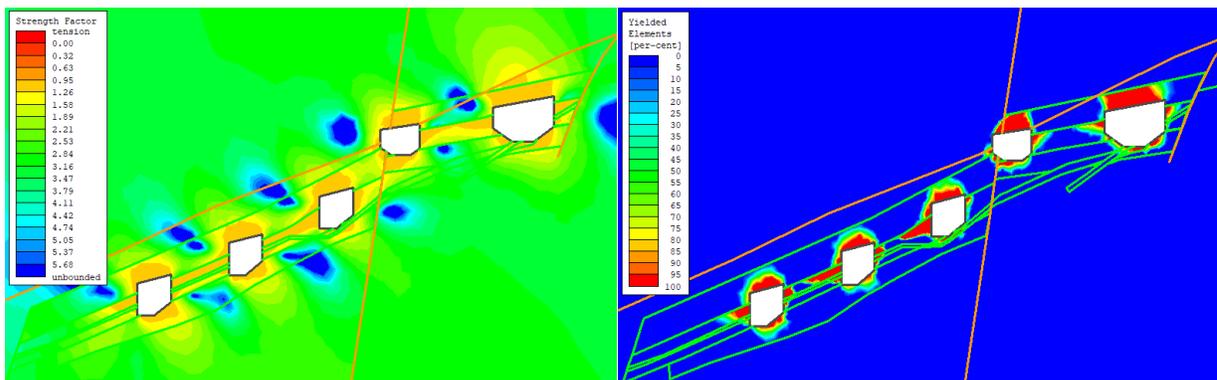


Ilustración 38: Factor de resistencia (izquierda); elementos de fluencia (derecha).

Se analizan los esfuerzos principales (ilustración 37) para detectar zonas de compresión que puedan generar estallidos de roca o zonas de tracción que generen desprendimientos o colapsos en las paredes y techo de las cámaras. Por otro lado, se presta atención en el factor de resistencia como criterio de aceptabilidad del diseño y los elementos de fluencia que dan cuenta las zonas que no han traspasado el límite elástico (ilustración 38).

4 RESULTADOS Y ANÁLISIS

4.1 Back Análisis Empírico

Se muestra una vista en planta de las cámaras estudiadas en el sector porvenir. La ilustración 39 muestra las cámara 1 de Zn y cámara 1 de Au del sector porvenir 3. Ambas cámaras se encuentran estables y no se observan desprendimientos de bloques, como tampoco condiciones que puedan generar inestabilidad futura de las mismas. Las paredes o cajas de las cámaras corresponden a una roca de buena calidad, correspondientes a areniscas calcáreas escarnificadas de alteración moderada. Por otro lado, el techo de las cámaras está compuesto de tobas bandeadas y pórfido riolítico, litologías de buena calidad de roca de alteración leve.

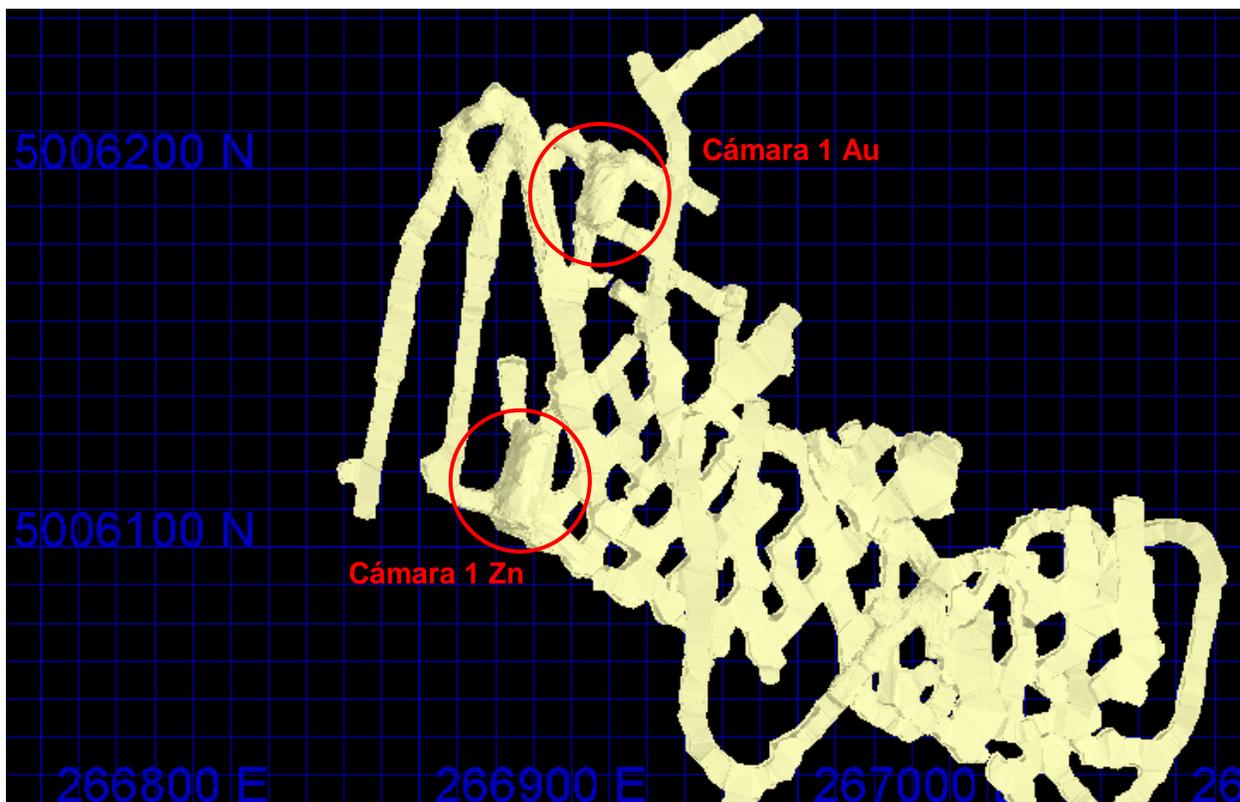


Ilustración 39: Cámara 1 de Zinc y cámara 1 de Au porvenir 3.

La ilustración 40 muestra las cámaras 1-2 y cámara 4 de Zn del sector porvenir 4. Ambas cámaras no han experimentado aumento en su radio hidráulico, como tampoco indicios de inestabilidad que comprometan el sector. Se observan desprendimientos de bloques en techo de éstas producto de la litología compuesta de margas y lutita sumado a vibraciones de tronaduras aledañas. La calidad de roca en las paredes es de buena calidad, mientras que en el techo se tiene una calidad de roca regular a mala de leve alteración.

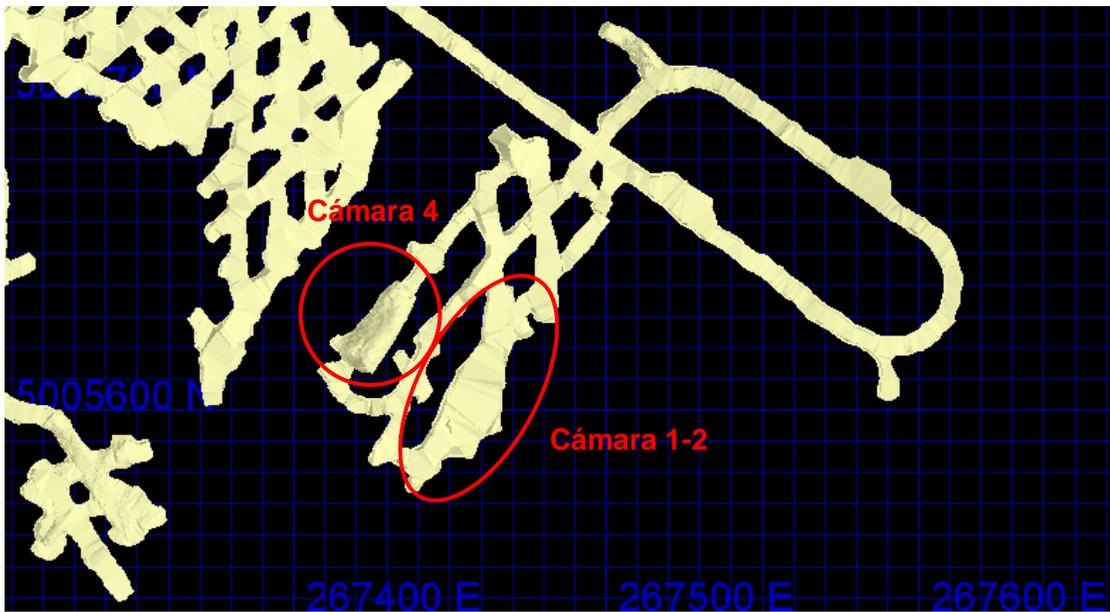


Ilustración 40: Cámara 1-2 y cámara 4 sector porvenir 4.

4.1.1 Back análisis cámara 1 sector porvenir 4.

Tabla 13: Estabilidad techo cámara 1 sector porvenir 4.

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	10.0			
Largo [m]	22.0			
Área [m ²]	220.0			
Perímetro [m]	64.0			
HR [m]	3.4			
TECHO				
	PARED CAJA		PARED TÉRMINO	
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.20	0.20
B	0.32	0.20	0.53	0.60
C	6.75	6.75	7.16	7.16
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	4.4	2.7	1.5	1.7
MATHEWS	ESTABLE	Falla	Falla	Falla
POTVIN	ESTABLE	ESTABLE	TSS	TSS

Cámara 1 se encontraba estable hasta antes de explotación de la cámara 2. Potvin muestra zona de transición sin soporte (TSS) en la pared de término.

4.1.2 Back análisis cámara 1-2 sector porvenir 4.

Tabla 14: Estabilidad cámara 1-2 sector porvenir 4.

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	14.5			
Largo [m]	51.0			
Área [m ²]	739.5			
Perímetro [m]	131.0			
HR [m]	5.6			
TECHO				
PARED CAJA		PARED TÉRMINO		
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.00	0.10
B	0.32	0.20	0.53	0.60
C	6.75	6.75	7.16	7.16
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	4.4	2.7	0.0	0.9
MATHEWS	Falla	Falla	Falla	Falla
POTVIN	ESTABLE	F TSS-ECS	-	ECS

Al explotar la cámara 2 se produjo sobreexcavación en el techo, lo que derivó en un colapso del mismo al dejar ambas cámaras expuestas sin un pilar que las separase. Mathews arroja falla, mientras que Potvin un estado estable con soportes (ECS).

4.1.3 Back análisis cámara 4 sector porvenir 4.

Tabla 15: Estabilidad cámara 4 sector porvenir 4.

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	11.0			
Largo [m]	30.0			
Área [m ²]	330.0			
Perímetro [m]	82.0			
HR [m]	4.0			
TECHO				
PARED		TÉRMINO		
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.16	0.16
B	0.30	0.20	0.37	0.34
C	5.95	5.95	8.00	8.00
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	3.6	2.4	0.9	0.9
MATHEWS	Falla	Falla	Falla	Falla
POTVIN	ESTABLE	TSS	TSS	TSS

Cámara 4 se encuentra estable con sobreexcavación en el techo. Potvin muestra zona estable sin soporte (TSS).

4.1.4 Back análisis cámara 1 de Zn sector porvenir 3 inferior.

Tabla 16: Estabilidad cámara 1 de Zn porvenir 3.

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	10.0			
Largo [m]	27.0			
Área [m ²]	270.0			
Perímetro [m]	74.0			
HR [m]	3.6			
TECHO				
PARED		TÉRMINO		
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.52	0.52
B	0.90	0.90	0.53	0.60
C	7.48	7.48	8.00	8.00
Q'	18.0	18.0	18.0	18.0
N'	121.1	121.1	39.9	44.9
MATHEWS	ESTABLE	ESTABLE	ESTABLE	ESTABLE
POTVIN	ESTABLE	ESTABLE	ESTABLE	ESTABLE

4.1.5 Back análisis cámara 1 de Au sector porvenir 3 inferior

Tabla 17: Estabilidad cámara 1 de Au sector porvenir 3.

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	10.0			
Largo [m]	17.0			
Área [m ²]	170.0			
Perímetro [m]	54.0			
HR [m]	3.1			
TECHO				
PARED		TÉRMINO		
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.72	0.72
B	1.00	1.00	0.97	0.97
C	8.00	8.00	8.00	8.00
Q'	18.0	18.0	18.0	18.0
N'	144.0	144.0	100.1	100.1
MATHEWS	ESTABLE	ESTABLE	ESTABLE	ESTABLE
POTVIN	ESTABLE	ESTABLE	ESTABLE	ESTABLE

Las cámaras de Zn y Au en el sector porvenir inferior poseen una calidad de roca buena, lo cual resulta en cámaras estables según ambos criterios. Actualmente, ambas cámaras se encuentran estables, sin aumento de radio hidráulico ni sobreexcavación.

A continuación, se muestran en los gráficos de estabilidad los puntos donde se encuentran las cámaras antes mencionadas:

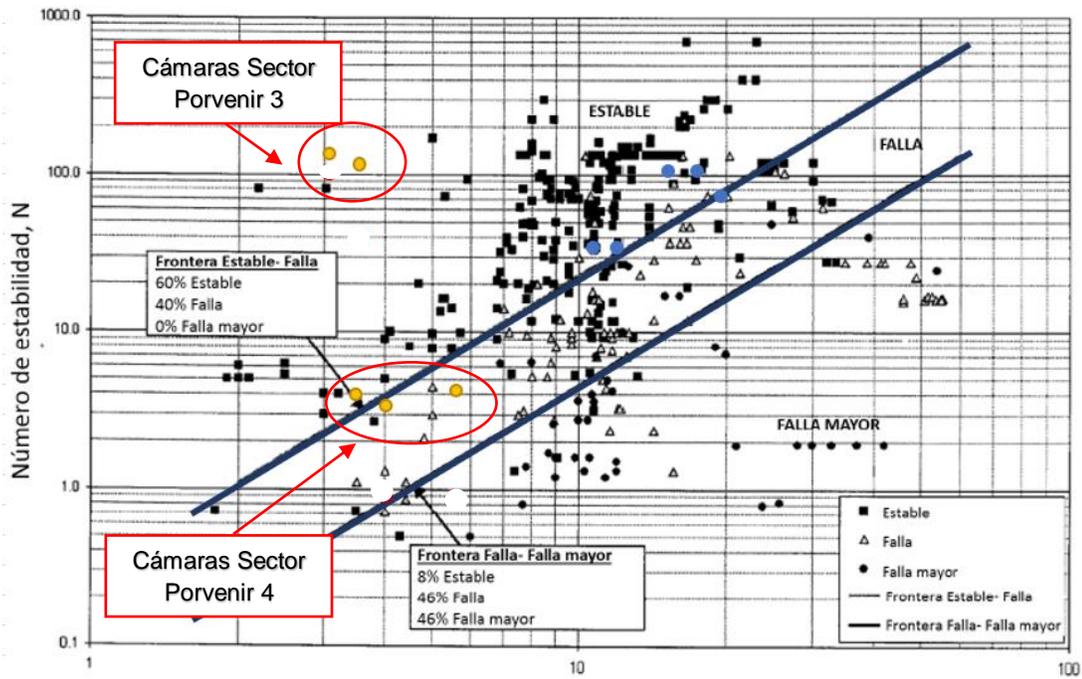


Ilustración 41: Back análisis de estabilidad para techos según metodología de Mathews en sector porvenir.

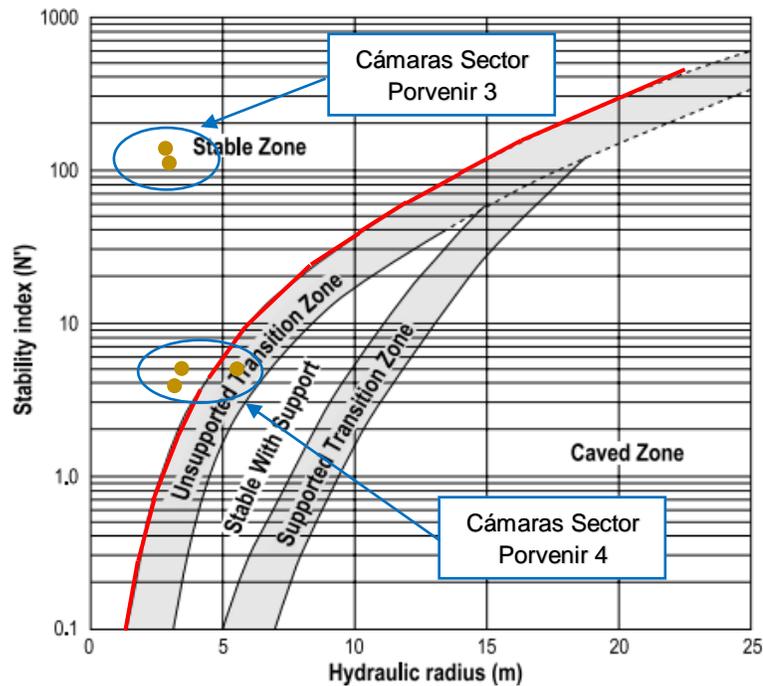


Ilustración 42: Back análisis de estabilidad para techos según metodología de Potvin en sector porvenir.

De las ilustraciones 41 y 42 se muestra que las cámaras del sector porvenir 3 se encuentran en una zona estable, alejadas de las curvas de transición. Por otro lado, las cámaras del sector porvenir 4 se encuentran en zona de falla según Mathews y en zona de transición a zona estable con soporte de acuerdo a Potvin. Según observación en terreno, se tiene que las cámaras del sector porvenir 4 no presentan aumento de radio hidráulico, como tampoco inestabilidad de pilares alrededor de la cámara que comprometan al sector. Sólo se aprecia desprendimiento de bloques en el techo de las cámaras debido a la blocosidad de la roca. Dado lo anterior, el gráfico de Potvin (ilustración 42) representa de mejor manera la curva que delimita la zona de estabilidad con la de inestabilidad para los casos estudiados en terreno.

4.2 Back Análisis Numérico

4.2.1 Back análisis cámaras sector Porvenir 4

Se analiza la sección transversal de la cámara 1-2 y cámara 4 de Zn.

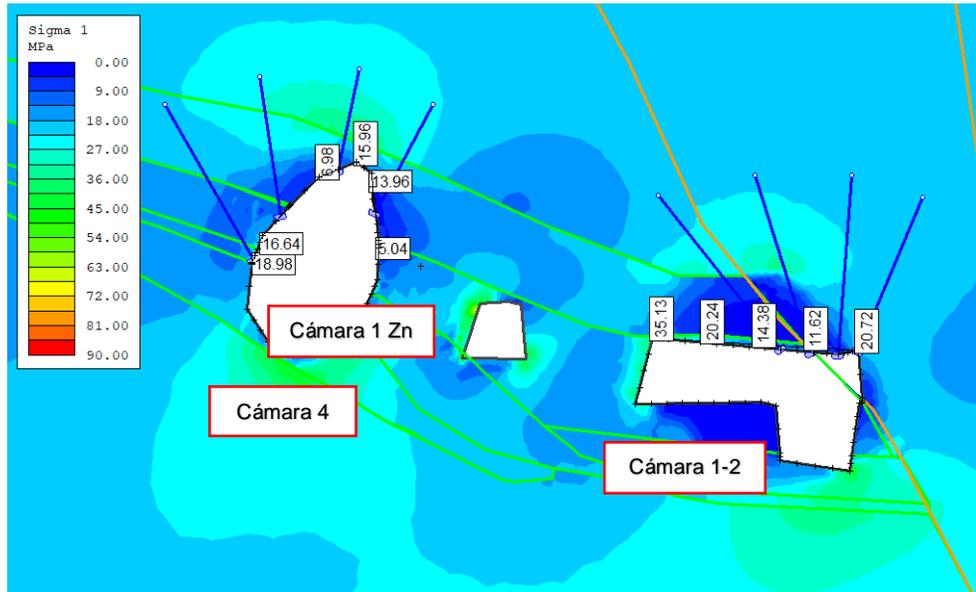


Ilustración 43 Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras de sector porvenir 4, según esfuerzo principal mayor.

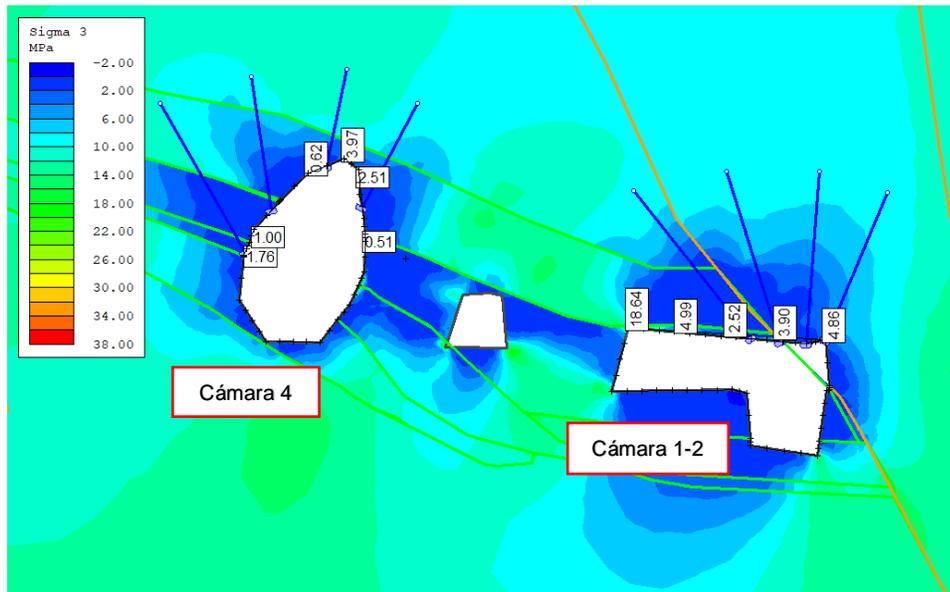


Ilustración 44: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras de sector porvenir 4, según esfuerzo principal menor.

De la ilustración 43 se puede apreciar que la distribución de esfuerzos para σ_1 se encuentran en un rango entre 5 – 35 Mpa, lo cual no generaría estallidos de roca por compresión. Por otro lado, la ilustración 44 muestra la distribución de esfuerzos para σ_3 . Para el techo de la cámara 4 se observa esfuerzos cercanos a cero en el borde de la excavación y aumentan a medida que se alejan de la misma, disminuye el riesgo a desprendimiento de roca. Para la cámara 1-2 se observan esfuerzos mayores a 2.5 Mpa en el borde de la excavación, lo cual indica menor riesgo a desprendimiento de material debido a la menor altura y capa de manto principal en el techo que cubre la roca margas.

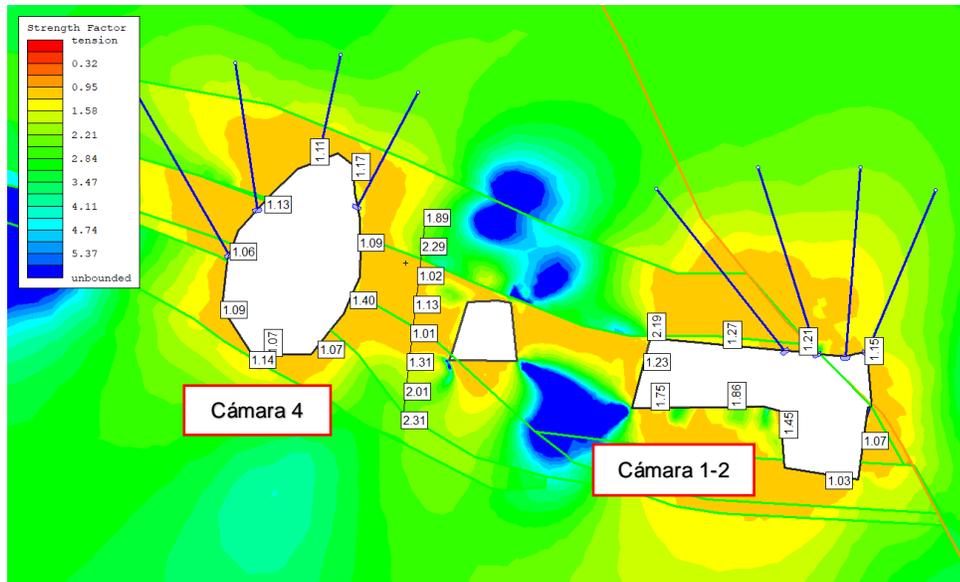


Ilustración 45: Factor de resistencia alrededor de cámaras sector porvenir 4.

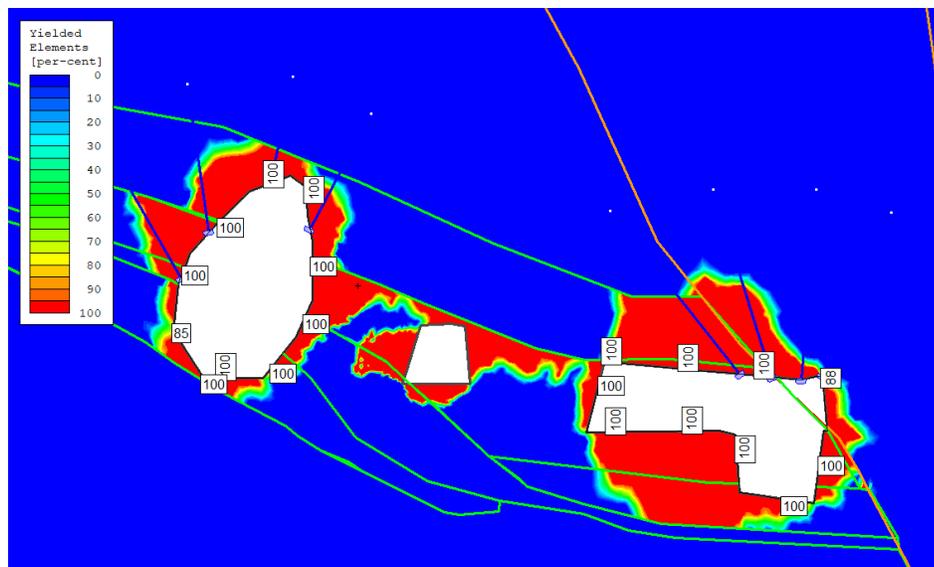


Ilustración 46: Elementos de fluencia alrededor de cámaras sector porvenir 4.

La ilustración 45 muestra factores de resistencia mayores a 1.2 al borde de la cámara 1-2, pero éstos se acercan a 1 en la zona de superior del techo (roca margas). En la cámara 4 el factor de resistencia (FR) se aproxima a 1.1 en la zona de interés (techo). En el centro del pilar el factor de seguridad tiende a 1.0, mientras que los elementos de fluencia no son todos cerso al centro del pilar, lo que indica que no se encuentran en la zona elástica.

Se analiza la sección longitudinal de la cámara 4, no se considera el análisis longitudinal de la cámara 1-2 dado que se explotó con el método Room and Pillar, el cual consta de fortificación con pernos helicoidales y shotcrete, que no es utilizado en el método de Tiros Largos.

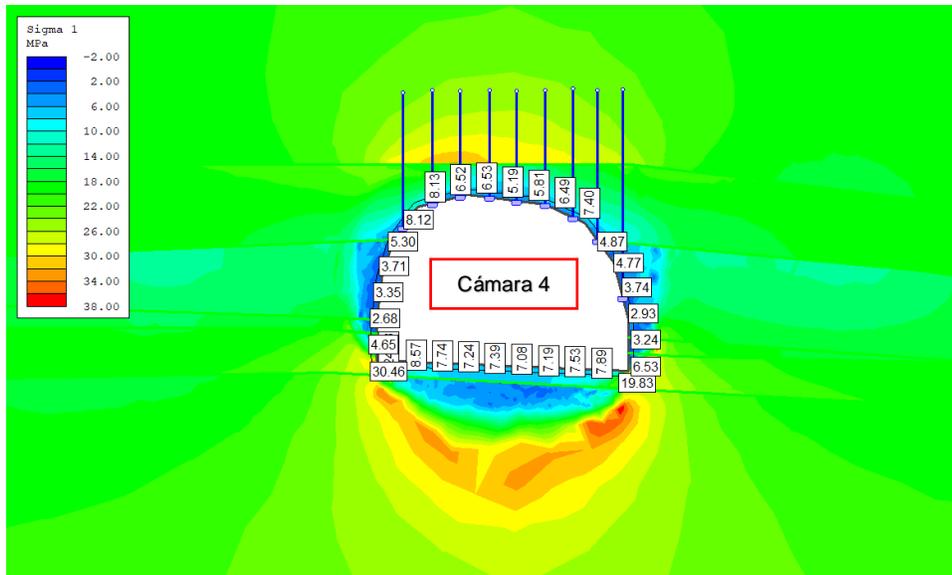


Ilustración 47: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 4 sector porvenir 4, según esfuerzo principal mayor.

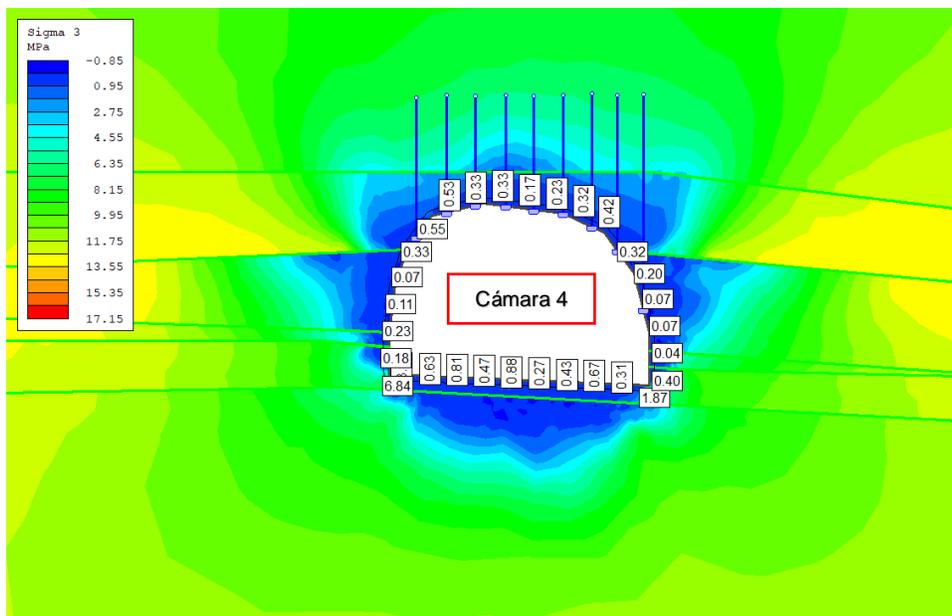


Ilustración 48: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 4 en sector porvenir 4, según esfuerzo principal menor.

La ilustración 47 muestra distribución de esfuerzos para σ_1 menores a la sección transversal debido al aumento de área, lo cual ocasiona menor compresión en esta dirección. Misma situación ocurre para distribución de esfuerzos para σ_3 (ilustración 48), donde los valores tienden a cero, lo cual implica mayor probabilidad de despredimiento de roca.

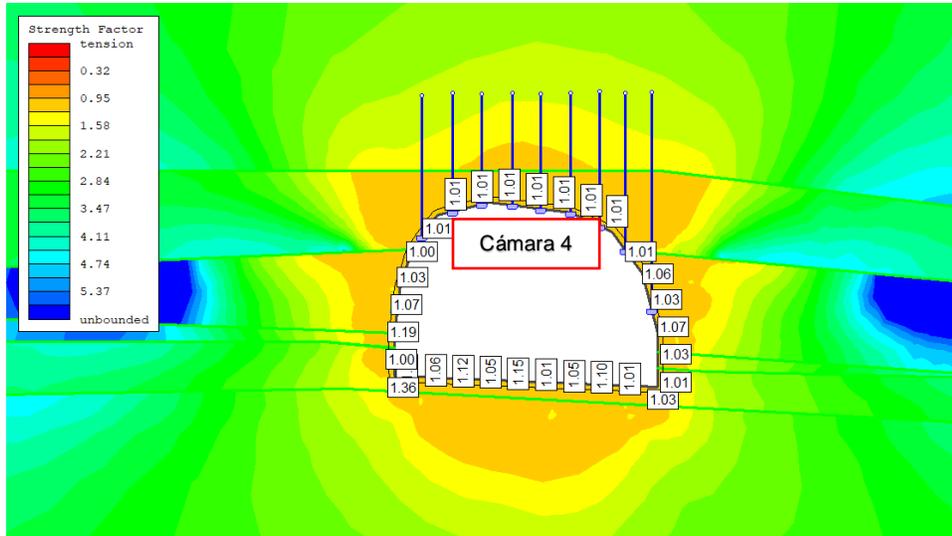


Ilustración 49: Factor de resistencia alrededor de cámara 4 en sector porvenir 4.

En el techo de la cámara de la ilustración 49 el factor de resistencia tiende a 1, relativamente menor a la sección transversal donde los valores tienden a 1.1 para el techo de la cámara.

4.2.2 Back análisis cámaras sector Porvenir 3

Se analiza la sección transversal de la cámara 1 de Zn.

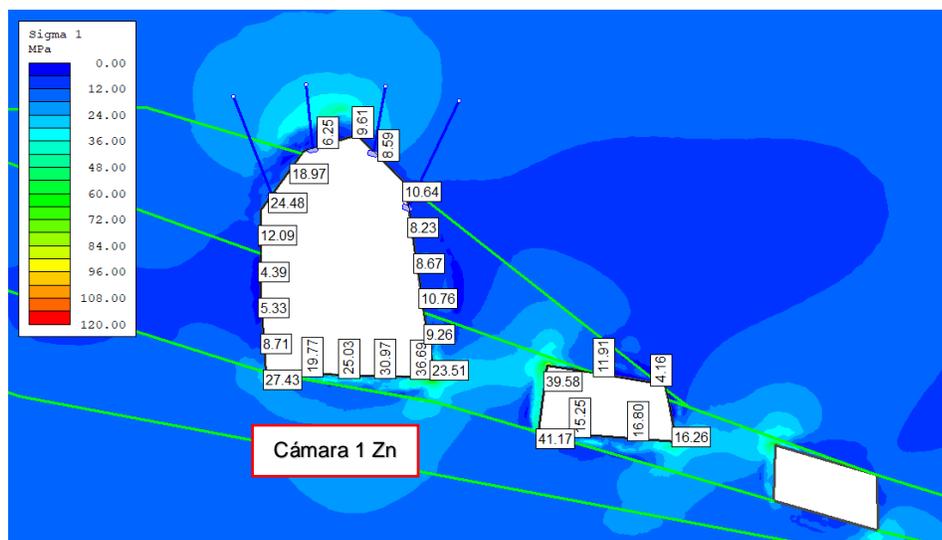


Ilustración 50: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 de Zn ene sector porvenir 3 según esfuerzo principal mayor.

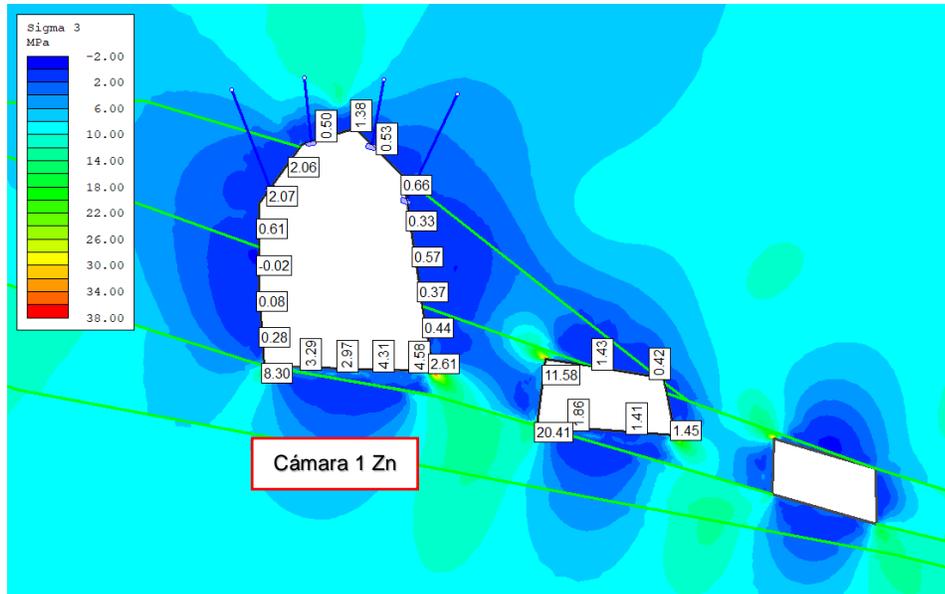


Ilustración 51: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 de Zn ene sector porvenir 3 según esfuerzo principal menor.

De la ilustración 50 se observa distribución de esfuerzos entre 5 a 25 Mpa para σ_1 en la cámara 1 de Zn, lo cual indica compresión en la zona medida, pero no posible estallidos de roca. Para σ_3 (ilustración 51) los esfuerzos son cercanos a cero en el borde del techo, pero aumentan a medida que se aleja del borde de la excavación.

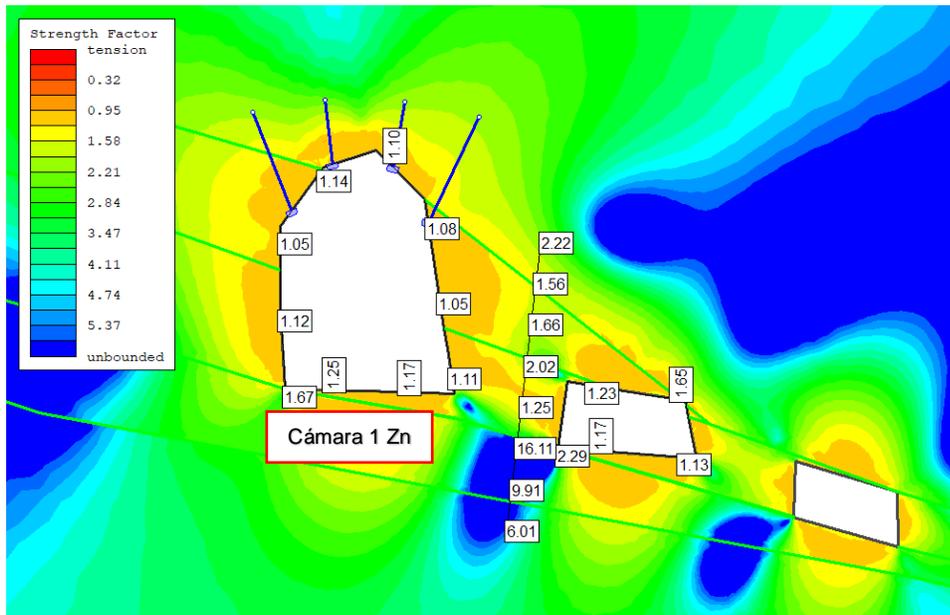


Ilustración 52: Factor de resistencia alrededor de cámara 1 de Zn sector porvenir 3.

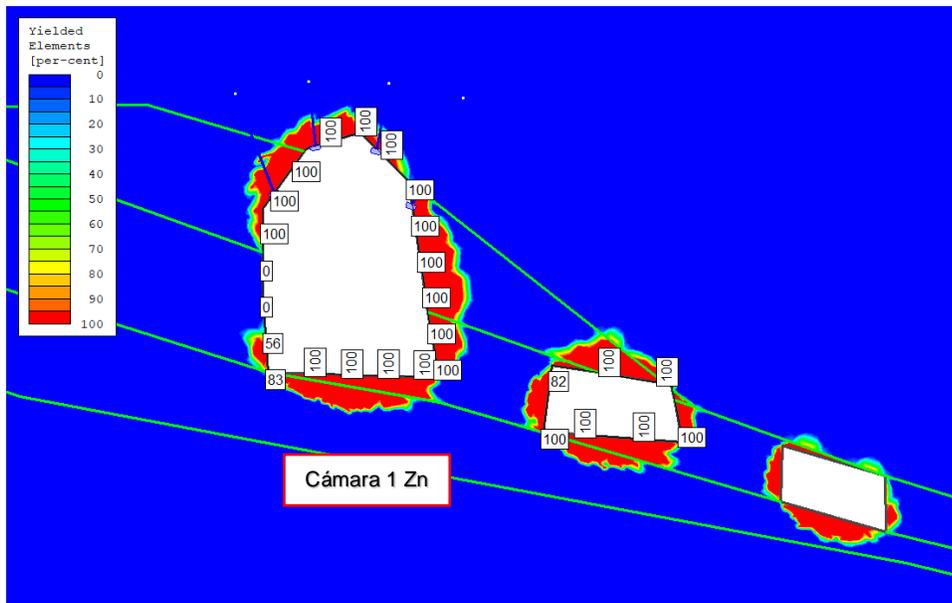


Ilustración 53: Elementos de fluencia alrededor de cámara 1 de Zn en sector porvenir 3.

La ilustración 52 muestra factores de resistencia cercanos a 1.1 al borde de la excavación, mientras que los elementos de fluencia son ceros a los 3 metros de la excavación (ilustración 53), lo cual es un factor de estabilidad. Por otro lado, el factor de resistencia en el centro del pilar es alrededor de 1.5 y los elementos de fluencia son cero.

A continuación se analiza la sección longitudinal de las cámaras 1 de Zn y cámara 1 de Au.

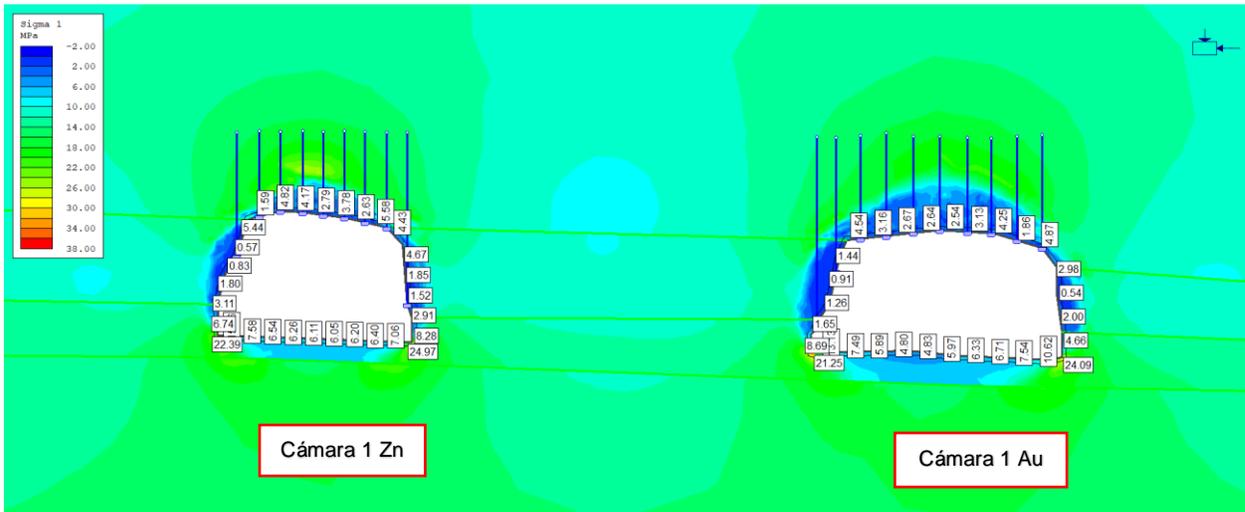


Ilustración 54: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras de sector porvenir 3, según esfuerzo principal mayor.

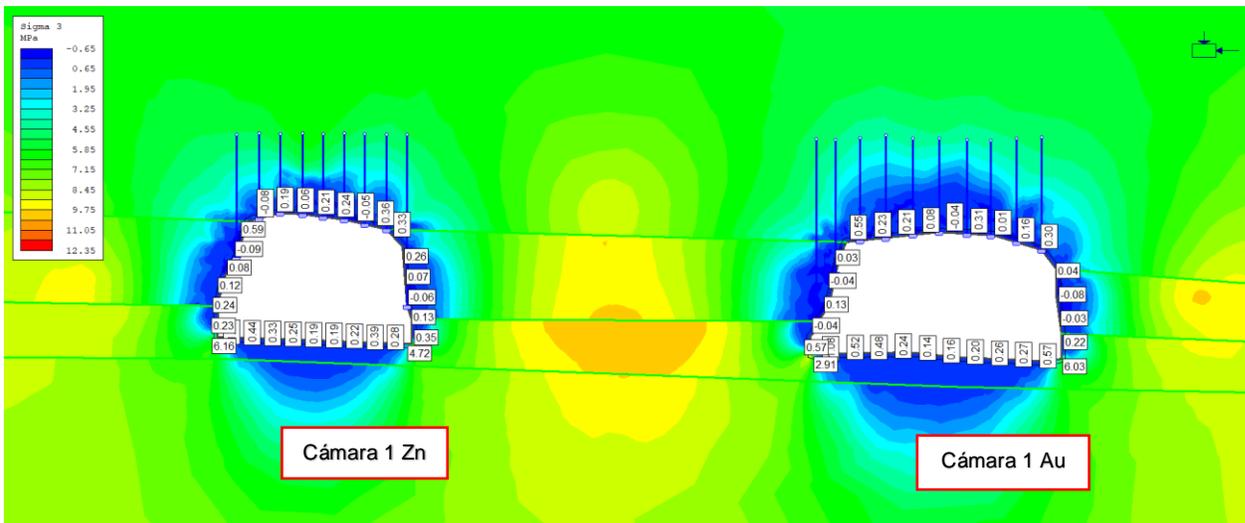


Ilustración 55: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras de sector porvenir 3, según esfuerzo principal menor.

La distribución de esfuerzos para σ_1 (ilustración 54) muestra valores mayores a 2.5 Mpa en la cámara de Zn y mayores a 1.5 Mpa para la cámara de Au en el techo de las excavaciones. En la ilustración 55 los esfuerzos tienden a cero en al borde del techo de las cámaras, indicando zona de caída de rocas ante perturbaciones.

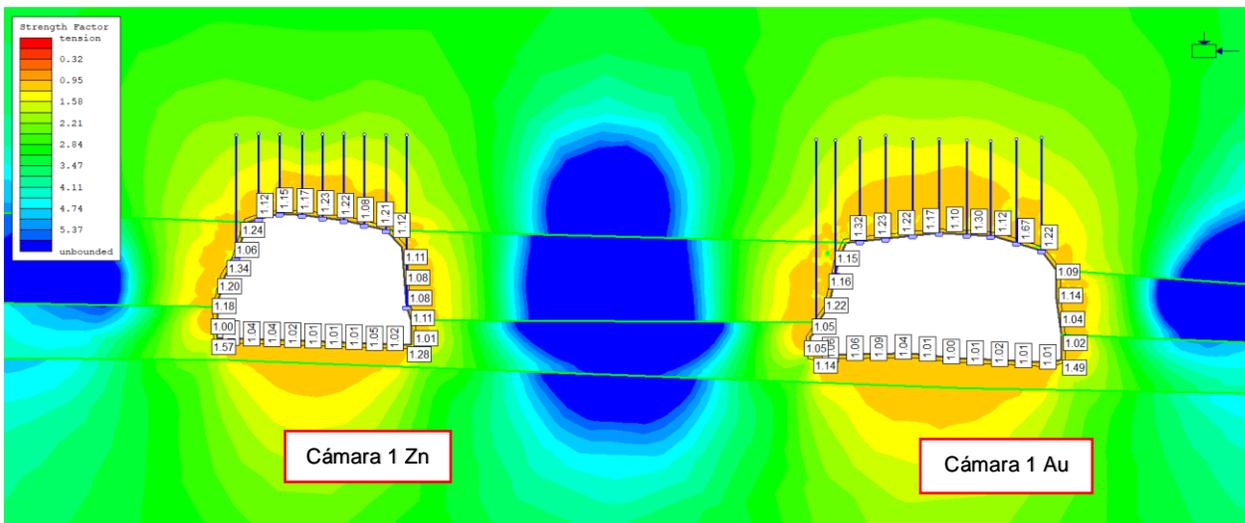


Ilustración 56: Factor de resistencia alrededor de cámaras sector porvenir 3.

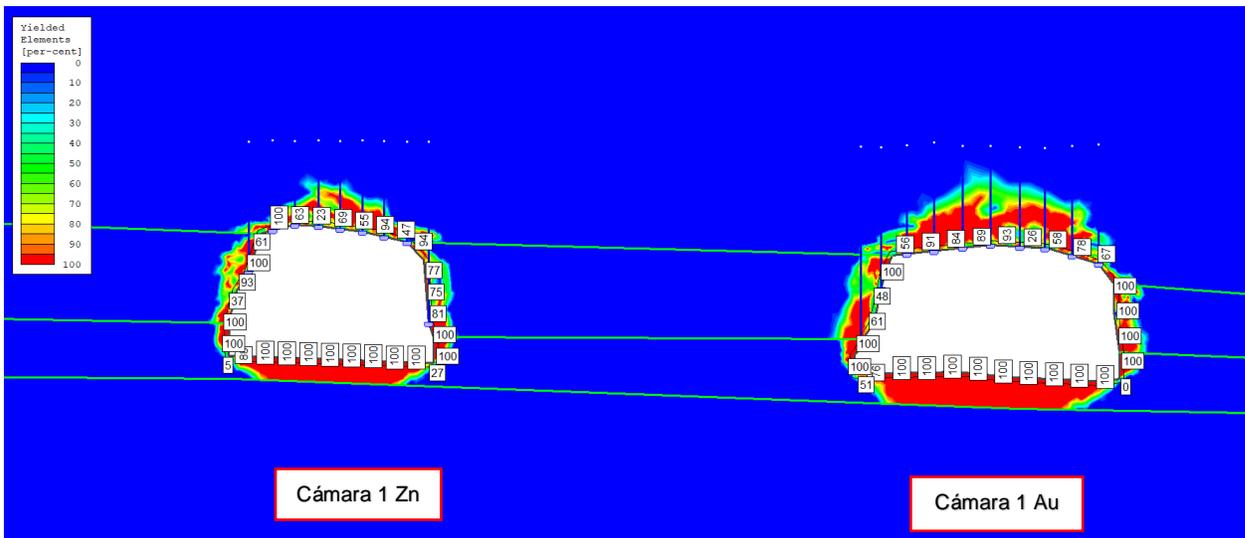


Ilustración 57: Elementos de fluencia alrededor de cámaras en sector porvenir 3.

El factor de resistencia es menor en las zonas mas altas de las cámaras (ilustración 56), el cual se encuentra entre 1.1 a 1.3 en el techo de éstas. A medida que se aleja de las cámaras el FR tiende a aumentar su valor. Los elementos de fluencia son cero entre las cámaras, lo cual muestra que la distancia que las separa es estable.

Comparando las cámaras del sector porvenir 3 y porvenir 4, ambas muestran valores similares para σ_1 , σ_3 y factor de resistencia al borde de las cámaras explotadas. La diferencia principal radica para las secciones longitudinales en el factor de resistencia, donde los valores para la cámara 4 del sector porvenir 4 es aproximadamente 1.01 en el techo (zona de interés debido a despredimientos en el techo por el tipo de roca), mientras que para las cámaras del sector porvenir 3 los valores fluctúan entre 1.00 – 1.25.

Cabe mencionar que para la cámara 4 del sector porvenir 4 hubo dilución de la roca margas de aproximadamente 3 metros que se encuentra en el techo de ésta, a diferencia de las cámaras del sector porvenir 3, donde no se produjo dilución.

Los pilares entre cámaras, para el caso del sector porvenir 3, se encuentran estables sin elementos de fluencia y con mayores valores de FR, lo cual indica mayor estabilidad. No así en el caso de las cámaras del sector porvenir 4, donde existen elementos de fluencia y menores valores de factor de resistencia.

El análisis numérico realizado es de utilidad para detectar zonas de altos esfuerzos (σ_1) o zonas de tracción (σ_3) en las zonas excavadas. El factor de seguridad sobre 1.25 y sin elementos de fluencia en el centro del pilar aseguran estabilidad de éstos.

4.3 Dimensionamiento empírico de cámaras

Para cada cuerpo se dimensionó según carga litostática, esfuerzos inducidos, estructuras presentes e inclinación del techo de la cámara. Dada la forma de los cuerpos, se dimensionan cámaras de 10 [m] y 15 [m] de ancho debido a la potencia de los cuerpos.

4.3.1 Cuerpo 1: Cámara 10 [m] ancho x 60 [m] largo

Tabla 18: Dimensionamiento cámara 2 sector porvenir Dolbek..

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	10.0			
Largo [m]	60.0			
Área [m ²]	600.0			
Perímetro [m]	140.0			
HR [m]	4.3			
TECHO				
PARED		TÉRMINO		
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.00	0.10
B	0.36	0.32	0.85	0.85
C	6.55	6.55	6.96	6.96
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	4.8	4.2	0.0	1.2
MATHEWS	ESTABLE	ESTABLE	-	Falla
POTVIN	ESTABLE	ESTABLE	TSS	TSS

4.3.2 Cuerpo 1: Cámara 15 [m] ancho x 30 [m] largo

Tabla 19: Dimensionamiento cámara 1 sector porvenir Dolbek..

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	15.0			
Largo [m]	30.0			
Área [m ²]	450.0			
Perímetro [m]	90.0			
HR [m]	5.0			
TECHO				
PARED		TÉRMINO		
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.18	0.18
B	0.36	0.32	0.85	0.85
C	6.55	6.55	6.96	6.96
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	4.8	4.2	2.2	2.2
MATHEWS	Falla	Falla	Falla	Falla
POTVIN	TSS	TSS	TSS	TSS

4.3.3 Cuerpo 2: Cámara 10 [m] ancho x 30 [m] largo

Tabla 20: Dimensionamiento cámaras cuerpo 2 sector porvenir Dolbek ancho 10 [m].

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	10.0			
Largo [m]	30.0			
Área [m ²]	300.0			
Perímetro [m]	80.0			
HR [m]	3.8			
TECHO				
	PARED		TÉRMINO	
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.00	0.10
B	0.38	0.38	0.50	0.30
C	7.06	7.06	6.45	6.45
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	5.3	5.4	0.0	0.4
MATHEWS	Estable	Estable	-	FM
POTVIN	Estable	Estable	TSS	TSS

4.3.4 Cuerpo 2: Cámara 15 [m] ancho x 15 [m] largo

Tabla 21: Dimensionamiento cámaras cuerpo 2 sector porvenir Dolbek ancho 15 [m].

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	15.0			
Largo [m]	15.0			
Área [m ²]	225.0			
Perímetro [m]	60.0			
HR [m]	3.8			
TECHO				
	PARED		TÉRMINO	
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	0.44	0.44	0.26	0.26
B	0.38	0.38	0.50	0.30
C	7.06	7.06	6.45	6.45
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	2.3	2.3	1.7	1.0
MATHEWS	Falla	Falla	Falla	Falla
POTVIN	TSS	TSS	TSS	TSS

4.3.5 Cuerpo 3: Cámara 8 [m] ancho x 40 [m] largo

Tabla 22: Dimensionamiento cámaras cuerpo 3 sector porvenir Dolbek ancho 8 [m].

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	8.0			
Largo [m]	40.0			
Área [m ²]	320.0			
Perímetro [m]	96.0			
HR [m]	3.3			
TECHO				
	PARED		TÉRMINO	
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	1.00	1.00	0.00	0.10
B	0.42	0.62	0.32	0.20
C	7.06	7.06	6.45	6.45
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	6.0	8.8	0.0	0.3
MATHEWS	Estable	Estable	FM	FM
POTVIN	TSS	TSS	TSS	TSS

4.3.6 Cuerpo 3: Cámara 15 [m] ancho x 15 [m] largo

Tabla 23: Dimensionamiento cámaras cuerpo 3 sector porvenir Dolbek ancho 15 [m].

MÉTODO ESTABILIDAD DE GRÁFICO				
Ancho [m]	15.0			
Largo [m]	15.0			
Área [m ²]	225.0			
Perímetro [m]	60.0			
HR [m]	3.8			
TECHO				
	PARED		TÉRMINO	
	Factores M	Factores P	Factores M	Factores P
A	0.65	0.65	0.25	0.25
B	0.42	0.62	0.32	0.20
C	7.06	7.06	6.45	6.45
Q'	2.0	2.0	2.0	2.0
N'	3.9	5.7	1.0	0.6
MATHEWS	Falla	Estable	Falla	FM
POTVIN	Estable	Estable	TSS	TSS

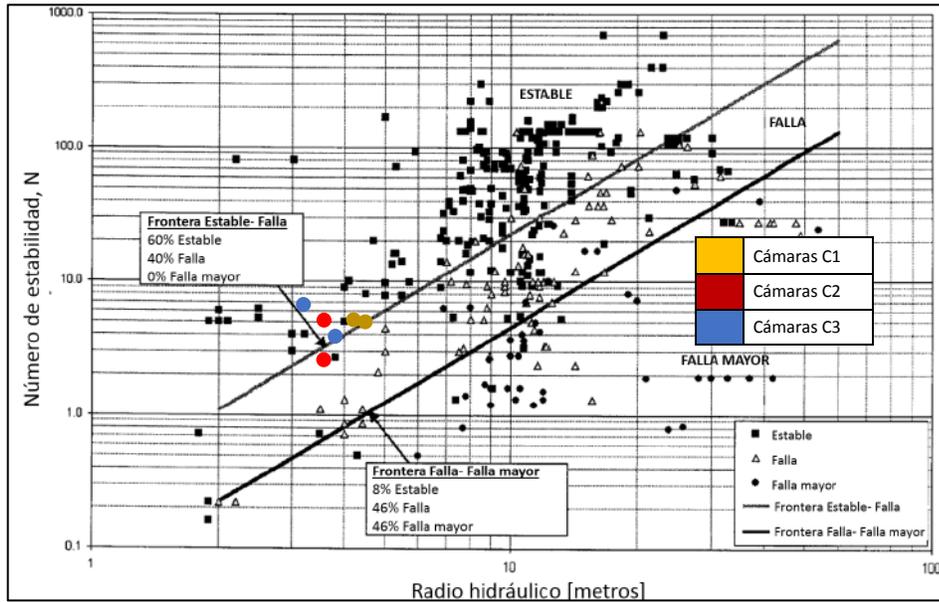


Ilustración 58: Back análisis de estabilidad para techos según metodología de Mathews en sector porvenir.

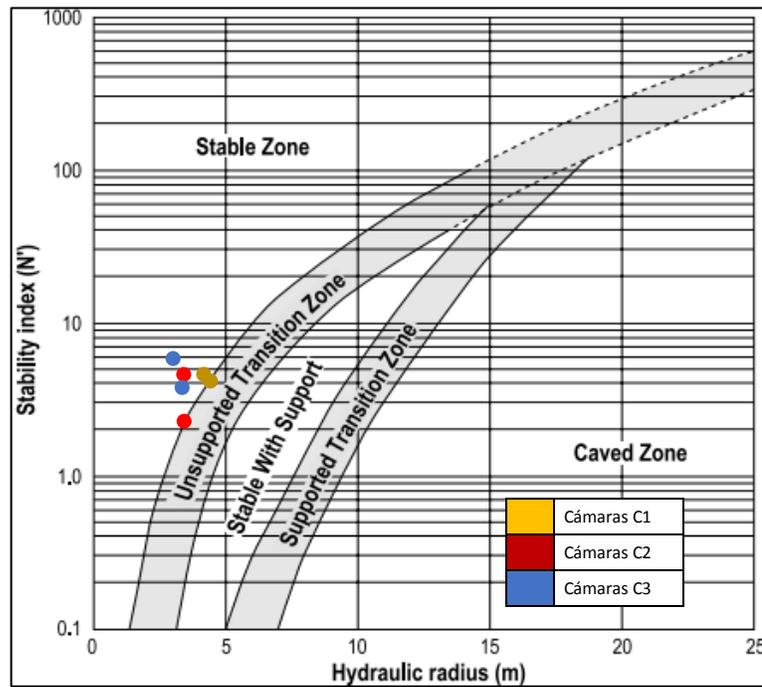


Ilustración 59: Back análisis de estabilidad para techos según metodología de Potvin en sector porvenir.

De las ilustraciones 41 y 42 se observan que las dimensionadas se encuentran cerca o al límite de la zona estable a la zona de transición con soporte. Se trabaja en primera instancia al límite de la curva para aumentar la recuperación del yacimiento dada su geometría.

4.4 Diseño empírico de pilares

Para ancho de pilar y ancho de calle se probaron los valores más ajustados tal que se mantenga la estabilidad en el centro de los pilares entre cámaras.

4.4.1 Pilares tipo muro para cámaras de cuerpo 1

Tabla 24: Parámetros de entrada para el diseño de pilares cuerpo 1.

CONDICIONES DE TERRENO	
Profundidad	590.0
k1	1.7
k2	1.5
σ_v	16.5
σ_{h1}	28.1
σ_{h2}	24.8
σ_{UCS}	120.0

Tabla 25: Pendiente y esfuerzo de carga del pilar para cuerpo 1.

RIB PILLAR	
W pilar [m]	18.0
W calle [m]	12.5
r	0.4
Ángulo [°]	10.0
σ_p [Mpa]	35.4

Tabla 26: Ancho, alto y factor de seguridad de pilar cuerpo 1.

Lunder & Pakalnis		Hoek and Brown	
Wp [m]	18	Wp [m]	18
h [m]	17	h [m]	17
K	0.44	m	5.35
c1	0.68	s	0.02
c2	0.52	a	0.50
k	0.60	wp/h	1.06
Cpav	0.08	Sp/UCS	66.00
σ_p [Mpa]	35.41	σ_p [Mpa]	35.41
Sp [Mpa]	52.35	Sp [Mpa]	66.00
FS	1.48	FS	1.86

Según los criterios de aceptabilidad de pilares, para las dimensiones de ancho y alto otorgadas, éstos se encuentran estables. Por ende, se utilizan las dimensiones de la tabla 25 para diseño preliminar del cuerpo 1.

4.4.2 Pilares tipo muro para cámaras en cuerpo 2

Tabla 27: Parámetros de entrada para el diseño de pilares cuerpo 2.

CONDICIONES DE TERRENO	
Profundidad	680.0
k1	1.7
k2	1.5
σ_v	19.0
σ_{h1}	32.4
σ_{h2}	28.6
σ_{UCS}	120.0

Tabla 28: Pendiente y esfuerzo de carga del pilar para cuerpo 2.

RIB PILLAR	
W pilar [m]	17.0
W calle [m]	10.0
r	0.4
Ángulo [°]	25.0
σ_p [Mpa]	46.6

Tabla 29: Ancho, alto y factor de seguridad de pilar cuerpo 2.

Lunder & Pakalnis		Hoek and Brown	
Wp [m]	17	Wp [m]	17
h [m]	10	h [m]	10
K	0.44	m	5.35
c1	0.68	s	0.02
c2	0.52	a	0.50
k	1.17	wp/h	1.70
Cpav	0.21	Sp/UCS	96.00
σ_p [Mpa]	46.56	σ_p [Mpa]	46.56
Sp [Mpa]	67.93	Sp [Mpa]	96.00
FS	1.46	FS	2.06

Dado los criterios de aceptabilidad de pilares, para las dimensiones de ancho y alto otorgadas, éstos se encuentran estables. Por ende, se utilizan las dimensiones de la tabla 28 para diseño preliminar del cuerpo 2.

4.4.3 Pilares tipo muro para cámaras en cuerpo 3

Tabla 30: Parámetros de entrada para el diseño de pilares cuerpo 3.

CONDICIONES DE TERRENO	
Profundidad	610.0
k1	1.7
k2	1.5
σ_v	17.1
σ_{h1}	29.0
σ_{h2}	25.6
σ_{UCS}	120.0

Tabla 31: Pendiente y esfuerzo de carga del pilar para cuerpo 3.

RIB PILLAR	
W pilar [m]	12.0
W calle [m]	7.0
r	0.4
Ángulo [°]	20.0
σ_p [Mpa]	39.6

Tabla 32: Ancho, alto y factor de seguridad de pilar cuerpo 3.

Lunder & Pakalnis		Hoek and Brown	
Wp [m]	12	Wp [m]	12
h [m]	10	h [m]	10
K	0.44	m	5.35
c1	0.68	s	0.02
c2	0.52	a	0.50
k	0.74	wp/h	1.20
Cpav	0.11	Sp/UCS	74.40
σ_p [Mpa]	39.60	σ_p [Mpa]	39.60
Sp [Mpa]	56.20	Sp [Mpa]	74.40
FS	1.42	FS	1.88

Según los criterios de aceptabilidad de pilares, para las dimensiones de ancho y alto otorgadas, éstos se encuentran estables. Por ende, se utilizan las dimensiones de la tabla 31 para diseño preliminar del cuerpo 3.

4.5 Diseño preliminar

Se muestra una vista isométrica y de planta del diseño preliminar. Se observa la disposición de cámaras en el yacimiento y la separación de éstas. Para el cuerpo 1 se diseñó una cámara de 15 [m] de ancho y 30 [m] de largo y otra cámara de 10 [m] x 60 [m] de ancho y largo respectivamente. Por otro lado, para el cuerpo 2 se diseñaron tres cámaras de 10 [m] de ancho y 30 [m] de largo. Finalmente para el cuerpo 3 se diseñaron de 8 y 10 metros de ancho con largo de 40 [m].

Se tiene un total de siete caserones sumando un total de aproximadamente 84575 toneladas de mineral de ley entre 6% y 10% de Zinc. La recuperación de estima alrededor del 50 % dada la geometría irregular del yacimiento.

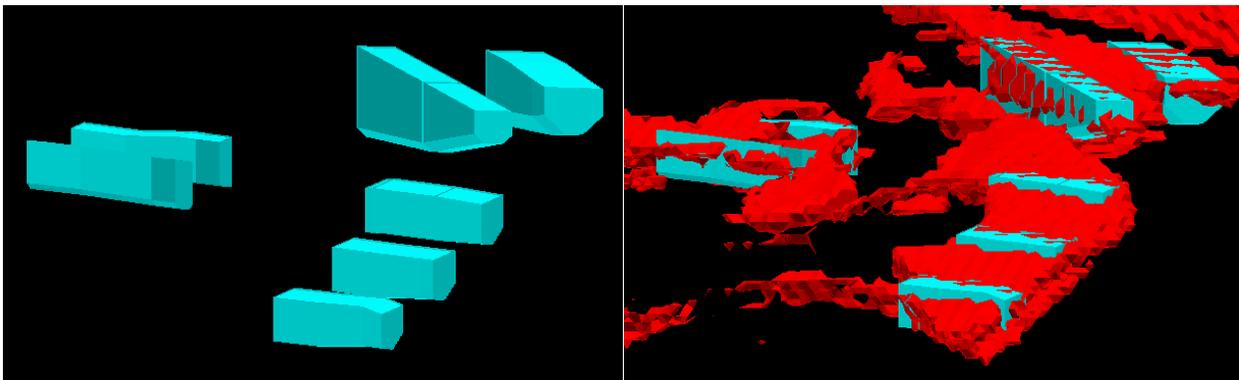


Ilustración 60: Vista isométrica del diseño preliminar otorgado por dimensionamiento empírico de cámaras y pilares.

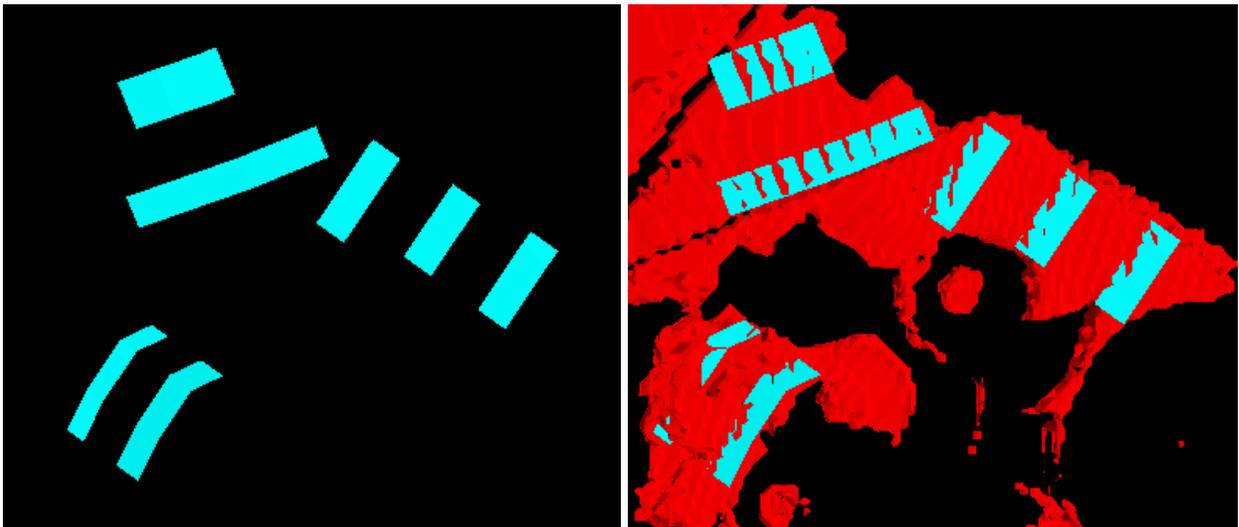


Ilustración 61: Vista en planta del diseño preliminar otorgado por dimensionamiento empírico de cámaras y pilares.

4.6 Modelamiento numérico 2D

Los parámetros de entrada se muestran en las tablas a continuación. Se observa de la tabla 27 que la roca margas presenta el Módulo de Young más bajo comparado con el resto de las unidades geológicas, como así también el UCS.

Tabla 33: Parámetros de entradas según litología.

Material Name	Color	Initial Element Loading	Unit Weight (MN/m ³)	Elastic Type	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Failure Criterion	Material Type	Intact Compressive Strength (MPa)
UGTB Superior		Field Stress and Body Force	0.0267	Isotropic	33709.4	0.24	Generalized Hoek-Brown	Plastic	140
UGTB Margas		Field Stress and Body Force	0.027	Isotropic	6037.7	0.26	Generalized Hoek-Brown	Plastic	90
UGTB Manto Mineral		Field Stress and Body Force	0.031	Isotropic	24817.1	0.25	Generalized Hoek-Brown	Plastic	130
UGTB Manto Estéril		Field Stress and Body Force	0.028	Isotropic	16138.8	0.25	Generalized Hoek-Brown	Plastic	100
UGTB Inferior		Field Stress and Body Force	0.0284	Isotropic	38368.5	0.25	Generalized Hoek-Brown	Plastic	120
UGTB Intrusivo		Field Stress and Body Force	0.0295	Isotropic	24098.3	0.25	Generalized Hoek-Brown	Plastic	110

Para los valores residuales se utilizó la recomendación de Hoek and Brown para rocas con GSI sobre 70, mientras que para roca con GSI menores a 60 se utilizó $m_r=0.65m_b$ y $s_r=0.04s$ (Ribacchi, 2006).

Tabla 34: Parámetros criterio de falla Hoek and Brown.

Material Name	Color	mb (peak)	mb (residual)	s (peak)	s (residual)	a (peak)	a (residual)	Dilation Parameter
UGTB Superior		6.85038	1	0.035674	0.001425	0.501355	0.5	0
UGTB Margas		1.89009	1.22	0.001589	6.4e-005	0.509923	0.5	0.366
UGTB Manto Mineral		5.3446	2	0.022873	0.00091	0.501834	0.5	0.6
UGTB Manto Estéril		3.57008	2.32	0.009404	0.000376	0.503276	0.5	0.696
UGTB Inferior		6.96123	1	0.062177	0.00248	0.500911	0.5	0
UGTB Intrusivo		4.53482	1	0.01639	0.0006556	0.502287	0.509923	0

Se añaden pernos cables a las cámaras debido a posibles cuñas que se puedan originar en la explotación de las cámaras.

Tabla 35: Parámetros de pernos cable para el modelamiento numérico.

Bolt Type:	Plain Strand Cable
Borehole Diameter (mm):	48
Cable Diameter (mm):	15.24
Cable Modulus, E (MPa):	200000
Cable Peak (MN):	0.261
Out-of-plane Spacing (m):	0.1
Water Cement Ratio:	0.42

4.6.1 Sección de corte transversal a cámaras en cuerpos 1 y 2.

Se muestra la sección transversal de las cámaras para los cuerpos 1 y 2 del diseño preliminar en la siguiente ilustración.

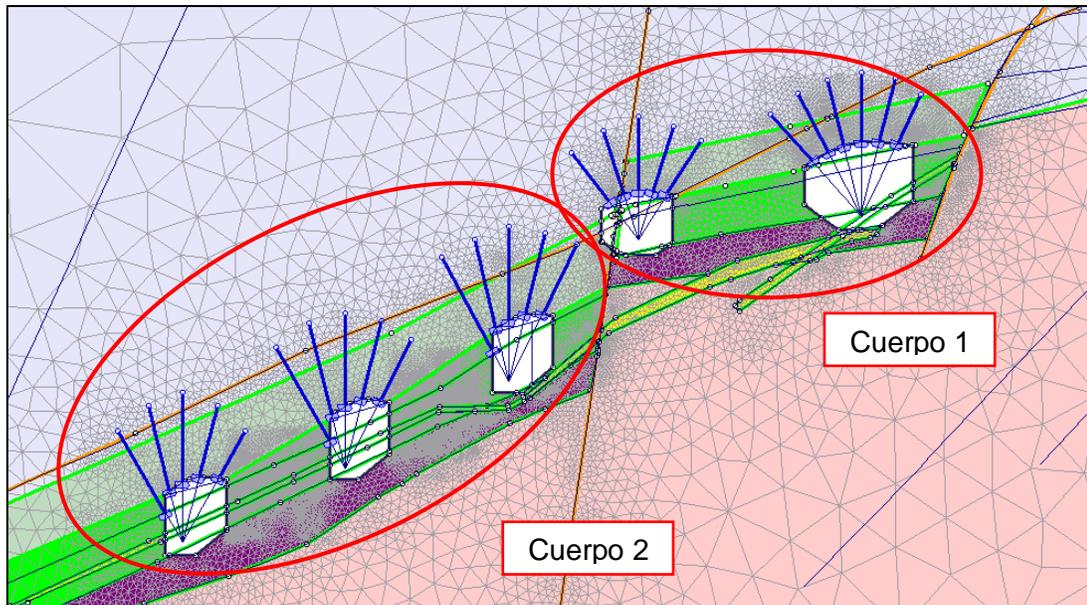


Ilustración 62: Modelo generado para análisis de cámaras sobre cuerpos 1 y 2.

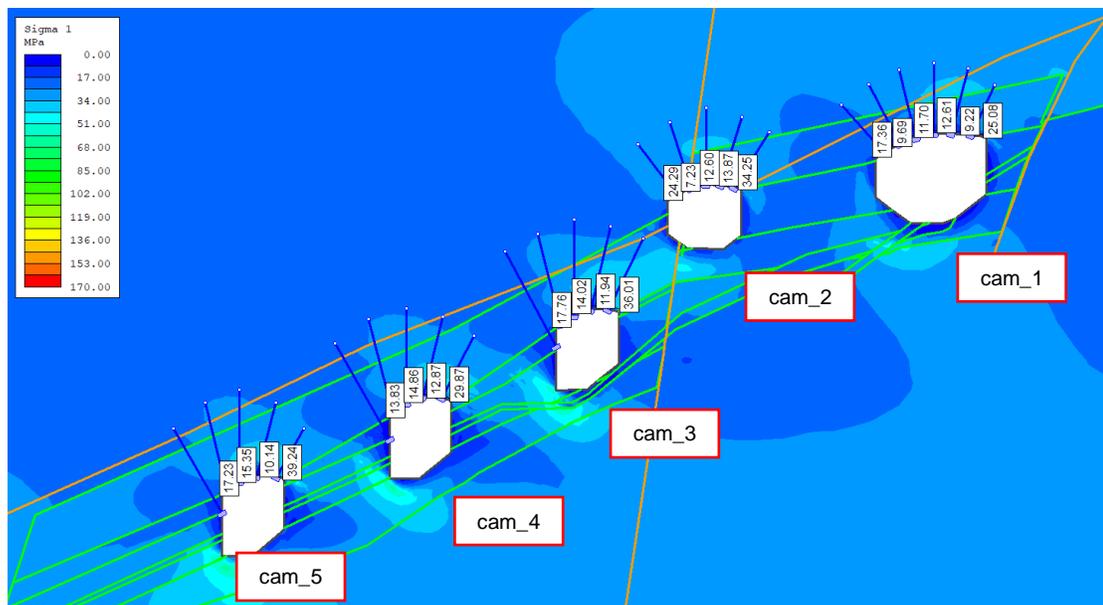


Ilustración 63: Distribución de esfuerzos en el techo de las cámaras según esfuerzo principal mayor.

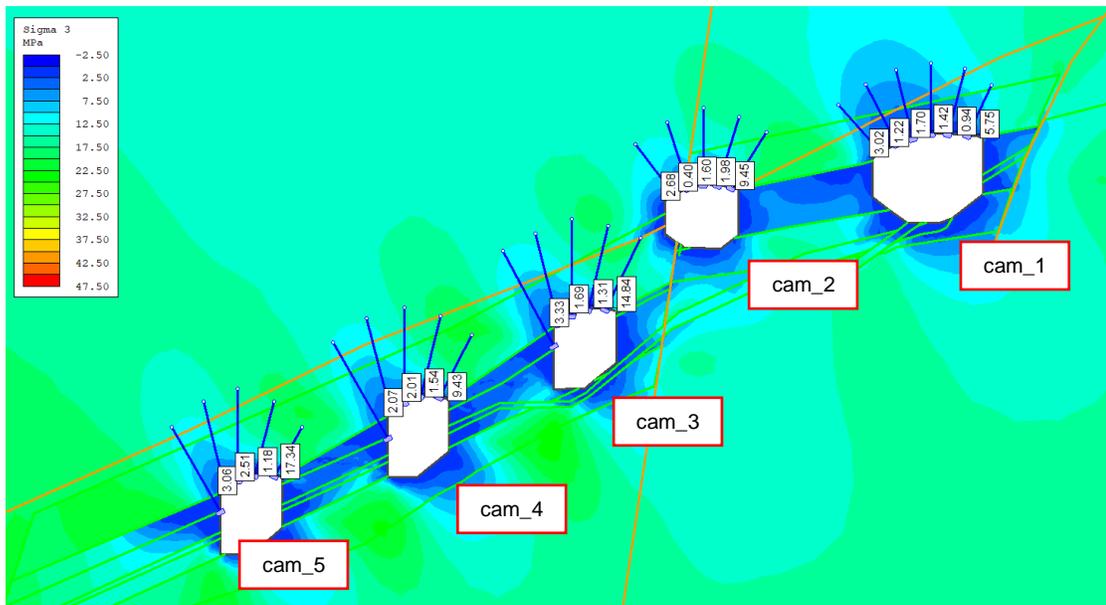


Ilustración 64: Distribución de esfuerzos en el techo de las cámaras según esfuerzo principal menor.

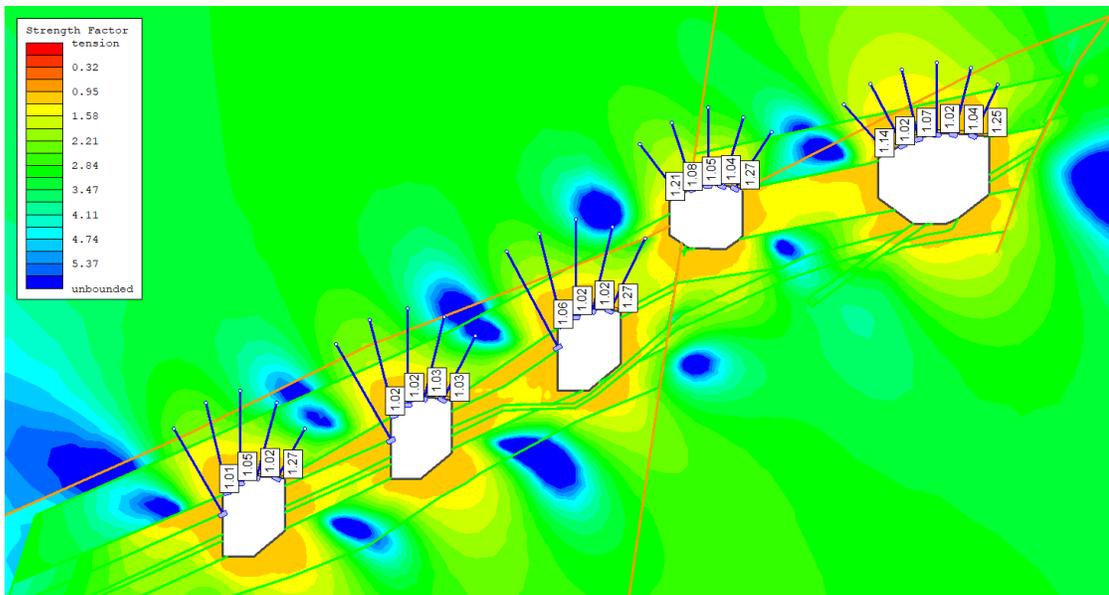


Ilustración 65: Factor de resistencia en el techo de las cámaras.

De las ilustraciones 61 a 63, se observa que el techo de la cámara 1 se encuentra en la situación menos favorable si se le compara con las otras cámaras de la sección. Lo anterior se refleja principalmente en el centro del techo, donde la distribución de esfuerzos es menor. Mayoritariamente los esfuerzos no son mayores a 25 MPa para σ_1 . Los esfuerzos reflejados por σ_3 son mayores a 1 MPa para el techo de las cámaras cercano a la zona de tracción. Factor de resistencia es cercano a 1 para todas las cámaras de la sección.

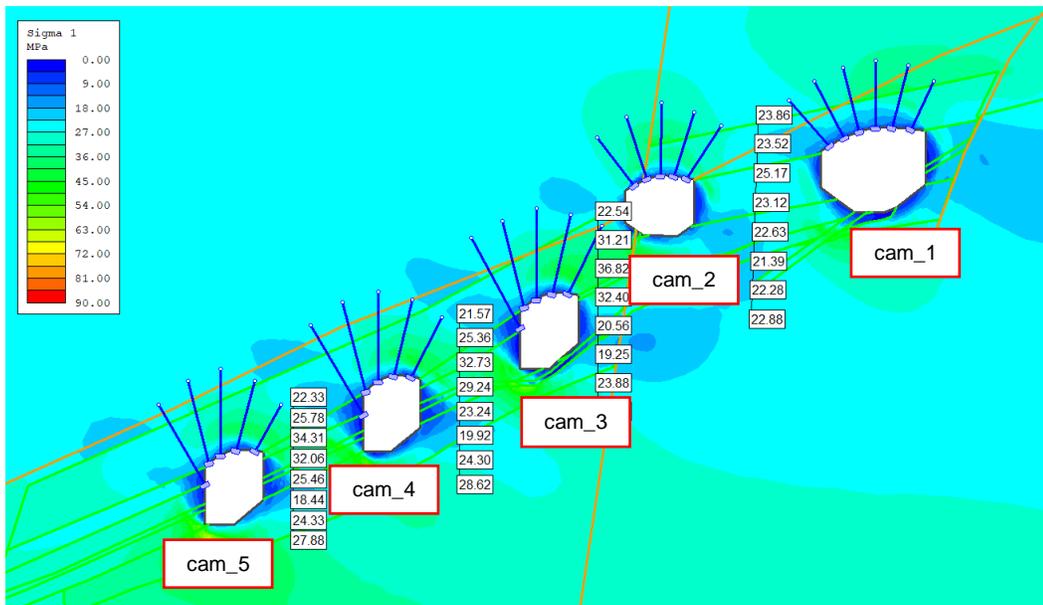


Ilustración 66: Distribución de esfuerzos en los pilares de las cámaras según esfuerzo principal mayor.

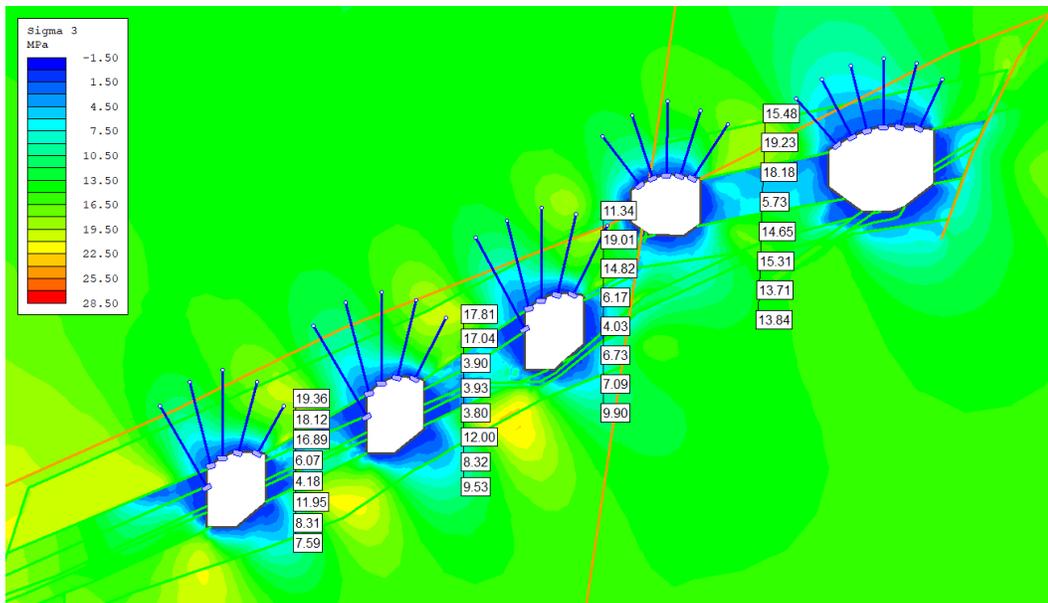


Ilustración 67: Distribución de esfuerzos en los pilares de las cámaras según esfuerzo principal menor.

Las ilustraciones 64 y 65 muestran buenos resultados para el rib pilar dimensionado empíricamente para las cámaras del cuerpo 1 (derecha). Éste muestra distribución de esfuerzos aceptables para σ_1 y σ_3 en el centro de los pilares. La sección en general no distingue valores elevados de esfuerzos por compresión que puedan ocasionar estallidos de roca.

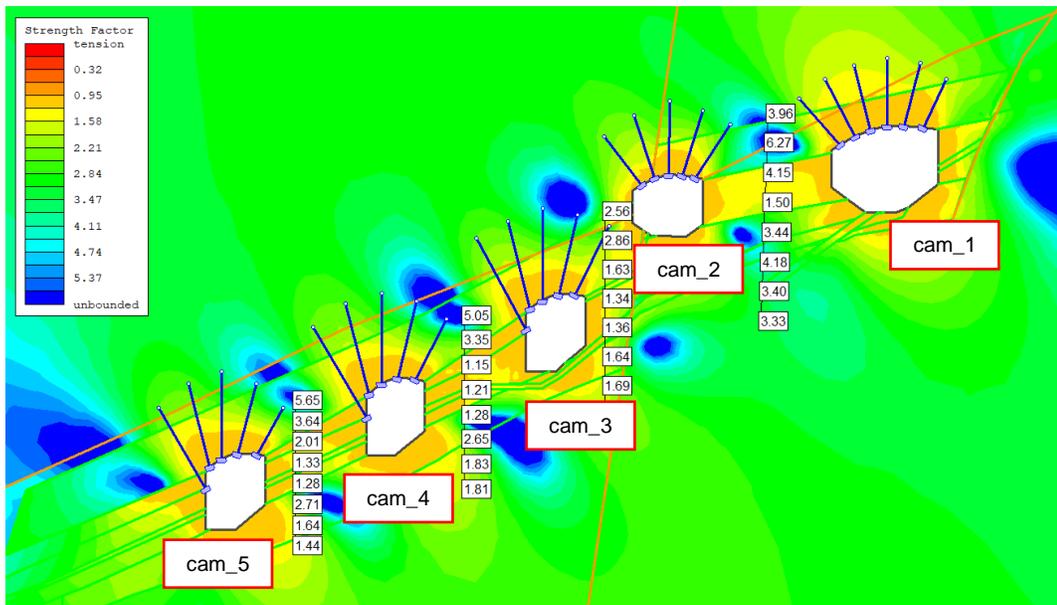


Ilustración 68: Factor de resistencia en el centro del pilar.

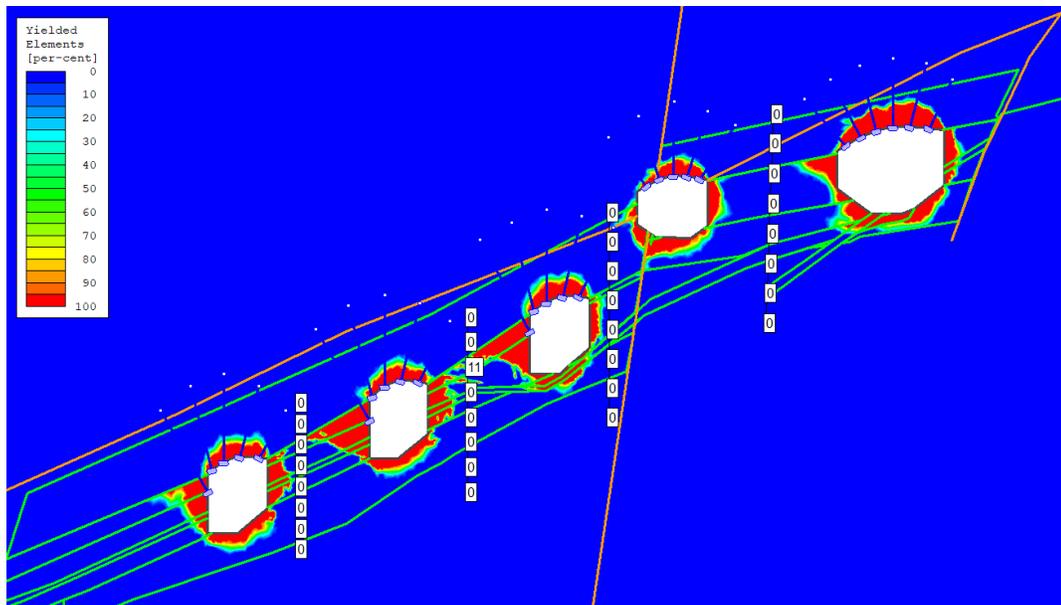


Ilustración 69: Elementos de fluencia en el centro del pilar y alrededor de las excavaciones en cuerpos 1 y 2.

Se observa factor de resistencia mayores a 1.35 (ilustración 66) en el centro del pilar entre las cámaras del cuerpo 1, lo cual muestra estabilidad. Para el cuerpo 2, debido al intrusivo en la zona mineralizada, el factor de resistencia es menor en el centro del pilar (alrededor de 1.1), aún así presentan condiciones de estabilidad. Por otro lado, los elementos de fluencia (ilustración 67) son iguales a cero en el centro, lo cual indica que aquella zona se ha mantenido en la zona elástica.

4.6.2 Sección de corte transversal a cámaras en cuerpo 1. Zona de mayor altura de cámaras.

A continuación se presenta una sección transversal para las cámaras 1 y 2 del cuerpo 1. La altura máxima para la cámara 2 es de 25 [m], mientras que para la cámara 1 es de 15 [m].

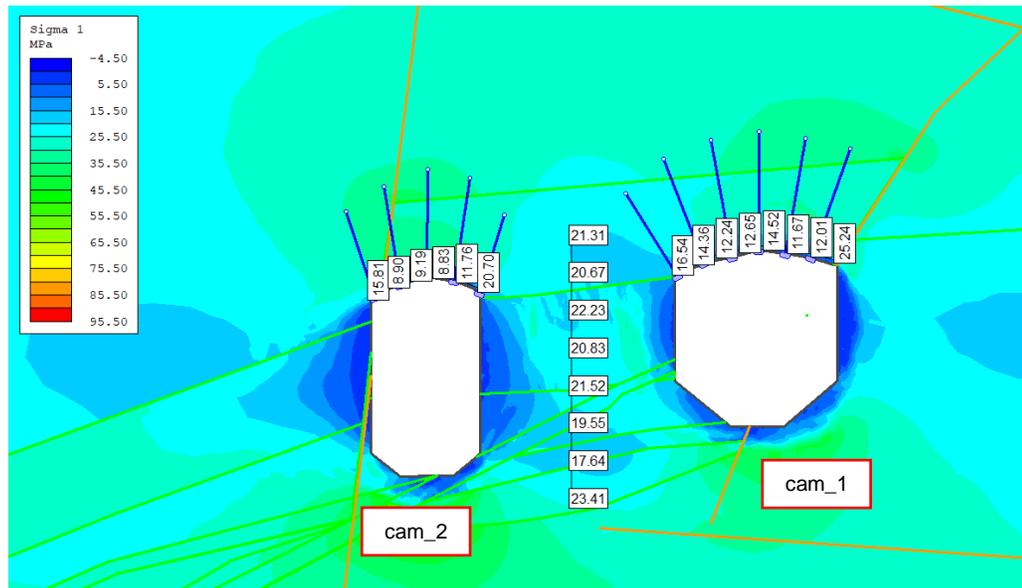


Ilustración 70: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras sobre cuerpo 1 según esfuerzo principal mayor.

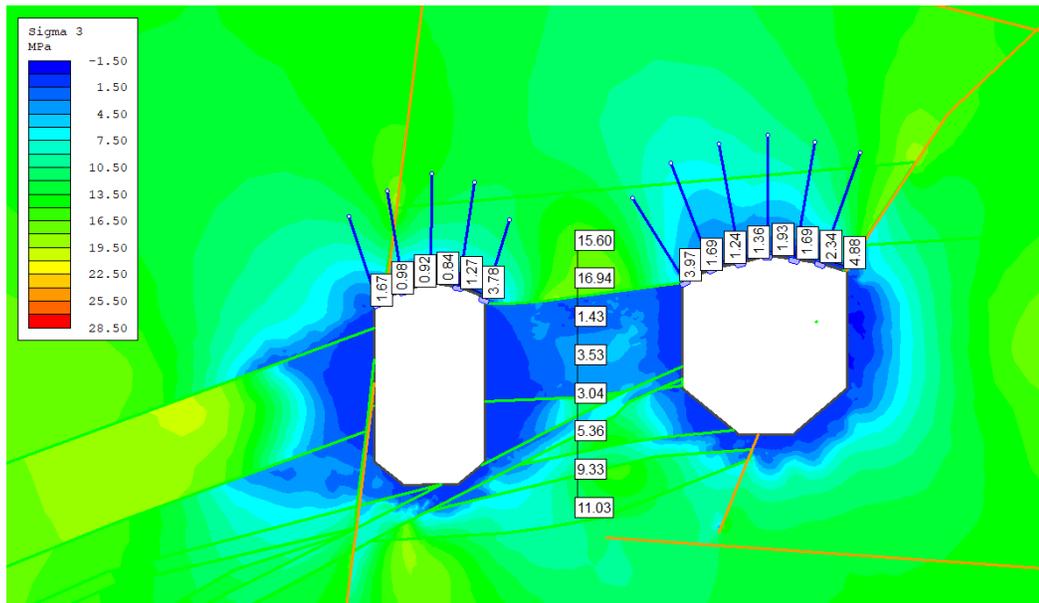


Ilustración 71: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras sobre cuerpo 1 según esfuerzo principal menor.

De las ilustraciones 69 y 70 se desprende que la distribución de esfuerzos en el techo, no varía respecto a las zonas de menor altura (10 metros). Se refleja condición de posibles desprendimientos en las paredes de la caja donde cruzan las fallas, también por bajos esfuerzos.

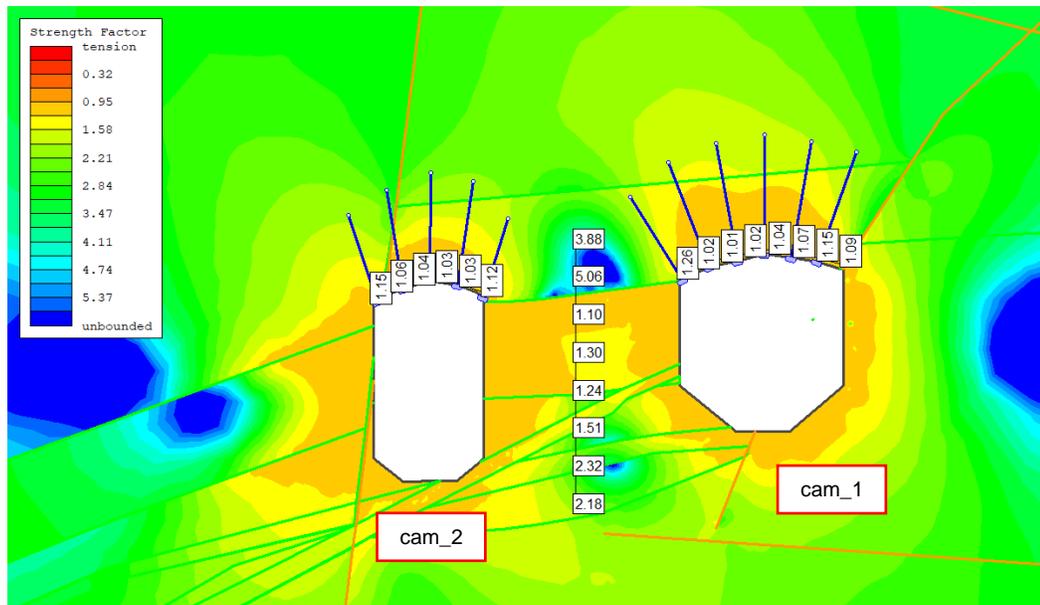


Ilustración 72: Factor de resistencia alrededor de las excavaciones de cuerpo 1.

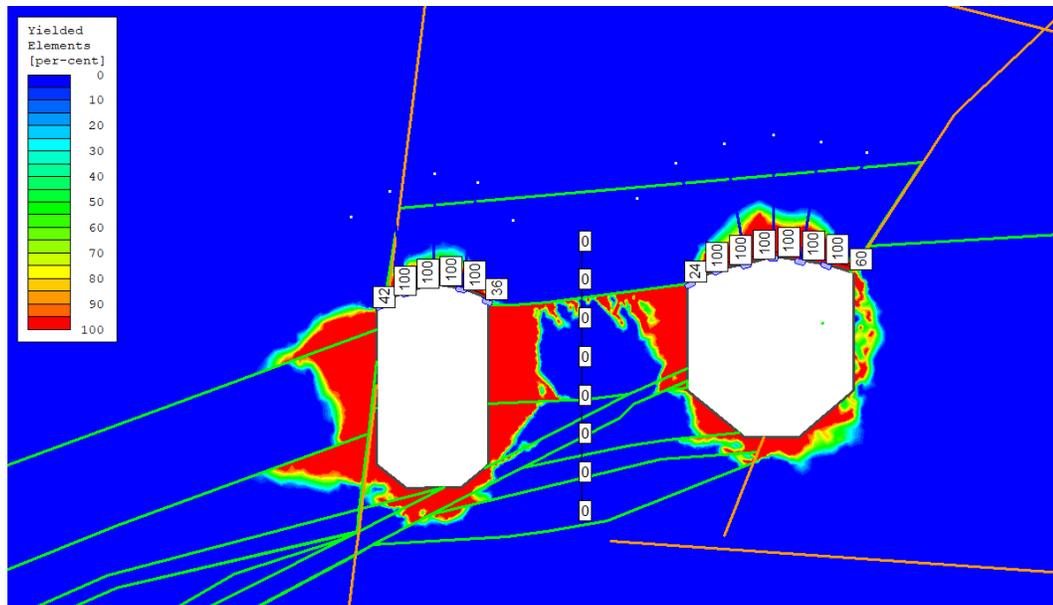


Ilustración 73: Elementos de fluencia en el centro del pilar y alrededor de las excavaciones en cuerpo 1.

El factor de resistencia en el centro del pilar (ilustración 71) es menor respecto a las zonas de menor altura, aún así los elementos de fluencia son ceros en el centro de éste (ilustración 72), lo cual indica pocas posibilidades de daño.

4.6.3 Sección de corte transversal a cámaras en cuerpo 3.

Por último se muestra la sección transversal de las cámaras del cuerpo 3. Las ilustraciones a continuación muestran que la distribución de esfuerzos corresponden a las presentadas por las demás cámaras analizadas, por ende prestar atención al techo y las paredes de las cámaras donde se observan zonas de bajos esfuerzos que podrían posibilitar desprendimientos..

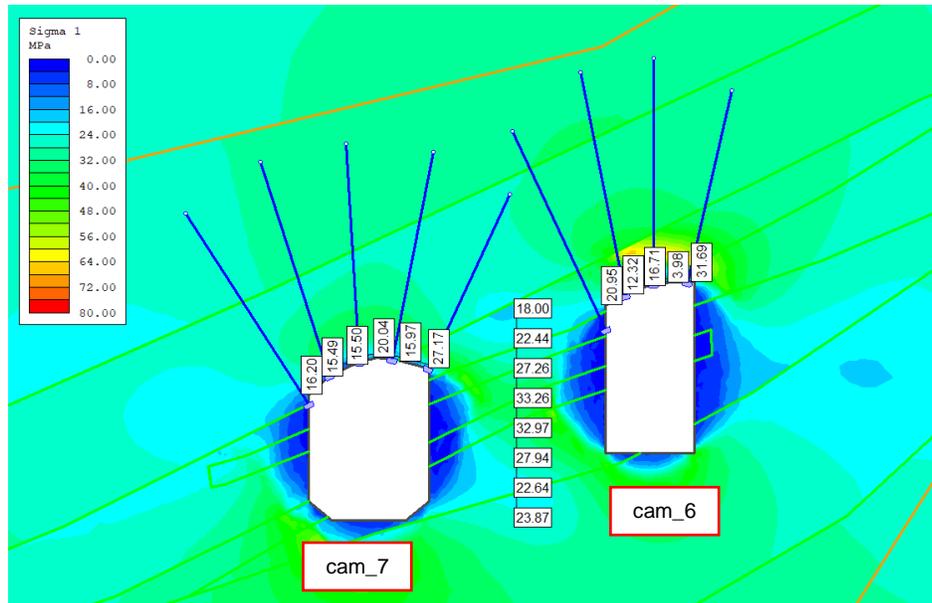


Ilustración 74: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras sobre cuerpo 3 según esfuerzo principal mayor.

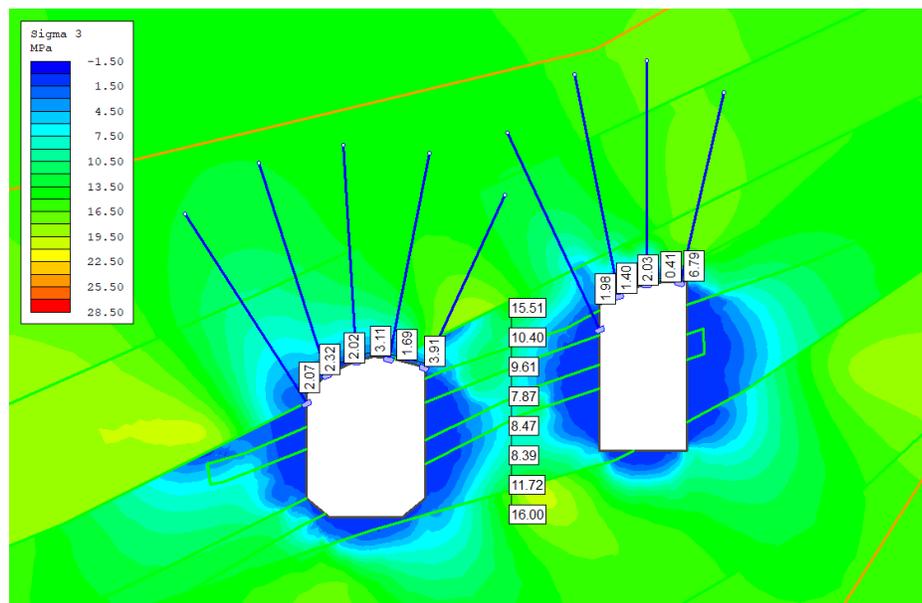


Ilustración 75: Distribución de esfuerzos alrededor de cámaras sobre cuerpo 3 según esfuerzo principal menor.

4.6.4 Sección longitudinal cámara 1 en cuerpo 1.

Se analiza la sección longitudinal de cámara 1, la cual tiene un largo de 60 [m] y 25 [m] de alto en la zona más alta.

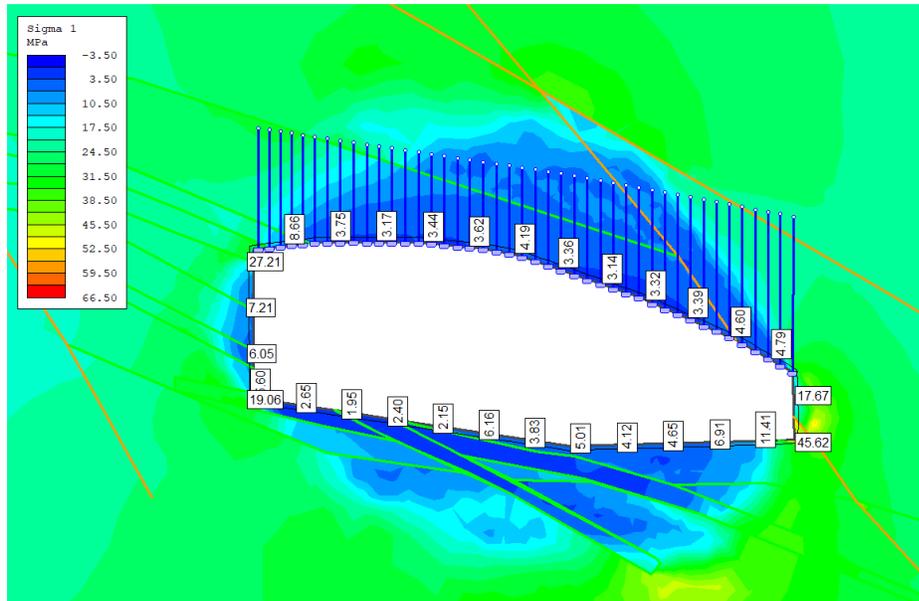


Ilustración 78: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 en cuerpo 1 según esfuerzo principal mayor.

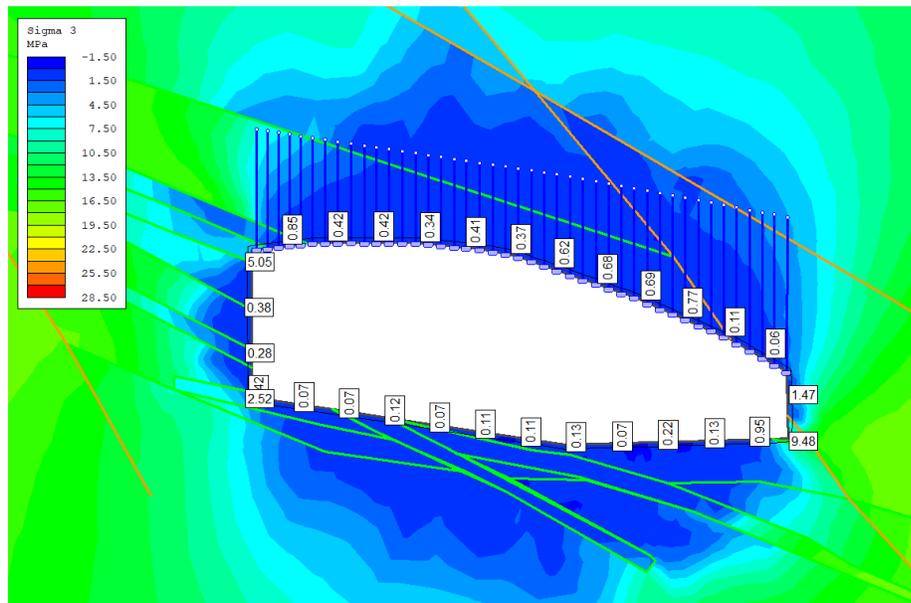


Ilustración 79: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 en cuerpo 1 según esfuerzo principal menor.

Los esfuerzos de compresión (ilustración 78) son alrededor de 3 MPa en el techo de la cámara, los cuales aumentan levemente al alejarse por el techo de la misma. Para el caso de la ilustración 79 los esfuerzos son cercanos a cero al borde de la excavación y se mantienen hacia el interior del techo de la cámara, lo que posibilita desprendimiento de roca margas dada su blocosidad.

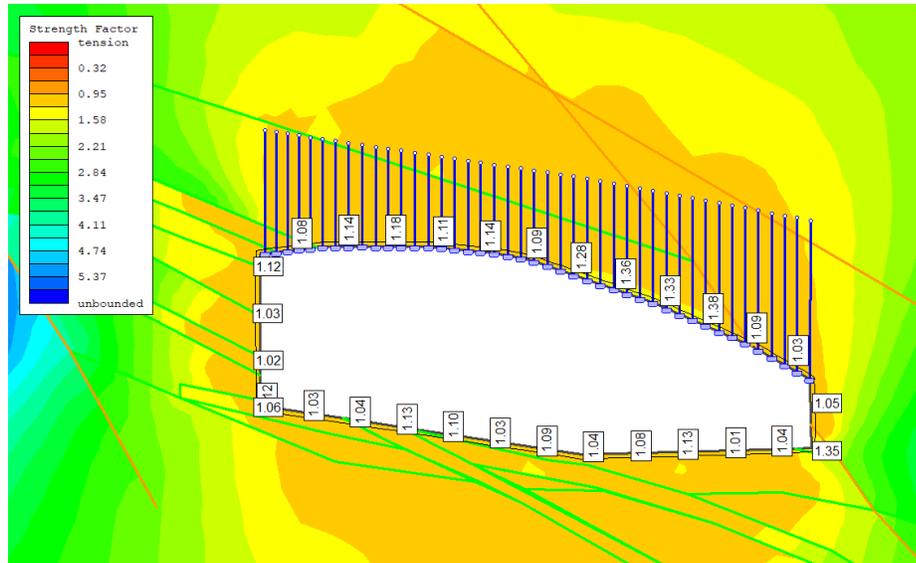


Ilustración 80: Factor de resistencia alrededor de cámara 1 de cuerpo 1.

El factor de resistencia es alrededor de 1.1 en el borde de la excavación, similar al back análisis de la cámara 4 en el sector porvenir 4. Esto sugiere que dilatación en el techo de la cámara, la cual debe ir midiéndose a medida que se avanza en techo de la excavación.

4.6.5 Sección longitudinal cámara 3 en cuerpo 2.

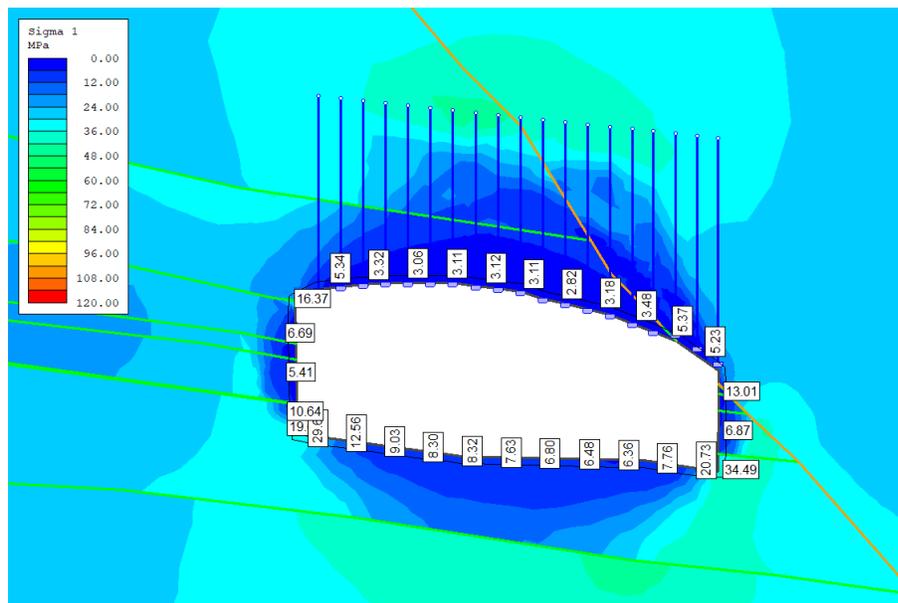


Ilustración 81: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 3 en cuerpo 2 según esfuerzo principal mayor.

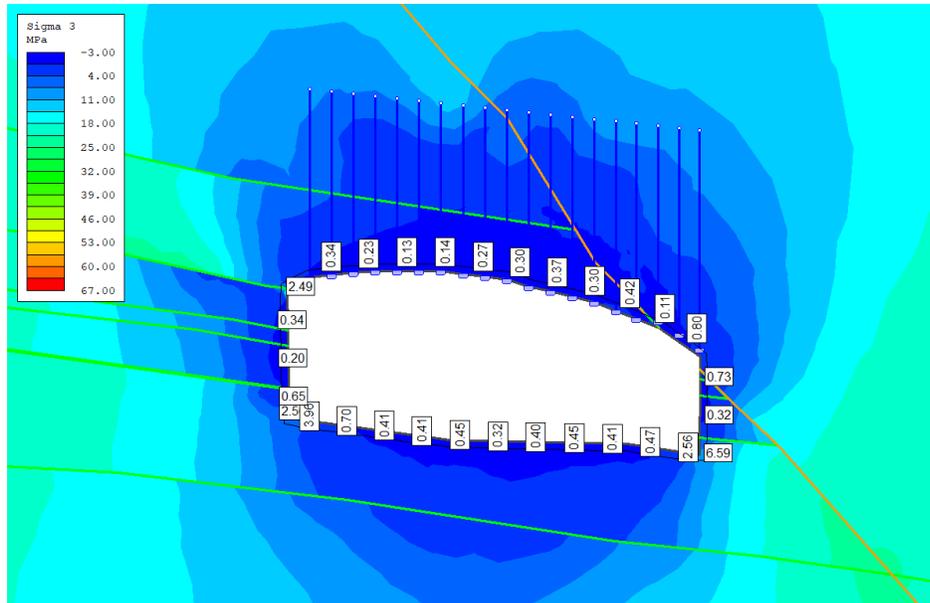


Ilustración 82: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 3 en cuerpo 2 según esfuerzo principal menor.

La longitud de la cámara 3 es de 30 [m] y 10 [m] de alto. Al igual que la cámara 1 del cuerpo 1, se observan bajos esfuerzos alrededor de las excavaciones según σ_1 y σ_3 . La magnitudes son del orden de 3 [MPa] en sigma 1 y 0.4 [MPa] para sigma 3 en el centro del techo. Las posibles zonas de falla corresponderían a efectos de tracción. Factor de resistencia es alrededor de 1.1, similar a los resultados del back análisis.

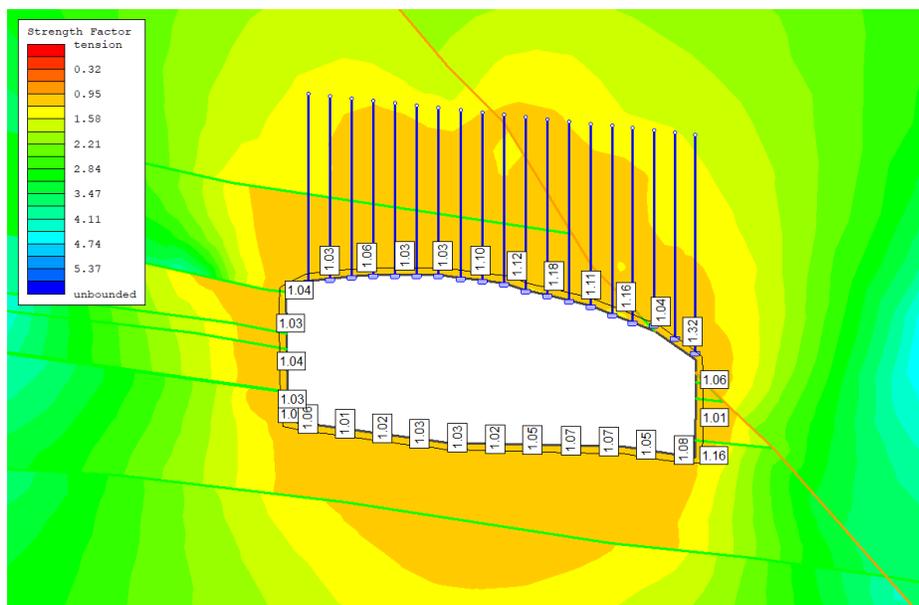


Ilustración 83: Factor de resistencia alrededor de cámara 3 en cuerpo 2.

4.6.6 Sección longitudinal cámara 1 en cuerpo 3.

Cámara 1 del cuerpo 3 tiene una longitud de 40 [m] y alto de 8 [m]. Las ilustraciones 84 y 85 muestran los esfuerzos alrededor de ésta. Se observa que la distribución de esfuerzos son levemente más altos que las cámaras de los cuerpos 1 y 2 analizadas. Lo anterior debido a menor altura de la cámara y menor contacto con la roca de techo.

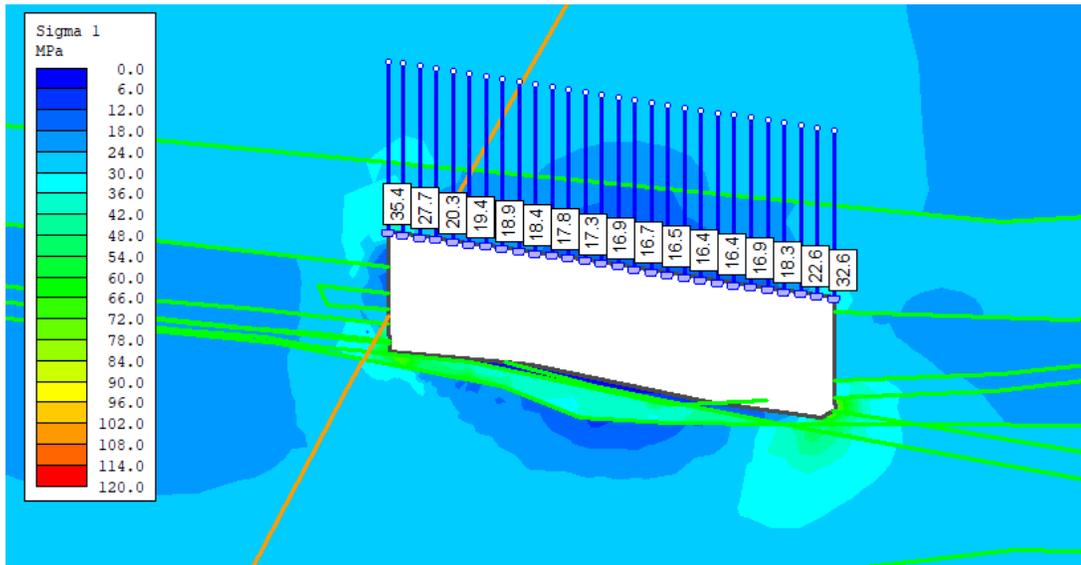


Ilustración 84: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 en cuerpo 3 según esfuerzo principal mayor.

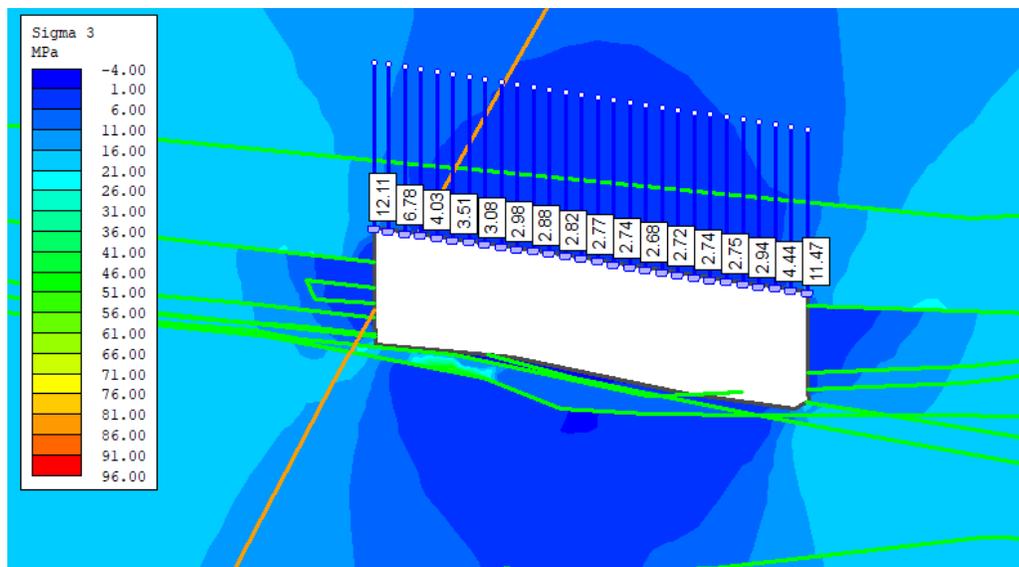


Ilustración 85: Distribución de esfuerzos alrededor de cámara 1 en cuerpo 3 según esfuerzo principal menor.

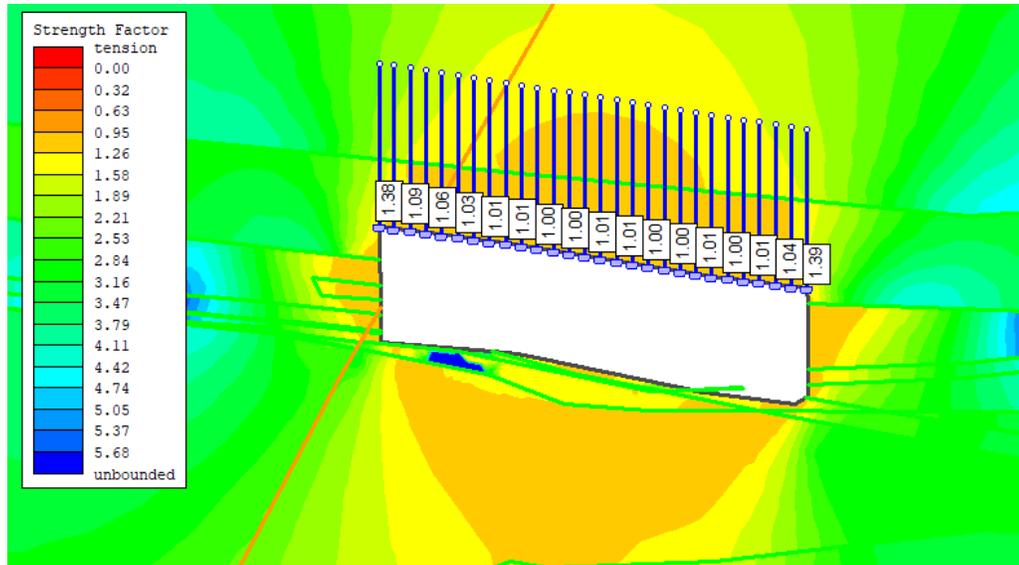


Ilustración 86: Factor de resistencia alrededor de cámara 1 de cuerpo 3.

Factor de resistencia para la cámara 1 del cuerpo 3 (ilustración 86) es alrededor de 1.0 al igual que el resto de las cámaras. Considerando esfuerzos más altos en techo, se aprecia mayor estabilidad, respecto a cámaras de los cuerpos 1 y 2.

4.7 Diseño final

Dados los resultados del modelamiento empírico y posterior modelamiento numérico, se decide mantener diseño preliminar planteado. Respecto a los pilares dimensionados de manera empírica, fueron corroborados por el modelamiento numérico otorgando valores estables.

Por otro lado, dada las condiciones geológicas, estructurales y de esfuerzos en el sector donde se desea realizar las cámaras, el número de estabilidad N' es alrededor de 4 respecto. Esto implica que para aumentar la recuperación (mineral de alta ley) las dimensiones deben ser lo más grande posible, por ende, se dimensionaron cámaras que se encuentran al borde del límite de estabilidad según Potvin. El modelamiento numérico arrojó números similares al back análisis de la cámara 4 del sector porvenir 4, la cual presenta condiciones similares al sector en estudio. Las dimensiones estimadas para las cámaras según ancho y largo, son las máximas posibles, lo cual implica que ante cualquier evento que produzca inestabilidad de éstas se deben tomar las medidas pertinentes disminuyendo el largo de cámaras, lo cual implica una disminución del radio hidráulico y mayor estabilidad de cámaras.

4.8 Secuenciamiento

Dado que las cámaras se encuentran en distintas cotas, no es posible tomar una sección de perfil en planta para secuenciar todas las cámaras en una sola simulación. Para realizar el secuenciamiento se tomará la sección que involucra el mayor número de cámaras, esto es, las cámaras del cuerpo 1 y cuerpo 2. Las cámaras del cuerpo 3 se analizarán en un caso aparte, considerando que no interactúan directamente con las cámaras de los cuerpos 1 y 2. Esto dado su disposición en el yacimiento y ninguna falla mayor que las relacione con las cámaras de los cuerpos 1 y 2.

Al ser la explotación un método soportado por pilares, se tiene que el desplazamiento de roca es menor, que un método sin soporte o hundimiento. Por otro lado, la energía de deformación almacenada en las proximidades de las cámaras es mayor.

Dada las estructuras presentes, se realiza la secuencia alejándose de las estructuras mayores. De esta manera la energía provocada por la explotación de las cámaras aumenta de manera controlada alrededor de ésta (Vallejos, 2017). Para el caso de la cámara 1 del cuerpo 1, se explota la cámara en dirección de la falla dolbek considerando que no existe un relleno importante en la falla y que la roca de caja es competente. Se continúa la secuencia hacia la cámara 2 del cuerpo 1. Luego se explota la cámara 1 del cuerpo 2 (la más próxima a la cámara 1 del cuerpo 1) para continuar con las cámaras 2 y finalizar la secuencia con la cámara 3 del cuerpo 2.

Como se mencionó, dada la no interacción directa de las cámaras del cuerpo 3, con el resto de cámaras. Se permite su explotación en paralelo, si se desea, a medida que se realiza la explotación de las cámaras de los cuerpos 1 y 2.

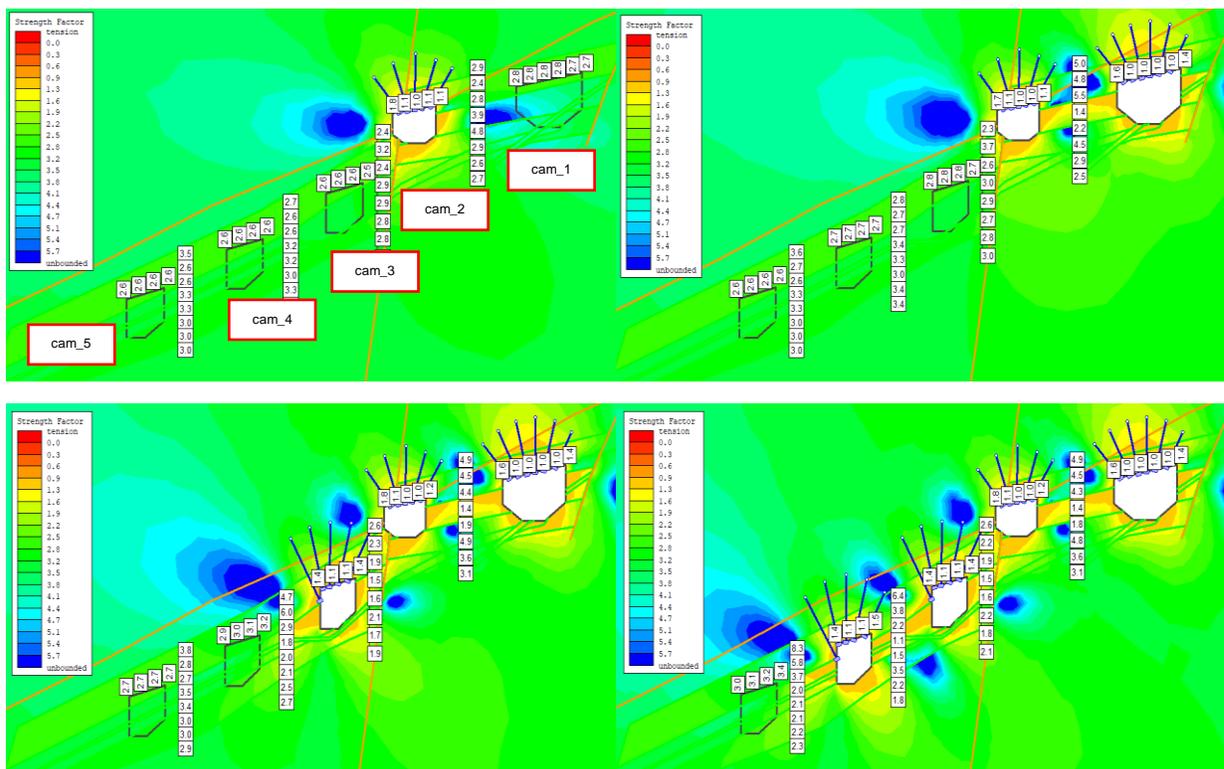


Ilustración 87: Secuencia de explotación cámaras de los cuerpos 1 y 2.

4.9 Comparación entre métodos de explotación

Se realizará una comparación económica considerando aspectos generales de tronadura y fortificación entre los métodos Room and Pillar y la variante de Tiros Radiales.

4.9.1 Comparación por Tronadura

Se calcula el costo de tronadura para una frente promedio de 6x5 [m] de Room and Pilar considerando explosivos a utilizar y accesorios de tronadura. Tabla 36 muestra la cantidad promedio utilizada de explosivos para una tronadura de Room and Pilar, mientras que la tabla 31 muestra el costo por tonelada en una tronadura.

Tabla 36: Costo promedio en una frente de 6x5 según método room and pilar.

	Disparo con metodología Room and Pilar		
	Anfo utilizado [kg]	Explosivos encartuchados [Uni]	Accesorios tronadura [Uni]
CANTIDAD PROMEDIO	325	163	95
COSTO [USD]	334	195	112
COSTO [USD/ton]	0.99	0.58	0.33

Tabla 37: Costo dólares por tonelada para método room and pilar.

Toneladas tronadas por disparo	338
Factor de carga [kg/ton]	0.96
COSTO TOTAL [USD/ton]	1.90

Tablas 38 y 39 representan los costos promedio de tronadura para Tiros Largos considerando explosivos y accesorios de tronadura.

Tabla 38: Costo promedio para un disparo por método de tiros radiales.

	Disparo con metodología de Tiros Radiales		
	Anfo utilizado [kg]	Explosivos encartuchados [Uni]	Accesorios tronadura [Uni]
CANTIDAD PROMEDIO	170	8	17
COSTO [USD]	179	29	64
COSTO [USD/ton]	0.20	0.03	0.07

Tabla 39: Costo dólares por tonelada para método room and pilar.

Toneladas tronadas por disparo	878
Factor de carga [kg/ton]	0.19
COSTO TOTAL [USD/ton]	0.31

Los costos por conceptos de tronadura muestran que el método por tiros radiales es 6 veces más barato que el método por tiros radiales.

4.9.2 Comparación por Fortificación

Para el método de Room and Pilar se utiliza en su mayoría fortificación con pernos helicoidales en el techo de las galerías. Tablas 40 y 41 muestran los costos asociados para la fortificación de un área de 30 [m²].

Tabla 40: Costo promedio fortificación al utilizar método room and pillar para un área de 30 [m²].

	Fortificación método Room and Pillar					
	Pernos Helicoidales [Uni]	Planchuelas [Uni]	Tuercas [Uni]	Malla [Uni]	Resina Lenta	Resina Rapida
Cantidad	25	25	25	2	175	200
Costo [USD]	709.2	202.8	110.4	218.4	876	354

Tabla 41: Costo dólares por metro cuadrado de fortificación utilizando room and pillar.

Área [m²]	30
Pattern	1.5 x 1.5
COSTO [USD]	502
COSTO [USD/m²]	16.75

Por otro lado, los costos de fortificación para las cámaras se consideran pernos cables para evitar deslizamiento de cuñas y desprendimientos masivo de roca. Las tablas 42 y 43 muestran los costos asociados a la instalación de pernos cables.

Tabla 42: Costo promedio fortificación al utilizar método de tiros radiales para un área de 50 [m²].

	Fortificación método de Tiros Radiales					
	Pernos cable [m]	Planchuelas [Uni]	Barril cuña [Uni]	Cabeza de expansión [Uni]	Planza 1/2 [m]	Cemento [kg]
Cantidad	360	18	18	18	360	954
Costo [USD]	288.0	144.0	78.5	892.8	129.6	181.3

Tabla 43: Costo dólares por metro cuadrado de fortificación utilizando tiros radiales.

Área [m²]	50
Pattern	1.5 x 2.5
COSTO [USD]	1714
COSTO [USD/m²]	34.28

Tabla 44: Costo totales por tronadura y fortificación.

	Método Room and Pillar	Método Tiros Radiales
Toneladas extraídas	84575	
Área total fortificar [m²]	2410	
Costo por tronadura [USD/ton]	1.90	0.31
Costo fortificación [USD/m²]	16.75	34.28
Costo total [USD]	201060	108833

La tabla 44 muestra el costo total estimado por tronadura y fortificación para ambos métodos. Se obtiene que el método room and pillar es más costoso que el método por tiros radiales. No se considera en la estimación la utilización de shotcrete para room and pillar, dado que se evalúa en terreno su uso, incrementando así el costo por fortificación en room and pillar.

Por otro lado, en las tablas 31 y 33 se aprecia que las toneladas tronadas por disparo son mayores con el método de tiros radiales, más aun si los tiros radiales poseen mayor longitud. Así el factor de carga disminuye significativamente utilizando tiros radiales.

5 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 Conclusiones

Los resultados entregados por back análisis muestran que el gráfico de estabilidad que mejor se ajusta a las cámaras explotadas, es aquel propuesto por Potvin. La curva de estabilidad obtenida es aquella que separa la zona estable de la zona estable con soporte (ilustración 42). Dada la calidad de la roca de techo, las cámaras que muestran mayor estabilidad son aquellas con un radio hidráulico menor a 4.

El diseño de pilares se basó en la metodología de Lunder & Pakalnis y metodología de Hoek and Brown. Se consideró un criterio de aceptabilidad para el diseño de pilares un factor de seguridad mayor a 1.4 según Lunder & Pakalnis y mayor a 1.6 para Hoek and Brown. De esta manera el ancho de pilares para los cuerpos 1, 2 y 3 es de 18 [m], 17 [m] y 12 [m] respectivamente.

Se realiza un diseño preliminar como se muestra en las ilustraciones 58 y 59 con la información obtenida del back análisis. Se corrobora el diseño mediante modelamiento numérico 2D, utilizando el software RS2. El modelamiento arrojó que las zonas que tienen mayor probabilidad de falla (desprendimientos por tracción) es la zona central del techo y las paredes de las cámaras donde la altura sobrepasa los 15 [m]. No se observan posibles estallidos de roca por esfuerzos compresivos. Las zonas de falla corresponden en igual medida, tanto a falla por tensión que por cizalle. El factor de resistencia es siempre mayor o igual a 1.0 en los casos analizados.

Las cámaras del cuerpo 1 presentan radio hidráulicos entre 4 y 5, esto con la finalidad de aumentar la recuperación en la zona donde la potencia del cuerpo es mayor. Se infiere del análisis numérico posibles desprendimientos por tracción en las paredes de las cajas donde cruzan fallas mayores y en el techo donde existe baja calidad de la roca expuesta. Las cámaras del cuerpo 2 se consideran estables presentando radios hidráulicos de 3.8, mientras que los pilares que las soportan muestran zonas de menores esfuerzos alrededor de las excavaciones, pero no en el centro del pilar donde el factor de resistencia es mayor a 1.2 y no existen elementos de fluencia, lo cual considera pilares estables. Por último, las cámaras del cuerpo 3 resultan mejores condiciones de estabilidad del sector debido a sus menores dimensiones y menor exposición a la roca margas.

El análisis numérico realizado es de utilidad para detectar zonas de altos esfuerzos (σ_1) o zonas de tracción (σ_3) en las cámaras. El factor de seguridad sobre 1.25 y sin elementos de fluencia en el centro de los pilares aseguran estabilidad de éstos.

El secuenciamiento se realizó tomando en consideración que se trabaja con un método soportado por pilares, tal que la energía de deformación almacena en las proximidades de las cámaras es mayor. De esta forma, se realiza la secuencia de explotación alejándose de las estructuras mayores, comenzando con las cámaras del cuerpo 1 y después continuar con el cuerpo 2 (ilustración 90).

Al estimar una comparación entre el método Room and Pillar y método por Tiros Largos se obtuvo un menor costo de explotación asociados a costos de tronadura y fortificación utilizando método de Tiros Radiales. Además el tonelaje tronado por disparo es significativamente mayor por tiros radiales y el factor de carga disminuye considerablemente.

5.2 Recomendaciones

Para el cuerpo 1, que presenta menor carga litostática, se dimensionaron cámaras de radio hidráulico 4.3 y 5.0, mayores a las demás cámaras diseñadas. Por otro lado, también se tiene la cámara de mayor largo y altura, 60 [m] y 17 [m] respectivamente. Se recomienda llevar un control geotécnico y geomecánico en caso de necesitar soporte adicional, dejando una sección de cámara como pilar. Además prestar atención en las zonas mayores a 15 [m] de alto, con tal de evitar desprendimientos de bloques debido a estructuras mayores que cruzan las paredes de las cámaras.

Dado que la carga litostática aumenta en el cuerpo 2 a medida que se avanza en la secuencia de explotación, se aumenta en un metro el ancho de los pilares por efectos de tronadura. Se recomienda llevar también un control geotécnico y geomecánico de los pilares.

En paralelo a la explotación de los cuerpos 1 y 2, se pueden explotar las cámaras del cuerpo 3.

Por concepto de costos, factor de carga y tonelaje tronado por disparo se recomienda el método por Tiros Radiales sobre Room and Pillar. Finalmente, dado que la extracción de marina en las cámaras es por medio de LHD a control remoto, la realización de cámaras otorga mayor seguridad al no tener que exponer personal al interior de éstas.

6 BIBLIOGRAFÍA

[01]CARHUARICRA, Juan. Análisis de secuencia de explotación porvenir 4. [Nota técnica] 09 páginas; Sociedad Contractual Minera El Toqui, Alto Mañihuales, Chile, 2017.

[02]CARHUARICRA, Juan. Fortificación en porvenir sector 4. [Nota técnica] 08 páginas; Sociedad Contractual Minera El Toqui, Alto Mañihuales, Chile, 2017.

[03]CARRASCO, Sebastián. Metodología de diseño para post-pillar cut & fill. Tesis (Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas). Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2012.

[04]CASTRO, Cristian. modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por sublevel stoping. Tesis (Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas, Tesis para optar al grado de magíster en minería). Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2015.

[05]D. BUSSEY Steven, KAKARIEKA Alejandro and D. MEINERT Lawrence. Skarn, porphyry, vein and replacement mineralization in the Toqui District, Southern Chile. Society of Economic Geology Special “The Challenge of Finding New Mineral Resources: Global Metallogeny, Innovative Exploration, and New Discoveries”, 22(15): 399-420, 2010.

[06]FERNANDEZ, Fernando. Caracterización geotécnica y diagnóstico geomecánico de sectores porvenir 4 y concordia. [Nota técnica] 16 páginas; Sociedad Contractual Minera El Toqui, Alto Mañihuales, Chile, 2017.

[07]FERNANDEZ, Fernando. Ensayos de laboratorio para determinación de propiedades roca intacta – sector porvenir. [Informe] 58 páginas; Sociedad Contractual Minera El Toqui, Alto Mañihuales, Chile, 2017.

[08]LAGUNA GOLD. Mining. [en línea] <<http://lagunagold.com>> [consulta : 15 agosto 2017]

[09]ORTIZ, Julián. Métodos de explotación - Selección de método MI57E-1 Explotación de Minas. [Informe] 68 páginas; Departamento Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, Santiago, Chile, otoño 2008.

[10]PÉREZ, Ernesto. Modelamiento numérico de esfuerzos para métodos empíricos de estabilidad de caserones. Tesis (Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas). Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2015.

[11]REBOLLEDO, Sofía. Mecánica de Rocas MI4060. [Diapositiva] Clase 1; Departamento Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, Santiago, Chile, otoño 2014.

[21]ROCSCIENCE. Strength Factor. [en línea] <https://www.rocscience.com/help/phase2/webhelp/phase2_interpret/Strength_Factor.htm> [consulta : 13 noviembre 2017]

[13]ROCSCIENCE. Yielded Element Contours. [en línea] <https://www.rocscience.com/help/phase2/webhelp/phase2_interpret/Yielded_Element_Contours.htm> [consulta : 13 noviembre 2017]

[14]VALLEJOS, Javier. Mecánica de Rocas MI4060. [Diapositiva] Clases 1 a 14; Departamento Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, Santiago, Chile, otoño 2014.

[15]VALLEJOS, Javier. Modelamiento Numérico en Mecánica de Rocas MI6061. [Diapositiva] Clases 1 a 13; Departamento Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, Santiago, Chile, otoño 2017.