



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

**EVALUACION GEOMECANICA DE ESTRATEGIAS DE SOCAVACION
EN MINERIA SUBTERRANEA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

VICTOR SANDRINO RIVERO ABARCA

**PROFESOR GUÍA:
RAÚL CASTRO RUIZ**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
ALFONSO OVALLE WALKER
PATRICIO CAMPOS POBLETE**

**SANTIAGO DE CHILE
OCTUBRE 2008**

RESUMEN DE LA MEMORIA
PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL DE MINAS
POR: VICTOR RIVERO A.
PROF. GUÍA: RAÚL CASTRO R.

La socavación es una de las operaciones críticas dentro del proceso productivo en una mina explotada por hundimiento de bloques o paneles. El conocimiento del proceso de socavación proviene en gran medida de la experiencia operativa, sin un mayor conocimiento teórico. Por lo tanto, resulta fundamental mejorar el entendimiento de este proceso, y apuntar hacia la confección de guías de diseño ingenieril.

La revisión del estado del arte a la fecha mostró que la tendencia actual en el diseño se orienta a la selección del hundimiento avanzado como estrategia de socavación, en general optando por geometrías de corte basal alto, en particular corte inclinado o hundimiento frontal.

En el presente trabajo se muestra una comparación geotécnica relativa entre las técnicas de socavación que fueron consideradas con mayor potencial de aplicación dentro de las identificadas en la revisión de diseños: por un lado, hundimiento convencional, y por otro, las variantes de hundimiento avanzado, corte plano e inclinado. Modelación numérica elástica mediante el software Map3d fue realizada para entender el impacto de las distintas geometrías de corte basal, sobre dos aspectos críticos: los esfuerzos inducidos en la frente de socavación y la condición de los pilares de los niveles de producción y hundimiento. La estrategia de modelación desarrollada fue del tipo paramétrica, modificando una variable de interés a la vez: la secuencia de socavación, la geometría del corte; la razón entre los esfuerzos horizontal y vertical in situ y la profundidad. Para comparar entre las variantes, se utilizaron dos indicadores: la razón entre el esfuerzo vertical inducido, medido en los pilares del nivel de hundimiento posterior a la socavación, y el esfuerzo vertical in situ; y un factor de seguridad, asumiendo el criterio de falla de Mohr-Coulomb, aplicado sobre los pilares de los niveles de producción y hundimiento.

Los resultados obtenidos muestran que la estrategia que parece ser más robusta corresponde a la de corte inclinado avanzado, debido a que en la mayoría de los escenarios analizados, ofrece las condiciones de diseño más benignas: mayores factores de seguridad sobre los pilares y bajos esfuerzos inducidos en el nivel de hundimiento, en particular con respecto al caso de corte plano.

Abstract

Undercutting is one of the critical operations within the productive process in block caving mines. The understanding of the undercutting process derives largely from operational experience, showing a lack of theoretical background. Therefore, it is essential to improve the understanding of this process, and pointing towards the establishment of engineering design guidelines.

A review of the state of the art shows that the current trend in design aims to the selection of advanced undercut as undercutting strategy, generally opting for high undercut geometries, including crinkle cut or front caving.

This study consists in a relative geotechnical comparison between the undercutting techniques that were considered with more potential for application, among those identified in the review of designs: post undercutting and the alternatives of advanced undercut, that is, flat undercut and narrow inclined undercut. Numerical modelling in Map3D, under elastic rock behaviour assumptions was carried out to understand the effect of various basal cutting geometries in the induced stress at the undercut's brow, and the performance of pillars in production and undercut levels. A parametric strategy of modelling was developed, modifying one variable of interest at a time: the sequencing of undercutting, the geometry of the cut, the ratio between horizontal and vertical stresses and depth. The comparison of the alternatives was carried out by means of a ratio between the vertical induced stress, measured in the pillars of the undercut level after the undercutting, and the in situ vertical stress, and by a safety factor calculated on production and undercut pillars, assuming a Mohr – Coulomb failure mode.

From the results of the comparison it was concluded that the strategy that seems to be more robust corresponds to that of advanced inclined undercut. In most of the scenarios analyzed, it offers the best design conditions, in terms of greater safety factors on the pillars, and low induced stress at the undercut level compared with the case in narrow flat undercut.

Índice de contenidos

CAPÍTULO 1	1
Introducción	1
1.1 <i>Definición y contexto de la problemática</i>	<i>1</i>
1.2 <i>Justificación del trabajo</i>	<i>2</i>
1.3 <i>Objetivos</i>	<i>3</i>
1.3.1 Objetivo General.....	3
1.3.2 Objetivos Específicos	3
1.4 <i>Alcances</i>	<i>4</i>
1.5 <i>Metodología de trabajo</i>	<i>4</i>
1.6 <i>Contenidos por Capítulo</i>	<i>6</i>
CAPÍTULO 2	8
La socavación como componente crítico en la minería por hundimiento	8
2.1 <i>Estrategias de socavación</i>	<i>9</i>
2.1.1 Hundimiento convencional.....	9
2.1.2 Hundimiento previo.....	11
2.1.3 Hundimiento avanzado	12
2.1.4 Metodología Henderson	14
2.1.5 Resumen estrategias de socavación.....	15
2.2 <i>Geometría de socavación</i>	<i>18</i>
2.2.1 Geometría vista en sección vertical	18
2.2.1.1 Altura de socavación.....	18
2.2.1.2 Socavación mediante abanicos.....	19
2.2.1.3 Socavación horizontal angosta.....	20
2.2.1.4 Socavación angosta inclinada	21
2.2.2 Geometría y orientación del frente de hundimiento	22
2.3 <i>Punto de iniciación y estrategia de avance de la socavación</i>	<i>24</i>
2.4 <i>Tasa de socavación</i>	<i>26</i>
2.5 <i>Conclusiones del capítulo</i>	<i>26</i>
CAPÍTULO 3	28
Diseños de socavación utilizados en la actualidad	28
3.1 <i>Diseños actuales</i>	<i>28</i>
3.1.1 El Teniente.....	28
3.1.1.1 Esmeralda.....	28
3.1.1.2 4 Sur	30

3.1.1.3	Reservas Norte	30
3.1.1.4	Diablo Regimiento	31
3.1.2	Andina	32
3.1.3	Henderson	32
3.1.4	Northparkes	33
3.1.4.1	E26 Lift 1	33
3.1.4.2	E26 Lift 2	34
3.1.4.3	E 48	35
3.1.5	Freeport - DOZ	36
3.1.6	Palabora	37
3.1.7	Premier Diamond.....	38
3.2	<i>Resumen diseños</i>	38
3.3	<i>Selección de opciones para estudio comparativo</i>	41
3.4	<i>Conclusiones del capítulo</i>	41
CAPÍTULO 4	42
Metodología de evaluación comparativa entre estrategias de socavación	42
4.1	<i>Aspectos críticos a ser comparados</i>	42
4.2	<i>Metodologías de comparación en la literatura</i>	43
4.2.1	Modelo de Ridho Wattimena.....	43
4.3	<i>Etapas de modelación numérica</i>	44
4.3.1	Justificación de la etapa de modelación	44
4.3.2	Elección de la herramienta de modelación numérica	45
4.4	<i>Índices de comparación</i>	45
4.4.1	Zona de Concentración de esfuerzos	45
4.4.1.1	Ejemplos en la literatura.....	45
4.4.1.2	Indicador seleccionado para zona de concentración de esfuerzos.....	47
4.4.2	Condición de los pilares	48
4.4.2.1	Aplicaciones en la literatura.....	48
4.4.2.2	Indicador seleccionado para análisis de pilares.....	49
4.5	<i>Conclusiones del capítulo</i>	52
CAPÍTULO 5	54
Modelación numérica mediante Map3D	54
5.1	<i>Construcción de modelos en Map3D</i>	54
5.1.1	Naturaleza constitutiva de los modelos	54
5.1.2	Estado tensional In Situ	54
5.1.3	Propiedades de la roca	55
5.2	<i>Modelación a nivel de prueba</i>	55
5.2.1	Modelos analizados	58
5.2.2	Definición caso base a modelar en la etapa final.....	59

5.3	<i>Modelación a nivel final</i>	60
5.4	<i>Conclusiones del capítulo</i>	62
CAPÍTULO 6		63
Análisis de resultados obtenidos de los modelos numéricos		63
6.1	<i>Zona de concentración de esfuerzos</i>	63
6.1.1	Hundimiento avanzado con corte plano	63
6.1.2	Hundimiento avanzado con corte inclinado	65
6.1.3	Hundimiento Convencional.....	68
6.1.4	Comparación relativa entre estrategias.....	71
6.2	<i>Condición de los pilares</i>	73
6.2.1	Nivel de hundimiento	73
6.2.1.1	Hundimiento avanzado con corte plano	73
6.2.1.2	Hundimiento avanzado con corte inclinado	74
6.2.1.3	Hundimiento convencional con corte alto.....	75
6.2.1.4	Comparación relativa entre estrategias.....	76
6.2.2	Nivel de producción.....	78
6.2.2.1	Comparación relativa entre estrategias.....	78
6.3	<i>Conclusiones del capítulo</i>	85
CAPÍTULO 7		89
Conclusiones y recomendaciones		89
7.1	<i>Conclusiones del estudio comparativo</i>	89
7.2	<i>Recomendaciones</i>	92
BIBLIOGRAFÍA		94
ANEXO A Descripción del funcionamiento de Map3D		97
ANEXO B Parámetros utilizados en la construcción y ejecución de modelos en Map3D		102
ANEXO C Estado tensional ingresado a Map3D		103
ANEXO D Etapas de excavación en modelos numéricos		105
ANEXO E Despliegue de esfuerzos inducidos por las excavaciones		108

Listado de figuras

Figura 2-1: Secuencia constructiva en el método de hundimiento convencional (Rojas et al, 2000).....	10
Figura 2-2: Esfuerzos inducidos por una socavación del tipo convencional (Karzulovic, 1998).....	10
Figura 2-3: Secuencia constructiva en el método de hundimiento previo en el Teniente (Rojas et al, 2000)	12
Figura 2-4: Esfuerzos inducidos generados por una estrategia de socavación previa (Karzulovic, 1998)	12
Figura 2-5: Secuencia constructiva en el método de hundimiento avanzado en mina El Teniente (Jofré et al, 2000) .	13
Figura 2-6: Distribución de esfuerzos generada por una estrategia de socavación avanzada (Karzulovic, 1998).....	14
Figura 2-7: Perforación de socavación y de excavación de bateas usado en la mina Henderson (Brown, 2007).....	15
Figura 2-8: Daño típico en puntos de extracción: caso convencional (izquierda) y previo (Rojas et al, 2000).....	17
Figura 2-9: Esquema de la formación de puntos de apoyo posteriores a la socavación (Karzulovic, 1998)	18
Figura 2-10: Ejemplo de pilar remanente en la mina Esmeralda (Brown, 2007)	18
Figura 2-11: Socavación mediante abanicos en El Teniente (modificado de Jofre et al, 2000)	20
Figura 2-12: Socavación horizontal angosta con perforación a pilar completo (Brown, 2007)	20
Figura 2-13: Socavación inclinada angosta (Brown, 2007).....	22
Figura 2-14: Confinamiento versus geometría del frente de hundimiento (modificado de Laubscher, 2000)	23
Figura 2-15: Guía de diseño con respecto a la orientación de la frente de hundimiento (Brown, 2007).....	23
Figura 2-16: Frente de hundimiento con respecto a estructuras mayores (modificado de Laubscher, 2000).....	24
Figura 2-17: Avance recomendado (a) al interactuar con un sector hundido (modificado de Brown, 2007).....	25
Figura 2-18: Geometría tipo diamante, secuencia de socavación propuesta para Palabora (Calder et al, 2000).....	25
Figura 2-19: Tipos de frentes de avance en minería por panel caving (Undercutting Workshop, 2008)	26
Figura 3-1: Diseños utilizados para socavación plana en la mina Esmeralda (Gaete et al, 2005).....	29
Figura 3-2: Corte plano mediante conexiones y tiros paralelos en Reservas Norte (Undercutting Workshop, 2008)..	31
Figura 3-3: Corte plano mediante conexiones y tiros paralelos, Diablo Regimiento (Undercutting workshop, 2008)	31
Figura 3-4: Diagrama típico de socavación panel caving convencional en Andina (Undercutting workshop, 2008) ..	32
Figura 3-5: Diagrama actual de perforación de socavación y de apertura de bateas, mina Henderson.	33
Figura 3-6: Socavación mediante dos niveles, Northparkes lift 1 (modificada de Brown, 2007)	33
Figura 3-7: Socavación avanzada con corte angosto inclinado, Northparkes lift 2 (Rubio y Bahamondes, 2008)	34
Figura 3-8: Desfase recomendado en la frente de socavación, Northparkes lift 2 (Undercutting Workshop, 2008)....	35
Figura 3-9: Socavación convencional propuesta para Northparkes E48 (Undercutting Workshop, 2008)	35
Figura 3-10: Hundimiento avanzado mediante corte frontal, Freeport (Undercutting Workshop, 2008).....	36
Figura 3-11: Hundimiento avanzado con corte inclinado, Palabora (undercutting workshop, 2008).....	37
Figura 3-12: Desfase recomendado en la frente de socavación, Palabora (undercutting workshop, 2008).....	38
Figura 3-13: Geometría Corte frontal avanzado, Premier Diamond (Bartlett and Croll, 2000)	38
Figura 4-1: Geometría de abutment stress utilizada por Karzulovic (2006), vista en sección vertical.....	46
Figura 4-2: Geometría de abutment stress utilizada por Karzulovic (2006), vista en planta.....	46
Figura 4-3: Esfuerzos principales medidos en la zona de abutment en la mina Esmeralda (Rojas et al., 2000)	47

Figura 4-4: Máximo esfuerzo de corte medido en la zona de abutment stress, mina Esmeralda (Rojas et al., 2000) ..47	47
Figura 4-5: Esquema mostrando la ubicación de las mediciones de esfuerzos en el nivel de hundimiento48	48
Figura 4-6: Sobreesfuerzo en el modelo numérico, relativo al criterio de falla de Mohr Coulomb50	50
Figura 4-7: Ubicación de las zonas operativas de análisis de pilares en el nivel de hundimiento51	51
Figura 4-8: Ubicación de los pilares analizados en el nivel de producción52	52
Figura 5-1: Grilla horizontal de medición de esfuerzos a cota nivel de hundimiento, corte inclinado..... 62	62
Figura 6-1: Corte plano. Pilares nivel de hundimiento y pilar central analizado..... 63	63
Figura 6-2: Indicador de concentración de esfuerzos versus distancia a la frente, corte plano 64	64
Figura 6-3: Pilares corto y largo generados en el nivel de hundimiento producto de un corte inclinado. 65	65
Figura 6-4: Planta nivel de hundimiento, crinkle cut. Despliegue de pilares seleccionados para análisis..... 65	65
Figura 6-5: Ia, pilar central corto nivel de hundimiento corte inclinado. 66	66
Figura 6-6: Ia, pilar central largo nivel de hundimiento corte inclinado. 66	66
Figura 6-7: Ia promedio, pilares largo y corto, nivel de hundimiento corte inclinado..... 67	67
Figura 6-8: Hundimiento convencional. Pilares nivel de hundimiento y pilar central analizado 68	68
Figura 6-9: Ia, pilar seleccionado nivel de hundimiento corte alto..... 69	69
Figura 6-10: Relajación en el nivel de hundimiento posterior a la apertura de bateas. HC, $z=400-k=1$ 70	70
Figura 6-11: HC, pilar central nivel de hundimiento. Concentración de esfuerzos pre y post socavación..... 70	70
Figura 6-12: Resumen Ia versus distancia a la frente, según tipo de corte y k. 71	71
Figura 6-13: Factor de seguridad pilares nivel de hundimiento, según tipo de socavación..... 77	77
Figura 6-14: Pilares del nivel producción analizados, hundimiento avanzado con corte inclinado ($z=800, k=1$)..... 78	78
Figura 6-15: Pilares del nivel producción analizados, hundimiento avanzado con corte plano ($z=800, k=1$)..... 79	79
Figura 6-16: Pilares del nivel producción analizados, caso hundimiento convencional ($z=800, k=1$)..... 79	79
Figura 6-17: Concentración de esfuerzos (σ_1) en los pilares del nivel de producción (HA-AI-H=800 - $k=1$) 81	81
Figura 6-18: Confinamiento (σ_3) en los pilares del nivel de producción (HA-AI-H=800 - $k=1$) 81	81
Figura 6-19: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte plano, $H=800, k=0.5$ 82	82
Figura 6-20: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte plano, $H=800, k=1$ 82	82
Figura 6-21: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte plano, $H=800, k=2$ 83	83
Figura 6-22: Factor de seguridad hundimiento convencional con corte alto, $H=1200, k=1$ 84	84
Figura 6-23: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte inclinado, $H=1200, k=1$ 84	84
Figura 6-24: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte plano, $H=1200, k=1$ 85	85
Figura A-1: Ventana de definición de esfuerzos principales in situ en Map3D 99	99
Figura A-2: Sistema coordenado con respecto al que se define el estado In Situ en Map3D..... 99	99
Figura A-3: Ejemplo de excavaciones y de una grilla horizontal de medición de esfuerzos..... 101	101
Figura A-4: Ejemplo de excavaciones y de despliegue de σ_1 sobre una grilla horizontal 101	101
Figura B-1: Opciones de análisis, parámetros de control y propiedades de la roca utilizadas en Map3D..... 102	102
Figura C-1: Estado tensional In situ ingresado a Map3D, para $k=0.5$ (izquierda), $k=1$ (al centro) y $k=2$ 104	104
Figura D-1: Etapas 2 (izquierda) y 3 hundimiento convencional 105	105
Figura D-2: Etapa 4 hundimiento convencional 105	105

Figura D-3: Etapas 2 (izquierda) y 3 hundimiento avanzado con corte plano.....	106
Figura D-4: Etapas 4 (izquierda) y 5 hundimiento avanzado con corte plano.....	106
Figura D-5: Etapas 2 (izquierda) y 3 hundimiento avanzado con corte inclinado.....	107
Figura D-6: Etapas 4 (izquierda) y 5 hundimiento avanzado con corte inclinado.....	107
Figura E-1: HC, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 2.....	108
Figura E-2: HC, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 3.....	108
Figura E-3: HC, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 4.....	109
Figura E-4: HC, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 2.....	109
Figura E-5: HC, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 3.....	109
Figura E-6: HC, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 4.....	110
Figura E-7: HA-AH, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 3.....	110
Figura E-8: HA-AH, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 4.....	110
Figura E-9: HA-AH, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 5.....	111
Figura E-10: HA-AH, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 3.....	111
Figura E-11: HA-AH, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 4.....	111
Figura E-12: HA-AH, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 5.....	112
Figura E-13: HA-AI, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 3.....	112
Figura E-14: HA-AI, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 4.....	112
Figura E-15: HA-AI, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 5.....	113
Figura E-16: HA-AI, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 3.....	113
Figura E-17: HA-AI, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 4.....	113
Figura E-18: HA-AI, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 5.....	114

Listado de tablas

Tabla 2-1: Secuencia constructiva de labores respecto a la socavación en minería por hundimiento	16
Tabla 2-2: Comparación estrategias de socavación	16
Tabla 2-3: Comparación estrategias de socavación (continuación).....	17
Tabla 3-1: Geometría utilizada en todos los tipos de corte mina Esmeralda.....	29
Tabla 3-2: Aspectos generales casos estudiados	39
Tabla 3-3: Aspectos geométricos casos estudiados	39
Tabla 3-4: Aspectos relativos a la socavación observados en los casos estudiados	40
Tabla 5-1: Parámetros elásticos de macizo rocoso	55
Tabla 5-2: Variables consideradas inicialmente para ser modeladas.....	56
Tabla 5-3: Modelos de prueba de mayor importancia analizados en una primera fase	58
Tabla 5-4: Modelos finales analizados	60
Tabla 5-5: Geometría consideradas para cada tipo de socavación.....	61
Tabla 6-1: Estadística concentración de esfuerzos en pilar central analizado, corte plano	64
Tabla 6-2: Ia pilares centrales corto y largo, nivel de hundimiento corte inclinado	67
Tabla 6-3: Estadística Ia en pilar central de hundimiento, caso convencional	69
Tabla 6-4: Estadísticas Ia según tipo de corte, entre 0 y 10 m de la frente.....	72
Tabla 6-5: FS pilar central, hundimiento avanzado con corte plano	73
Tabla 6-6: FS pilar corto, hundimiento avanzado con corte inclinado	74
Tabla 6-7: FS pilar largo, hundimiento avanzado con corte inclinado	75
Tabla 6-8: FS pilar central, hundimiento convencional con corte alto	76
Tabla 6-9: Resumen valores FS para estrategias, análisis local nivel de hundimiento.....	77
Tabla 6-10: Resumen valores FS para estrategias, nivel de producción.....	80
Tabla 6-11: Socavación recomendada ante distintos escenarios analizados.....	88
Tabla C-1: Cotas a las que se ubicó cada modelo referido a cota del datum ingresado	104

Listado de ecuaciones

Ecuación 4-1: Indicador escogido para el análisis de los esfuerzos inducidos	47
Ecuación 4-2: Indicador propuesto para el análisis de la condición de los pilares	50
Ecuación 5-1: Gradientes esfuerzos principales in situ	55
Ecuación A-1: Ecuaciones de equilibrio de fuerzas utilizadas por Map3D.....	97
Ecuación A-2: Ecuaciones de continuidad utilizadas por Map3D.....	97
Ecuación A-3: Ecuaciones de elasticidad utilizadas por Map3D	98
Ecuación A-4: Ecuaciones para determinar los esfuerzos pre-minería en Map3D, dado un valor inicial	100
Ecuación C-1: Esfuerzo vertical in situ calculado mediante la carga litostática.....	103
Ecuación C-2: Gradiente esfuerzo vertical in situ	103
Ecuación C-3: Razón de esfuerzos	103
Ecuación C-4: Gradiente horizontal in situ en dirección x.....	103
Ecuación C-5: Gradiente horizontal in situ en dirección y.....	103

Agradecimientos

Quisiera agradecer en primer lugar, a la Vicepresidencia Corporativa de Proyectos de Codelco, por darme la oportunidad de desarrollar este tema de memoria, en especial a don Fernando Villegas, quien propuso el trabajo a realizar y se encargó de apoyarme durante el desarrollo de éste.

Menciono con mucho cariño, a toda la gente que forma parte del departamento de minas, sin distinción alguna. Funcionarios, académicos y alumnos, que se encargan día a día de mantener un ambiente grato y de extrema camaradería, que se da de forma muy especial en nuestro departamento, y que no tiene parangón dentro de la escuela de ingeniería.

A mi profesor guía, por el apoyo durante el desarrollo de este trabajo, y por darme la oportunidad de crecer profesionalmente.

A todos mis amigos: los de siempre, los del colegio, del periodo universitario, los mineros y los otros. Un agradecimiento especial a Francisco “Pancho” González, quien me quiso devolver la mano leyendo mi memoria (tal como yo lo hice con la suya), pero que finalmente se encargó de arreglar muchas de las pifias del abstract.

Desde luego, debo mencionar a mi gran familia: mis tías, tíos y primos, verdaderos amigos que siempre han manifestado la confianza que tienen en los proyectos que emprendo. Y a los de mi casa, quienes son el gran pilar de mi vida: mi hermana, Úrsula; mi padre, Víctor, y muy especialmente a mi madre, Irma, por su apoyo y entrega infinita hacia los suyos, lo que me provoca una profunda admiración.

Finalmente un agradecimiento enorme a Isa, mi novia, por querer caminar junto a mi por la vida, por apoyarme y por aguantar, con mucho amor y paciencia, el frenético ritmo de vida que a veces llevamos los mineros.

Dedicado a Isa y a @

Solo se vive una vez....

CAPÍTULO 1

Introducción

1.1 *Definición y contexto de la problemática*

Los métodos de explotación por hundimiento son aquellas operaciones mineras en que el cuerpo mineralizado se derrumba naturalmente por efecto de la gravedad, después de haber sido socavado en su base y de que el material hundido haya sido extraído a través de puntos de extracción. Esta clasificación, incluye los siguientes métodos de explotación: block caving, panel caving, inclined drawpoint caving y front caving (Laubscher, 2000). Cabe destacar que estas operaciones son las que alcanzan menores costos y mayores ritmos de producción en el ámbito de la minería subterránea.

En particular, block y panel caving son aplicados a cuerpos mineralizados masivos, en los cuales la base de la columna es socavada por el efecto de tronadura, con el objetivo de inducir el hundimiento de la roca mineral. La extracción, realizada en general de manera mecanizada mediante equipos LHD, inicia el proceso de propagación del hundimiento en altura.

Cuando se aplica el método de block caving, el área basal del cuerpo mineralizado se subdivide en bloques, y el área socavada se incrementa de manera discreta, en función de las necesidades de incorporar nuevos bloques en producción. En cambio, si se utiliza panel caving, la socavación del cuerpo mineral sigue un patrón relativamente continuo, típicamente dado por una tasa de área socavada por período, lo que hace que la estrategia de incorporación de área productiva sea mucho más flexible en este método que en block caving (Flores, 2005). Como resultado de lo anterior, en panel caving se tendrá una frente de hundimiento que se moverá atravesando el cuerpo mineralizado guiada por la dirección del avance de la socavación (Brown, 2007).

En la actualidad, muchas de las minas que utilizan estos métodos de explotación se encuentran en períodos de profundización o expansión. Sólo en Chile, pueden ser mencionados los proyectos Nuevo Nivel Mina de El Teniente, Sur-Sur Subterráneo de Andina y la transición

rajo-subterránea de Chuquicamata. En este contexto, los principales desafíos a resolver están asociados a una mayor complejidad en el manejo de materiales, y a enfrentar ambientes geotécnicos cada vez menos benignos. Por estos motivos, resulta fundamental comprender una serie de variables operacionales críticas, dentro de las cuales, tal vez la más importante corresponde una eficiente socavación del bloque o panel a extraer, de tal modo que pueda inducirse adecuadamente el hundimiento (Brown, 2007).

En el caso particular de Chuquicamata, se pretende realizar una transición desde la mina a cielo abierto más grande del mundo a una explotación subterránea por métodos de hundimiento, ya sea block o panel caving (Arancibia y Flores, 2004). En este contexto, cabe destacar que los procesos de transición cobran cada día más importancia en el escenario actual de la minería a nivel mundial, debido a la profundización y agotamiento de las reservas superficiales (Flores, 2005). En los próximos diez años, hay al menos otras siete faenas que planifican realizar una transición desde minería a cielo abierto hacia explotaciones subterráneas por métodos de hundimiento, ya sea mediante block o panel caving (Flores, 2005). Incluso, si la problemática se mira desde una perspectiva de largo plazo, una cantidad importante de las minas que están siendo explotadas a cielo abierto en la actualidad debieran contemplar la posibilidad de realizar una transición hacia una explotación subterránea. Flores (2005) concluye que la mina Palabora en Sudáfrica es la única experiencia de transición hacia block caving, que por tamaño y tipo de explotación, es comparable al proyecto Chuquicamata.

En el presente trabajo, se desarrolla una evaluación comparativa relativa entre estrategias de socavación, desde el punto de vista geotécnico. Este se enmarca dentro de la fase de Ingeniería conceptual del proyecto Mina Chuquicamata subterránea, dependiente de la Vicepresidencia Corporativa de Proyectos de CODELCO. El objetivo global es dar un paso más en el entendimiento de esta problemática tan crítica para el éxito de una operación por hundimiento.

1.2 *Justificación del trabajo*

La etapa de socavación es una componente crítica para el desarrollo de la minería por hundimiento de bloques o paneles. Existe evidencia de que en este proceso, malas prácticas operacionales pueden conducir a pérdidas de área productiva, y por lo tanto, a una disminución en el beneficio económico obtenido por la explotación. Por ejemplo, en la mina Esmeralda de El

Teniente, la socavación incompleta del área basal a hundir se reconoce como uno de los factores causantes de colapsos (Villegas et al., 2003).

En la actualidad, no existen guías de diseño completamente consensuadas para definir la estrategia de socavación a emplear en función del tipo de roca y el estado tensional. En los últimos años, la elección del hundimiento avanzado se ha vuelto una constante en la mayoría de los grandes nuevos proyectos de la minería masiva por hundimiento (Brown, 2007), en desmedro del hundimiento convencional. Sin embargo, no está claro hasta qué punto se puede seguir practicando la secuencia convencional como una función del ambiente geotécnico y del tipo de roca presente en el yacimiento.

Dados los argumentos recién expuestos, se torna imperativo acumular un nivel de conocimiento mayor en el ámbito socavación.

1.3 *Objetivos*

1.3.1 *Objetivo General*

El objetivo general del trabajo consiste realizar una evaluación comparativa relativa, desde el punto de vista geotécnico, entre diferentes estrategias de socavación. Esto se desarrolla en el marco del proyecto Mina Chuquicamata subterránea, que se encuentra actualmente en su etapa de Ingeniería Conceptual.

1.3.2 *Objetivos Específicos*

Las tareas puntuales que se identificaron como críticas en el desarrollo del trabajo fueron:

- Realizar de una revisión crítica al estado del arte actual de la socavación para minería por hundimiento de bloques.
- Identificar los aspectos claves en el diseño e implementación de las diferentes estrategias de socavación.
- Seleccionar las técnicas de socavación más relevantes y/o exitosas empleadas en la actualidad, para su posterior análisis comparativo desde una perspectiva geotécnica.

- Cuantificar el efecto geotécnico de la geometría del corte basal generado por cada una de las técnicas de socavación analizadas, en cuanto a los esfuerzos inducidos y en la condición de los pilares de los niveles de hundimiento y producción.
- Establecer escenarios de potencial uso de las estrategias.

1.4 Alcances

- Solo serán consideradas en el estudio comparativo, estrategias de socavación que hayan sido aplicadas de manera reciente en minas de block o panel caving mediante extracción mecanizada.
- La evaluación solo será efectuada de manera relativa entre estrategias, considerando como indicadores de comparación los esfuerzos inducidos, y la condición de los pilares de los niveles de producción y hundimiento.
- No se contempla proponer recomendaciones sobre el diseño de pilares, es decir, no se pretende incluir comentarios acerca del espaciamiento entre calles de hundimiento o producción, de modo de alcanzar estabilidad. Tampoco se pretende establecer criterios sobre franjas de seguridad para el desarrollo de labores respecto a la frente de socavación.
- Si bien es necesario comprender la influencia de las operaciones unitarias de perforación y tronadura, y de manejo de materiales en el proceso de socavación, estas actividades no forman estudio.
- La condición estructural del macizo rocoso no será incluida en el análisis, aunque se reconoce su gran influencia en el desarrollo y éxito de la minería por hundimiento.

1.5 Metodología de trabajo

Para alcanzar los objetivos propuestos en el desarrollo del trabajo, se desarrolló la siguiente metodología de trabajo:

- 1) Realización de una revisión exhaustiva acerca del estado del arte de las técnicas de socavación empleadas en minas de block o panel caving mecanizado, con los siguientes objetivos:

- a) Entender la problemática general con la que se trabajará, en particular, reconociendo los aspectos claves que influyen en el éxito de una determinada técnica de socavación.
 - b) Identificar y seleccionar las estrategias de socavación de mayor relevancia en la actualidad, para ser analizadas con mayor profundidad. La decisión será basada en el grado de conocimiento en su utilización y el éxito logrado con una determinada estrategia.
 - c) Entender las geometrías generadas por cada técnica, distinguiendo los aspectos críticos de cada diseño en cuanto a su implementación. Además, resulta clave comprender los aspectos geotécnicos claves asociados a cada técnica.
- 2) Desarrollo de la evaluación comparativa. Para esto, debe ser modelada la problemática, principalmente, respondiendo las siguientes preguntas:
- a) ¿Qué se pretende comparar?
 - b) ¿Cuáles serán los parámetros geométricos / geotécnicos que serán analizados durante el estudio?
 - c) ¿Existe alguna metodología estándar que pueda ser utilizada directamente con estos fines?
 - d) ¿Será necesario desarrollar una etapa de modelación numérica?
 - e) En caso de ser necesaria la construcción de modelos numéricos, ¿qué herramienta de modelamiento se utilizará, y cuál será la estrategia de modelación numérica?
- 3) Análisis de resultados obtenidos. Los análisis serán realizados de manera independiente para el nivel de producción y para el nivel de hundimiento. Se estudiarán principalmente dos aspectos:
- a) **La zona de concentración de esfuerzos en la vecindad a la frente de socavación**, al variar los parámetros seleccionados y el tipo de socavación. Para el primer aspecto, se elegirá un indicador adecuado que permita establecer niveles de concentración de esfuerzos, para lo cual una discusión entre opciones posibles será realizada. A priori, las opciones posibles a considerar como indicador son el

esfuerzo vertical y el esfuerzo principal mayor. A partir del indicador seleccionado, se construirán curvas de esfuerzos inducidos versus distancias hasta la frente de socavación.

b) **La estabilidad de los pilares**, tanto del nivel de producción como de hundimiento. Se procederá asumiendo un criterio de falla, para lo cual deben definirse ciertas propiedades del macizo rocoso.

4) Concluir respecto al trabajo realizado. Se deben establecer recomendaciones para los trabajos futuros a realizar, principalmente en cuanto a la consideración de los aspectos no contemplados en el presente estudio.

1.6 *Contenidos por Capítulo*

Los temas desarrollados en los capítulos incluidos en este trabajo se resumen a continuación:

El **capítulo 1** es la introducción al trabajo desarrollado, en el que se define y contextualiza la problemática a estudiar y se justifica su realización, mencionando los objetivos generales y específicos, alcances, metodología de trabajo efectuada y contenidos del trabajo.

En el **capítulo 2** se desarrolla una revisión crítica al estado del arte a la fecha de la problemática de la socavación en minería por hundimiento de bloques o paneles. Principalmente, se describen las técnicas más utilizadas, y los aspectos claves que deben ser considerados en la implementación de estas.

En el **capítulo 3** se incluye una revisión de los diseños de socavación utilizados en la actualidad en diversas minas explotadas por hundimiento a nivel mundial, generando tablas resumen sobre los aspectos fundamentales considerados en cada diseño. La conclusión final de este capítulo es la selección de las estrategias que serán evaluadas comparativamente: hundimiento convencional, hundimiento avanzado con corte plano y hundimiento avanzado con corte inclinado.

En el **capítulo 4** se describe la metodología de comparación entre las diferentes estrategias, estableciendo las variables que serán observadas en cada caso, y los criterios a utilizar como indicadores de comparación. Se indaga en la existencia de metodologías estándar para comparar geotécnicamente distintas estrategias de socavación. Se discute la realización de una etapa de modelación numérica, concluyendo que dados los objetivos del estudio, no existen metodologías que puedan ser aplicadas directamente, y que por lo tanto, se hace necesaria la construcción de modelos numéricos, principalmente para representar mejor la geometría del corte basal propio de cada tipo de socavación.

En el **capítulo 5** se muestra la etapa de modelación numérica. Se define trabajar con modelos elásticos tridimensionales, seleccionando el software Map 3D para ello. Se muestra el proceso de construcción de los modelos numéricos a utilizar. Se opta por una estrategia de modelación del tipo paramétrica, modificando una variable clave a la vez en cada caso y manteniendo todas las demás constantes. Se describe la etapa de modelación a nivel de prueba, y finalmente, la etapa de modelación final.

En el **capítulo 6** se analizan los resultados obtenidos a partir de los modelos construidos, mostrando por separado los resultados para los niveles de hundimiento y de producción. Principalmente, se trabaja observando los esfuerzos inducidos por el tipo de corte, y los factores de seguridad de los pilares de los niveles de hundimiento y producción.

Finalmente, en el **capítulo 7** se muestran las conclusiones deducidas del trabajo efectuado, destacando las recomendaciones sobre el trabajo futuro a realizar, poniendo énfasis en los aspectos que no fueron considerados en el alcance de este trabajo.

CAPÍTULO 2

La socavación como componente crítico en la minería por hundimiento

La socavación de la base de un bloque en minería de block caving, mediante técnicas usuales de perforación y tronadura, es la metodología utilizada para inducir el inicio del hundimiento del cuerpo mineralizado. En este contexto, existen otras técnicas, tales como la creación de extensas excavaciones tipo slot y el preacondicionamiento del macizo rocoso, ya sea por tronadura confinada o por fracturamiento hidráulico (Brown, 2007), que pueden ayudar a inducir el inicio del hundimiento, pero que sin embargo, no pueden reemplazar una adecuada socavación del cuerpo mineralizado a hundir.

El proceso de socavación es uno de los más importantes en la minería de caving, no solo porque es necesario para inducir el hundimiento, sino también debido a que el diseño y el secuenciamiento de esta operación permite reducir los efectos de la concentración de esfuerzos inducidos en la frente de socavación (Laubscher, 2000). Butcher (2000) menciona que esta etapa tiene 3 objetivos principales:

- 1) Generar una excavación de suficientes dimensiones para permitir la ocurrencia del hundimiento.
- 2) Lograr las requeridas dimensiones del área socavada para iniciar el hundimiento con un mínimo daño al macizo rocoso en las cercanías.
- 3) Alcanzar tan rápido como sea posible el radio hidráulico requerido para generar el hundimiento, propagarlo y consecuentemente reducir la concentración de esfuerzos producido por esta operación.

A la zona de concentración de esfuerzos generada por el método de explotación y en particular por la socavación, se le denomina frecuentemente en la literatura como zona de abutment stress. Laubscher (2000) plantea que la magnitud de los esfuerzos que pueden alcanzarse en esta zona depende del estado tensional regional, de la dirección de la socavación y de la técnica empleada con este fin. En particular, la secuencia de socavación impacta de manera

directa los niveles de esfuerzos inducidos a los que se ve sometida la infraestructura minera, en especial a las labores del nivel productivo tales como la condición del pilar corona y la fortificación de los puntos de extracción y de las calles de producción.

Brown (2007) resume los aspectos clave que influyen en el éxito de una determinada técnica de socavación, algunos de los cuales serán discutidos durante este capítulo. Los más importantes son los siguientes:

- La secuencia de socavación y de desarrollo de las labores en los niveles de producción.
- La altura de socavación y la geometría del corte en sección vertical.
- La geometría del frente de hundimiento.
- La extensión de la losa, es decir, la distancia entre la frente de socavación y la frente de extracción.
- La tasa de avance de la socavación, expresada en términos del área socavada por unidad de tiempo.

2.1 Estrategias de socavación

Por estrategia de socavación se hará referencia a la secuencia de construcción de las labores productivas, es decir, la temporalidad de la tronadura de socavación relativa al desarrollo de las labores en los niveles de hundimiento y producción, y a la apertura de las bateas. Diversos autores (Brown, 2007; Laubscher, 2000; Wattimena, 2003) coinciden en que las estrategias de socavación más importantes son:

- El hundimiento posterior o convencional
- El hundimiento avanzado
- El hundimiento previo

2.1.1 Hundimiento convencional

La secuencia constructiva de labores utilizada en esta metodología se muestra en la figura 2-1, y se detalla a continuación (Karzulovic, 1998; Rojas et al, 2000):

- 1) Desarrollo labores Niveles de producción y de Hundimiento.
- 2) Apertura de Bateas de extracción.
- 3) Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de hundimiento hacia las bateas abiertas.
- 4) Inicio de la extracción.

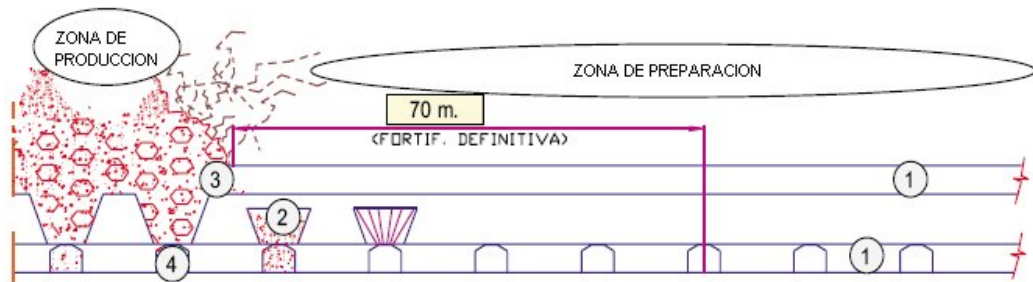


Figura 2-1: Secuencia constructiva en el método de hundimiento convencional (Rojas et al, 2000)

En este caso, prácticamente no hay diferencia entre el frente de extracción, limitado por la última línea de bateas incorporadas a producción, y el frente de socavación, asociado al avance del corte basal en el nivel de hundimiento. Dada la secuencia constructiva, al desarrollarse las labores del nivel de producción por delante de la frente de hundimiento, éstas se ven sometidas a la zona de abutment stress, indicadas por flechas continuas en la figura 2-2. Esto generará un primer impacto en el pilar corona del nivel de producción, el cual se verá intensificado una vez que se produzca la apertura de bateas.

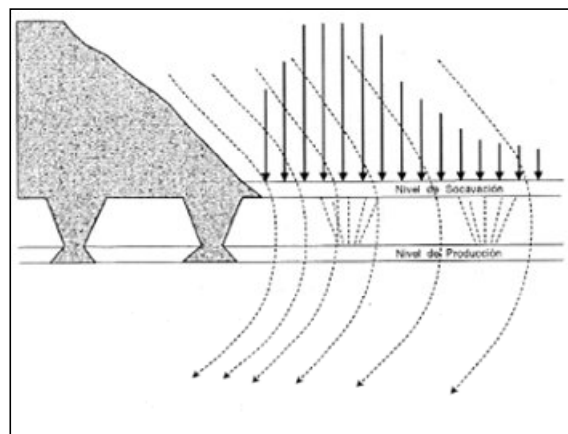


Figura 2-2: Esfuerzos inducidos por una socavación del tipo convencional (Karzulovic, 1998)

Con respecto a la utilización de esta estrategia de socavación, Butcher (2000) sugiere que, como guía general, su uso debería ser analizado seriamente si por ejemplo, la profundidad de la faena es mayor a 500 metros o bien si el área de socavación tiene un radio hidráulico mayor a 17.

2.1.2 Hundimiento previo

La aparición de técnicas de socavación alternativas a la metodología convencional es el resultado de una serie de investigaciones y pruebas cuyos orígenes se remontan a principios de la década de 1970 (Karzulovic, 1998). En aquellos años, ya se consideraba el potencial uso de excavaciones de protección, que mediante la generación de sombras de esfuerzos, podrían disminuir el riesgo de ocurrencia de inestabilidades geotécnicas asociadas a concentraciones de esfuerzos. Posteriormente, a comienzos de los años 80, y luego de diversos estudios de aplicabilidad de este concepto en la mina El Teniente, se definió el llamado “hundimiento previo”, en donde la socavación del bloque estaría adelantada respecto a la preparación de las labores en el nivel de producción. En esta mina, el primer caso conocido de la aplicación exitosa de esta técnica fue en el sector Teniente 4 Sur LHD a principios de la década de 1990, donde se construyó un nuevo nivel productivo 15 metros abajo del nivel de producción inicial, con el propósito de recuperar reservas abandonadas producto de colapsos, alcanzando excelentes resultados tanto desde el punto de vista geotécnico como productivo. Posterior a eso, y dada la probada aplicación de la variante, ha sido habitual la consideración de esta estrategia, o bien del método de hundimiento avanzado, en el diseño conceptual de socavación de otros sectores de El Teniente (Rojas et al, 2000; Laubscher, 2000).

A diferencia de la estrategia convencional, y como se muestra en la figura 2-3, en este método la secuencia constructiva de labores es la siguiente (Karzulovic, 1998; Rojas et al, 2000):

- 1) Preparación de labores en el nivel de hundimiento.
- 2) Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento avanzando con el frente de socavación hasta alcanzar una cierta distancia por delante del futuro frente de extracción.
- 3) Preparación de labores en el nivel de producción.
- 4) Apertura de bateas bajo área socavada.
- 5) Inicio de la extracción.

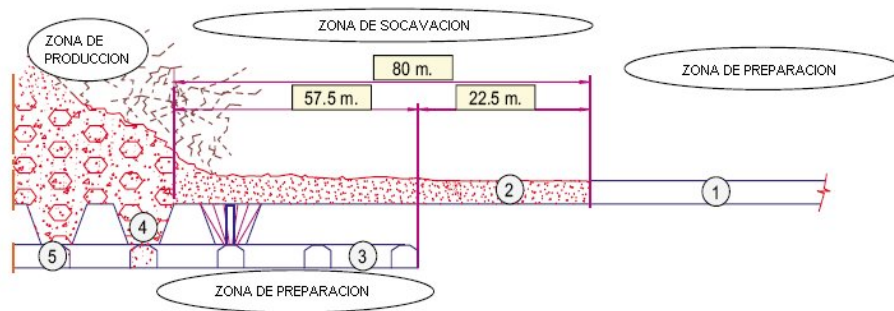


Figura 2-3: Secuencia constructiva en el método de hundimiento previo en el Teniente (Rojas et al, 2000)

La principal característica del método es el desarrollo de todas las labores del nivel de producción bajo área completamente socavada, hasta una distancia de seguridad por detrás del frente de socavación. De este modo, la concentración de esfuerzos que se forma por delante y hacia abajo de dicho frente tiene un efecto mucho menor sobre las instalaciones del nivel de producción, tal como se aprecia en la figura 2-4. Brown (2007) menciona que la distancia de seguridad puede estimarse utilizando la regla de los 45°, asumiéndola idéntica a la separación entre los niveles de producción y de hundimiento. Sin embargo, el mismo autor plantea que en algunas minas, por ejemplo en el sector Esmeralda de el Teniente, ha sido más satisfactorio mantener una mayor distancia que la recomendada por esta regla, llegando a utilizar una franja de seguridad de 22.5 m, teniendo una separación entre niveles de no más de 18 m.

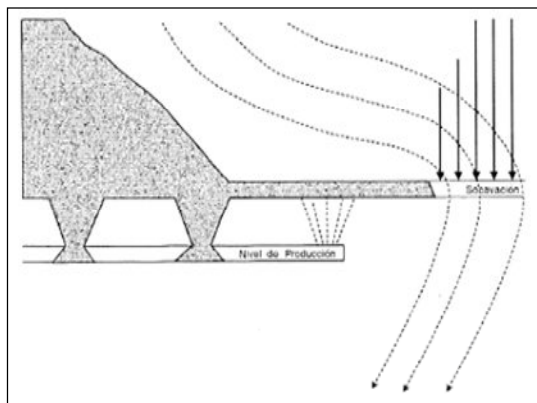


Figura 2-4: Esfuerzos inducidos generados por una estrategia de socavación previa (Karzulovic, 1998)

2.1.3 Hundimiento avanzado

Diversos autores mencionan que el hundimiento previo puede ser considerado como una variante del hundimiento avanzado (Brown (2007), Trueman et al (2002) y Wattimena (2003)). En este método, la socavación en el nivel de hundimiento se realiza sobre un nivel de producción parcialmente desarrollado. La secuencia constructiva de labores se detalla a continuación (Karzulovic, 1998):

- 1) Desarrollo de las labores del nivel de hundimiento, y de algunas del nivel de producción. En general solamente se construyen las calles de producción.
- 2) Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento avanzando con el frente de socavación hasta alcanzar una cierta distancia por delante del futuro frente de extracción.
- 3) Se desarrollan las restantes labores del nivel de producción en el sector bajo el área socavada.
- 4) Se realiza la apertura de las bateas.
- 5) Se inicia la extracción.

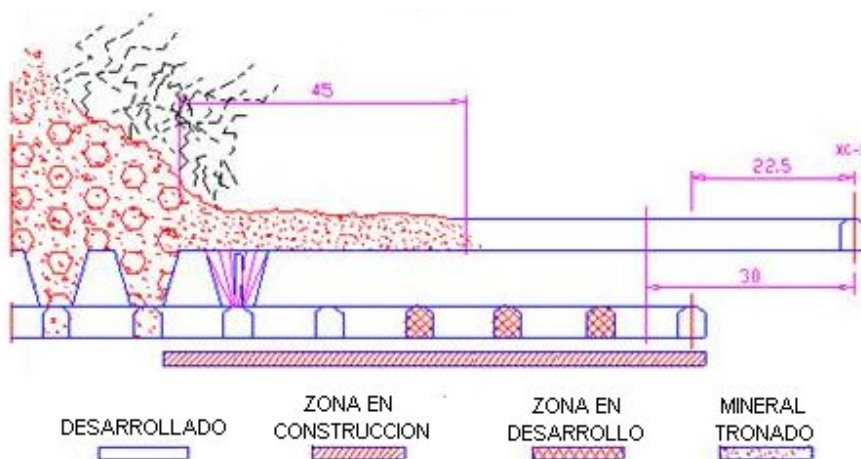


Figura 2-5: Secuencia constructiva en el método de hundimiento avanzado en mina El Teniente (Jofré et al, 2000)

Las bateas son preparadas en una zona relajada desde el punto de vista geotécnico, usualmente considerando como mínima distancia de seguridad, medida en la horizontal, entre la frente de socavación y la línea de incorporación bateas, una distancia dada por la regla de los 45° (Brown, 2007).

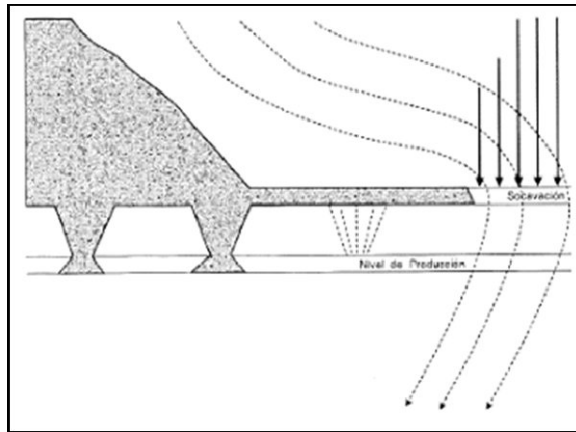


Figura 2-6: Distribución de esfuerzos generada por una estrategia de socavación avanzada (Karzulovic, 1998)

Actualmente, la tendencia en el diseño de block y panel caving es seleccionar la estrategia de socavación avanzada, para aprovechar sus ventajas principalmente en cuanto a la reducción de los niveles de fortificación y la mayor productividad del método (Brown 2007). Basta con revisar en la literatura algunos diseños propuestos en los últimos años para confirmar lo anteriormente expresado: Premier Diamond Mine (Bartlett and Croll, 2000), Palabora (Calder et al, 2000), Northparkes E26 lift 2 (Silveira, 2004) y Argyle (Undercutting Workshop, 2008) y Freeport DOZ (Undercutting Workshop, 2008).

Pese a lo anterior, Bartlett y Croll (2000) plantean que la continua profundización de la minería de caving incrementará de tal manera las magnitudes de los esfuerzos, que para evitar niveles de daño considerables en la infraestructura del nivel de producción, la mejor opción para manejar el daño consistirá en implementar un hundimiento previo, en particular a profundidades cercanas a los mil metros. Lo anterior se reafirma en el trabajo de Beck (2006), quien concluyó que en un ambiente de altos esfuerzos, emplear socavación avanzada se traducirá en elevados niveles de daño en el nivel de producción, por lo que la estrategia de socavación previa puede tener algunas ventajas, en particular en torno a los mil metros de profundidad.

2.1.4 Metodología Henderson

Esta técnica de socavación corresponde a un caso particular de la estrategia convencional, en que la mayor parte de la perforación y tronadura de las bateas se realiza desde el nivel de

hundimiento, de manera adelantada con respecto a la tronadura de socavación propiamente tal (ver figura 2-7). Según Brown (2007), esta alternativa permite que los pilares y las labores del nivel de producción estén expuestos por períodos más breves a elevados niveles de esfuerzos inducidos, causa principal del daño en las minas de block o panel caving. Para Laubscher (2000), debido a la exitosa aplicación en la mina Henderson, es sorprendente que no se haya adoptado esta técnica en otras faenas similares donde al año 2000, más de 2000 puntos de extracción habían sido incorporados en producción mediante esta metodología.

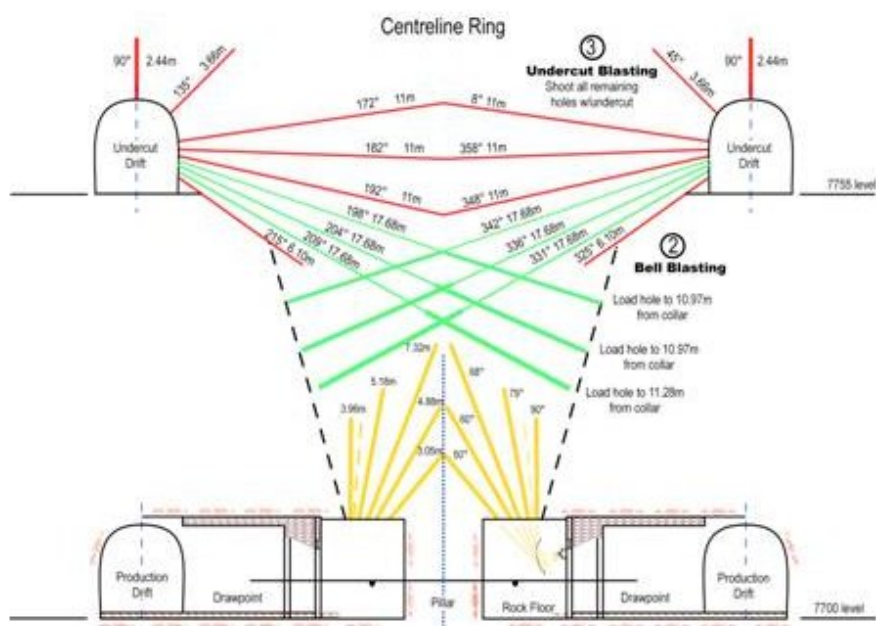


Figura 2-7: Perforación de socavación y de excavación de bateas usado en la mina Henderson (Brown, 2007).

2.1.5 Resumen estrategias de socavación

A modo de síntesis, a continuación se muestran tablas comparativas que describen la respuesta de cada estrategia de socavación respecto a una serie de ítems de evaluación (Karzulovic, 1998; Butcher, 2000; Laubscher, 2000; Brown, 2007; Trueman et al, 2002; Wattimena, 2003):

Tabla 2-1: Secuencia constructiva de labores respecto a la socavación en minería por hundimiento

Etapa	Tipo de Hundimiento		
	Convencional	Avanzado	Previo
1	Desarrollo de labores en niveles de producción y de hundimiento.	Desarrollo completo de labores en nivel de hundimiento, y algunas del nivel de producción.	Desarrollo completo de labores en el nivel de hundimiento.
2	Apertura de bateas de extracción.	Socavación en el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de socavación hasta alcanzar una cierta distancia por delante del futuro frente de extracción.	Socavación en el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de socavación hasta alcanzar una cierta distancia por delante del futuro frente de extracción.
3	Socavación en el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de socavación hacia las bateas abiertas.	Desarrollo de las restantes labores del nivel de producción en el sector ubicado bajo área socavada.	Desarrollo de las labores del nivel de producción en el sector ubicado bajo área socavada.
4	Inicio de la extracción.	Se realiza la apertura de las bateas de extracción bajo área socavada.	Se realiza la apertura de las bateas de extracción bajo área socavada.
5		Inicio de la extracción.	Inicio de la extracción.

Tabla 2-2: Comparación estrategias de socavación

Ítem	Tipo de Hundimiento		
	Convencional	Avanzado	Previo
Entrada en Producción	Permite alcanzar más rápido una determinada meta productiva que los casos avanzado y previo.	Más lenta que convencional, pero más rápida que previo, dado que permite un cierto grado de simultaneidad en la preparación minera.	Como no hay simultaneidad en la preparación de los niveles de producción y hundimiento, corresponde al caso de más lenta entrada en producción.
Cantidad de Desarrollos	Menor que en los casos avanzado y previo, debido al mayor espaciamiento entre galerías de hundimiento, típicamente del orden de 30 m.	Mayor, debido a la menor distancia entre calles de hundimiento (en general de 15 m), para asegurar una socavación completa.	Mayor, debido a la menor distancia entre calles de hundimiento (en general de 15 m), para asegurar una socavación completa.
Extracción de marina en nivel de hundimiento	NO, pues el material tronado en el nivel de hundimiento escurre hacia las bateas abiertas previamente.	SI, típicamente se retira el esponjamiento para generar cara libre para la siguiente tronadura de socavación.	SI, típicamente se retira el esponjamiento para generar cara libre para la siguiente tronadura de socavación.
Probabilidad de compactación de material quebrado en nivel de hundimiento	BAJA, dado que la presencia de bateas abiertas previamente en el nivel de producción permite el escurrimiento inmediato del material tronado por la socavación.	ALTA, debido al tiempo de retraso entre la socavación y la extracción, en que el material permanece en reposo. Podrían presentarse transmisiones de esfuerzos hacia el nivel de producción.	ALTA, debido al tiempo de retraso entre la socavación y la extracción, en que el material permanece en reposo, incluso por mayor tiempo que en el caso avanzado. Podrían presentarse transmisiones de esfuerzos hacia el nivel de producción.
Pérdida de perforación en nivel de hundimiento	SI, debido a la mayor extensión de las perforaciones.	SI, debido a que la perforación y tronadura de socavación debe efectuarse en roca altamente fracturada, por efecto del abutment stress.	SI, debido a que la perforación y tronadura de socavación debe efectuarse en roca altamente fracturada, por efecto del abutment stress.
Verificación visual de la tronadura de socavación	NO, sólo de manera indirecta.	SI, aunque no con todos los tipos de corte basal.	SI, aunque no con todos los tipos de corte basal.
Esfuerzos inducidos	Se ha medido que en el nivel de producción son hasta 3 veces mayores respecto a la variante hundimiento previo (Butcher, 2000).	El desarrollo del nivel de producción se realiza en zona relajada. El abutment stress se traslada hacia las cercanías del frente de socavación.	El desarrollo del nivel de producción se realiza en zona relajada. El abutment stress se traslada hacia las cercanías del frente de socavación.

Tabla 2-3: Comparación estrategias de socavación (continuación)

Ítem	Tipo de Hundimiento		
	Convencional	Avanzado	Previo
Fortificación en nivel de producción	Se requiere un nivel de soporte mayor que en los casos avanzado y previo, debido al efecto del abutment stress.	Requiere menos soporte que el caso convencional. Sin embargo, se induce un mayor daño que en hundimiento previo, al exponer algunas labores del nivel de producción al efecto del abutment stress.	Se requiere menos soporte en comparación a los casos convencional y avanzado.
Disponibilidad física nivel de producción	Menor que en los casos avanzado y previo. Los mayores esfuerzos inducidos en el nivel de producción generan un mayor daño (ver figura 2-8), por lo que se deben destinar mayores tiempos para rehabilitación de la infraestructura.	Mayor que en el caso convencional, alcanzando rangos similares al caso hundimiento previo.	En la mina Esmeralda de El Teniente, este índice alcanzó valores del 90%, en comparación al 75% que se alcanzaba en otros sectores mediante hundimiento convencional (Araneda y Sougarret, 2008).
Complejidad en la preparación minera	BAJA, debido a las menores restricciones en la construcción de las labores.	MODERADA, debido a la simultaneidad en la preparación de los niveles. Sin embargo, deben respetarse franjas de seguridad de las labores relativas a la frente de socavación. El tiempo total de preparación es menor que en el hundimiento previo.	ALTA, debido a la breve distancia en el nivel de producción en que se deben ser efectuar las operaciones de producción y de desarrollo (Araneda y Sougarret, 2008).
Colgaduras al comienzo de la extracción	NO, en general.	FRECUENTE, debido a la compactación, a un deficiente manejo de la tronadura de socavación o a una baja altura de socavación.	FRECUENTE, debido a la compactación, a un deficiente manejo de la tronadura de socavación o a una baja altura de socavación.
Ocurrencia de puntos de apoyo	Poco frecuente.	SI, producto de la fragmentación gruesa posterior a la socavación, tal como se aprecia en la figura 2-9.	SI, producto de la fragmentación gruesa posterior a la socavación.
Generación de pilares remanentes post socavación	SI, debido a deficiencias en el proceso de perforación y tronadura.	SI, debido a deficiencias en el proceso de perforación y tronadura (ver figura 2-10). Estos pilares concentran y transmiten esfuerzos hacia el nivel de producción.	SI, debido a deficiencias en el proceso de perforación y tronadura.



Figura 2-8: Daño típico en puntos de extracción: caso convencional (izquierda) y previo (Rojas et al, 2000)

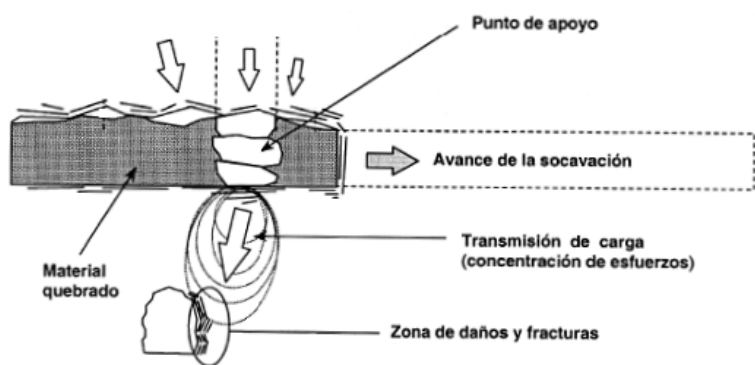


Figura 2-9: Esquema de la formación de puntos de apoyo posteriores a la socavación (Karzulovic, 1998)



Figura 2-10: Ejemplo de pilar remanente en la mina Esmeralda (Brown, 2007)

Se concluye que la elección de una determinada estrategia de socavación es un compromiso entre variables operacionales y geotécnicas, es decir, ponderando la productividad requerida y el daño que se está dispuesto a tolerar.

2.2 Geometría de socavación

2.2.1 Geometría vista en sección vertical

El diagrama de perforación utilizado para realizar el corte basal, define la geometría de la socavación vista en sección vertical. En la literatura, se reconocen tres técnicas principales: socavación mediante abanicos, corte horizontal angosto y corte inclinado angosto. En este caso, tal vez el aspecto geométrico más importante es la altura de socavación, por lo que se hará referencia inicialmente a esta variable.

2.2.1.1 Altura de socavación

Este parámetro geométrico ha sido considerado como clave a al momento de diseñar un determinado tipo de socavación. Por ejemplo, en la mina El Teniente, en el diseño de explotaciones por block caving con extracción manual, hasta comienzos de la década de 1980 se utilizaban reglas empíricas que relacionaban la altura de socavación con la altura del bloque a hundir, o bien con la altura de la galería de hundimiento (Karzulovic, 1998).

Mucha experiencia operacional ha sido necesaria para acumular conocimiento en este tema. Un caso interesante ocurrió en minas de asbesto en Zimbawe, en donde se obtuvieron idénticos resultados en fragmentación y hundibilidad al reemplazar una altura de 20 metros, por una socavación de 3 metros de altura (Laubscher, 2000). El mismo autor, señala que dada la evidencia empírica, no hay motivos para utilizar una altura de socavación mayor a un tercio el ancho del pilar mayor. En la actualidad, se acepta que el principal motivo para utilizar mayores alturas de socavación es netamente para alcanzar mayores productividades iniciales (Butcher, 2000), debido al mayor tonelaje fragmentado a ser extraído.

La altura de socavación ha evolucionado en el tiempo, desde alturas medias en torno a los diez metros antes de 1970, hasta hoy en día, en donde predominan bajas alturas, del orden de cuatro metros, asociadas a la implementación de hundimiento avanzado (Flores y Karzulovic, 2002).

2.2.1.2 Socavación mediante abanicos

Esta ha sido la manera más común de diseñar la perforación de socavación en la historia de las minas de block caving, siendo aplicada con todos los tipos de extracción: parrillas, scrapers y LHD (Butcher, 2000). Se trata principalmente de una socavación alta, superando típicamente la altura de la galería. Entre las ventajas de esta técnica, se encuentran las siguientes:

- Se basa en un diseño relativamente flexible de la perforación a realizar, principalmente en cuanto a los equipos de perforación a utilizar y alturas a perforar.
- Dado que es posible aumentar la altura a socavar, es posible aumentar el tonelaje inicial asociado a la socavación.
- Es una metodología validada industrialmente, apoyada en diseños de socavación sobre los que se tiene la experiencia suficiente.

Mientras que en cuanto a las desventajas del método, se destaca principalmente la formación de pilares post tronadura. Un ejemplo de este tipo de técnica utilizada en El Teniente, con una altura de 13.6 metros, se muestra en figura 2-11:

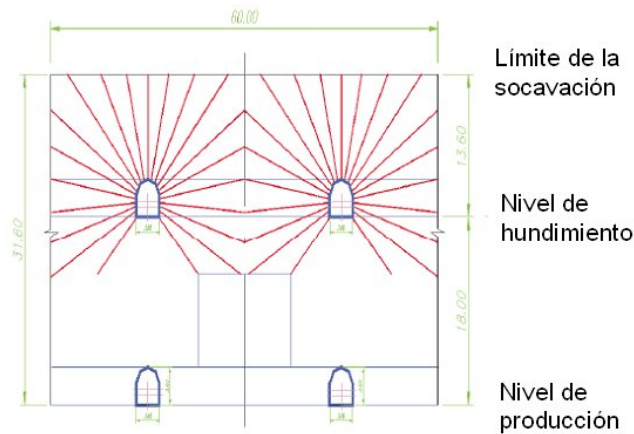


Figura 2-11: Socavación mediante abanicos en El Teniente (modificado de Jofre et al, 2000)

2.2.1.3 Socavación horizontal angosta

En este caso se practica un corte bajo, realizado de manera horizontal desde las galerías de hundimiento, generando una altura de socavación similar a la altura de la galería. Esta técnica ha sido utilizada ampliamente en la mina Esmeralda de El Teniente, donde las principales variantes que se han aplicado son las siguientes (Brown, 2007):

- Perforación de la mitad del pilar de hundimiento desde cada una de las galerías adyacentes, método conocido como “John Wayne”.
- Perforación del pilar completo desde solo una galería de hundimiento (ver figura 2-12).
- Perforación de tiros paralelos hacia la frente de socavación, desde una galería de conexión entre las calles de hundimiento (Gaete, 2005).

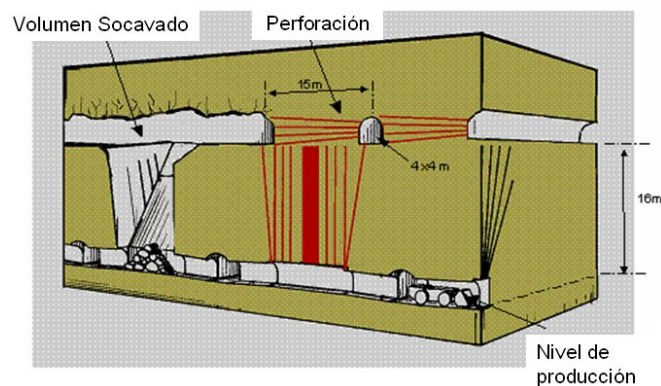


Figura 2-12: Socavación horizontal angosta con perforación a pilar completo (Brown, 2007)

Según Butcher (2000), este tipo de metodología de perforación es a menudo utilizada en niveles profundos principalmente debido a que genera mayores tasas de avance, dado que se requiere una menor perforación, y porque una menor altura de socavación produce menores esfuerzos inducidos.

Entre los principales aspectos negativos del método se mencionan (Karzulovic, 1998; Laubscher, 2000; Butcher, 2000; Jofre et al, 2000):

- La perforación horizontal tiene una probabilidad mayor que la inclinada de cerrarse producto de esfuerzos inducidos, debido a la verticalidad del esfuerzo principal mayor presente en el pilar a tronar.
- Si el espaciamiento de puntos de extracción es mayor a 15 m, es mayor la probabilidad de inhibir el hundimiento.
- Una pobre forma de la batea recolectora no permitirá el flujo de mineral.
- Este método, al estar asociado a un menor tonelaje inicial, no permitirá alcanzar altas tasas iniciales de producción.
- Existe evidencia de que una socavación estrecha aumenta la probabilidad de ocurrencia de colgaduras en las bateas, fragmentación más gruesa, formación de planchones y de puntos de apoyo, lo que finalmente se traduce en interrupciones en el flujo de mineral.

2.2.1.4 Socavación angosta inclinada

El objetivo de esta metodología es generar la forma del pilar mayor a través de perforación inclinada, descendente o ascendente, desde el nivel de hundimiento. La inclinación debe exceder el ángulo de fricción generado entre el material tronado y la inclinación de dicho pilar, a fin de asegurar el flujo de mineral. En la actualidad, esta técnica de corte se está empleando en sectores profundos y con altos niveles de esfuerzos, como Palabora y Northparkes E26 (Brown, 2007). Típicamente, las galerías de hundimiento se ubican en el mismo nivel, siendo dos las configuraciones constructivas más importantes (Laubscher, 2000; Brown, 2007):

- 1) Construcción de dos galerías de hundimiento sobre cada batea, realizando perforación horizontal sobre ésta, y perforación inclinada ascendente sobre el mayor ápex formando una “V” invertida, tal como se muestra en la figura 2-13.

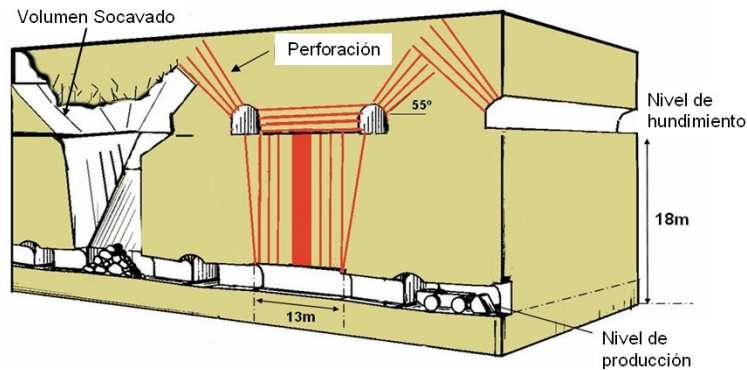


Figura 2-13: Socavación inclinada angosta (Brown, 2007)

- 2) Construcción solo de una galería de hundimiento sobre cada batea. En este caso, solo se realiza perforación del tipo inclinada sobre el mayor ápex formando una “V” invertida.

Uno de los problemas que puede llegar a presentar con esta técnica, es que se pueden generar pilares remanentes en la parte superior del pilar mayor, lo que puede ser resuelto sobre perforando los tiros desde el nivel de hundimiento, o bien, agregando una galería en esa ubicación, lo que eleva los costos de preparación.

2.2.2 Geometría y orientación del frente de hundimiento

En el caso de tener una frente de socavación móvil, condición típica de una minería del tipo panel caving en que la incorporación continua de área es una característica fundamental del método, factores que influyen en los esfuerzos inducidos en la frente de socavación son la forma y la orientación del esta, vista en planta. El efecto principal observado es una concentración de esfuerzos por delante de la frente, mencionada ampliamente en la literatura como zona de abutment stress.

En general, cuando se habla de la geometría del frente de socavación, se tienen tres macro escenarios:

- Frente plano
- Frente cóncavo
- Frente convexo

Se acepta como regla general, que un frente cóncavo producirá aumentos en el confinamiento del macizo rocoso periférico a la frente, aumentando su resistencia, tal como puede apreciarse en la figura 2-14. Por otra parte, un frente convexo disminuirá el confinamiento del macizo rocoso, reduciendo su resistencia. (Laubscher, 2000). Por lo tanto, se tratará de evitar generar frentes convexas.

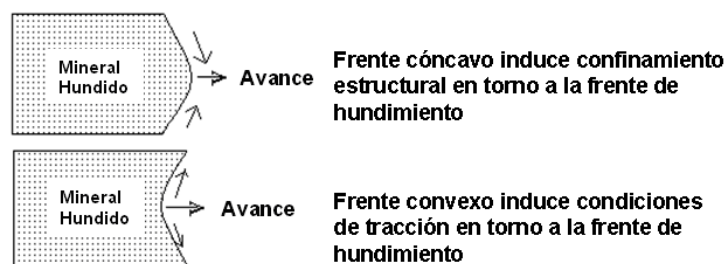


Figura 2-14: Confinamiento versus geometría del frente de hundimiento (modificado de Laubscher, 2000)

Con respecto a la orientación de la frente, en la figura 2-15 se muestra un diagrama empírico propuesto por Brown (2007), indicando buenas prácticas a realizar en este aspecto. Las ideas principales incluidas por el autor son:

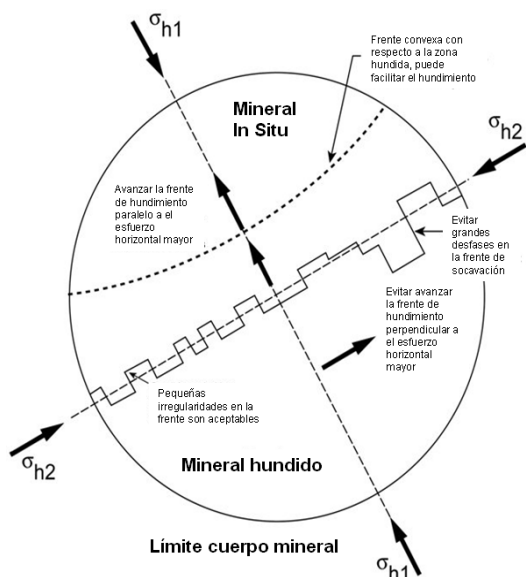


Figura 2-15: Guía de diseño con respecto a la orientación de la frente de hundimiento (Brown, 2007)

- Avanzar siempre hacia el esfuerzo horizontal mayor.
- Evitar las frentes convexas para no generar desconfinamiento estructural en la frente de socavación.

- En la medida de lo posible, no generar localmente grandes irregularidades en la frente de socavación, es decir, evitar excesivos desfases entre paradas de tronadura de hundimiento, para no concentrar esfuerzos en los pilares.

2.3 Punto de iniciación y estrategia de avance de la socavación

Otro aspecto importante es definir el punto de iniciación del hundimiento. Brown (2007) menciona una serie de tópicos que deben ser considerados en esta decisión:

- **La forma del cuerpo mineralizado.** Si el cuerpo es más extenso en una dirección, se preferirá avanzar a ancho completo, siempre que sea operacionalmente factible, en la dirección longitudinal.
- **La distribución de leyes.** Para maximizar el valor del proyecto minero, se deben extraer inicialmente las más altas leyes.
- **Las magnitudes y direcciones de los esfuerzos in situ,** optando por avanzar hacia el esfuerzo horizontal mayor.
- **La resistencia del macizo rocoso, y su variabilidad espacial.** Como regla general, la mejor opción es comenzar la explotación desde las zonas de menor competencia geotécnica, donde hay una mejor hundibilidad, hacia las regiones más competentes.
- **La presencia y orientación de estructuras mayores en el macizo rocoso.** Para evitar pérdidas de área productiva por colapsos debido a fallamientos tipo cuña o por asentamientos de macro bloques en los niveles productivos, se recomienda orientar la frente de socavación lo menos paralela posible a estructuras mayores, tal como se muestra en la figura 2-16 b, en donde se observa una situación ideal en que la estructura principal se encuentra atravesando la frente.

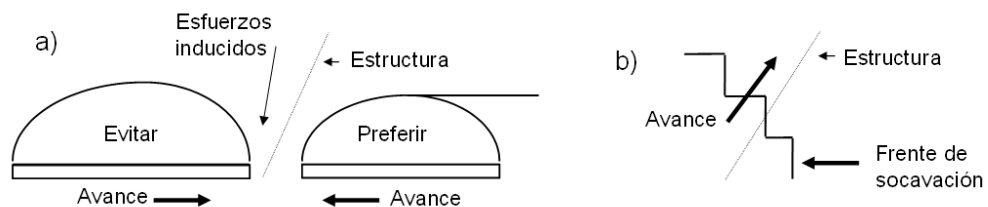


Figura 2-16: Frente de hundimiento con respecto a estructuras mayores (modificado de Laubscher, 2000)

- **La existencia de áreas hundidas adyacentes a la zona a ser socavada.** La existencia de áreas hundidas previamente puede aprovecharse incorporando nueva área desde el borde del sector explotado, hacia el exterior. Incorporar nueva área desde un sector virgen hacia sectores hundidos implicará tener que operar en zonas sometidas a altas concentraciones de esfuerzos. La figura 2-17 ilustra el concepto anterior.

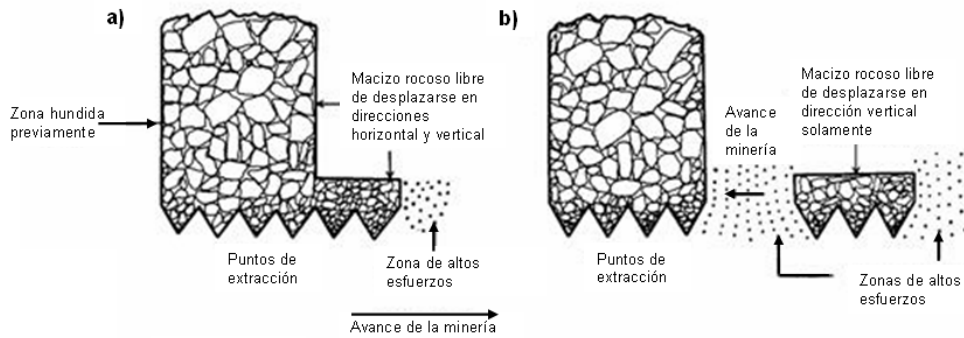


Figura 2-17: Avance recomendado (a) al interactuar con un sector hundido (modificado de Brown, 2007).

En general, decidir cuál será el punto de iniciación y la estrategia de avance de la frente de hundimiento son decisiones que están complementemente ligadas. Los tres escenarios típicos en este aspecto se describen a continuación:

- Comienzo desde el **centro del cuerpo mineralizado**, y avance en **forma de diamante**. En este caso, cada una de las caras del diamante corresponde a una frente de avance independiente. La figura 2-18, que corresponde al caso de la mina Palabora, ejemplifica lo anterior.

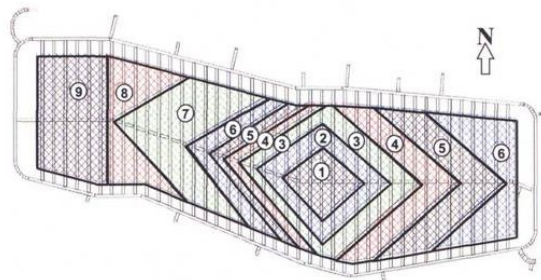


Figura 2-18: Geometría tipo diamante, secuencia de socavación propuesta para Palabora (Calder et al, 2000)

- Comienzo desde un **extremo del cuerpo**, y avance con en **forma de V**, mediante dos frentes planas independientes, tal como se muestra en la Figura 2-19 b.

- c) Comienzo desde un extremo del cuerpo, y avance a través de **una sola frente de socavación**, lo que puede apreciarse en la Figura 2-19 c.

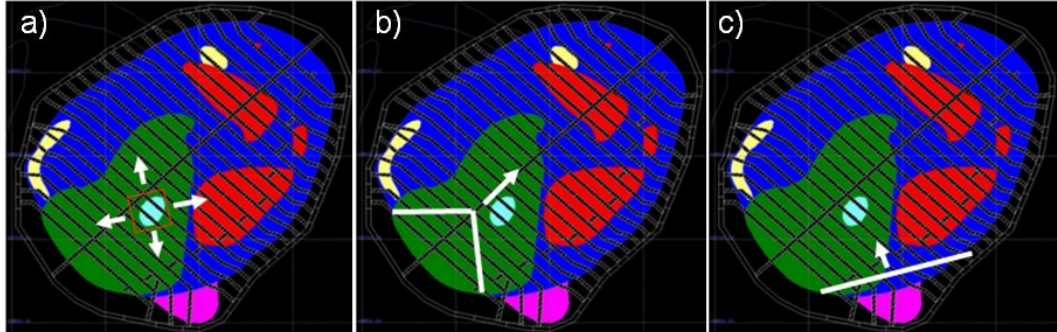


Figura 2-19: Tipos de frentes de avance en minería por panel caving (Undercutting Workshop, 2008)

2.4 Tasa de socavación

Este parámetro indica la cantidad de área socavada por período (mes o año, en general), variando en un rango entre 500 y 5000 m²/mes, alcanzando valores medios del orden de 2100 m²/mes (Flores y Karzulovic, 2002). La tasa de socavación alcanzada es un compromiso entre una serie de factores, entre los que destacan (Brown, 2007):

- Requerimientos productivos, que exigirán aumentar la velocidad de socavación.
- No superar la velocidad a la que se incorporan las bateas.
- Evitar la compactación del mineral, si las tasas son excesivamente lentas.
- Controlar adecuadamente la sismicidad inducida, y el daño inducido en los niveles de hundimiento y producción. Lo anterior tenderá a hacer más lento el proceso de incorporación de área.

2.5 Conclusiones del capítulo

Luego de haber realizado una revisión crítica sobre el estado del arte de la socavación para minería por hundimiento, se puede concluir lo siguiente:

- Al igual que muchos otros aspectos en minería, la socavación es un tema fuertemente empírico y operacional, en el que no existe una base teórica absolutamente consistente que respalde de manera rotunda los diseños y técnicas utilizadas.
- La gama de publicaciones sobre la socavación es más bien limitada, y de origen reciente. Destacan algunos compendios sobre el tema realizados por autores específicos (Butcher, 2000; Laubscher, 2000; Brown, 2007), y una serie de publicaciones técnicas incluidas en congresos de minería, que básicamente describen prácticas operacionales de hundimiento en distintas faenas. Una de los trabajos que más profundamente aborda el tema es el publicado por Wattimena (2003). Este trabajo será descrito en profundidad en el capítulo cuatro.
- En general, el conocimiento acumulado a la fecha es insuficiente como para establecer guías de diseño completamente consensuadas, en el sentido de definir la secuencia y técnica de socavación que debiera ser utilizada ante un macizo rocoso dado, sometido a un cierto nivel de esfuerzos.
- En la actualidad, se ha tornado habitual en la industria minera optar por emplear el hundimiento avanzado como secuencia de hundimiento, principalmente debido a que induce menores niveles de daño en las labores del nivel de producción sin sacrificar completamente la componente operativa.
- Por todo lo anteriormente expuesto, se concluye que la revisión del estado del arte justifica ampliamente la realización del trabajo, debido a que se hace necesario dar un pequeño paso en la acumulación de conocimiento teórico en esta problemática, tan importante en el éxito de minas explotadas por hundimiento.

CAPÍTULO 3

Diseños de socavación utilizados en la actualidad

Los diseños actuales de socavación son el resultado de un proceso continuo de acumulación de experiencia y conocimiento operacional. En este capítulo, se muestran algunos de los diseños practicados en la actualidad en varias de las minas más importantes en lo que a minería por hundimiento se refiere. En la parte final, se seleccionan las estrategias y técnicas con mayor potencial de aplicación y/o éxito operacional para la etapa posterior de evaluación geotécnica comparativa.

3.1 Diseños actuales

3.1.1 El Teniente

3.1.1.1 Esmeralda

El sector Esmeralda de El Teniente, comenzó a ser explotado mediante panel caving con socavación previa en 1996. El corte basal ha sido desde los comienzos un corte bajo o plano, a una altura idéntica a la de la galería, pero el layout en el nivel de hundimiento ha sido sistemáticamente cambiado como una manera de aumentar la seguridad para el personal y la eficiencia de la tronadura de socavación. Ordenados cronológicamente, los diseños que se han implementado son (Gaete et al, 2005; Rubio y Bahamondes, 2008):

- 1) Perforación a medio pilar (tipo "John Wayne")
- 2) Perforación a pilar completo
- 3) Frontón y tiros radiales
- 4) Conexiones y tiros paralelos (tipo Room and Pillar)

Los diagramas de perforación de estos diseños se muestran a continuación:

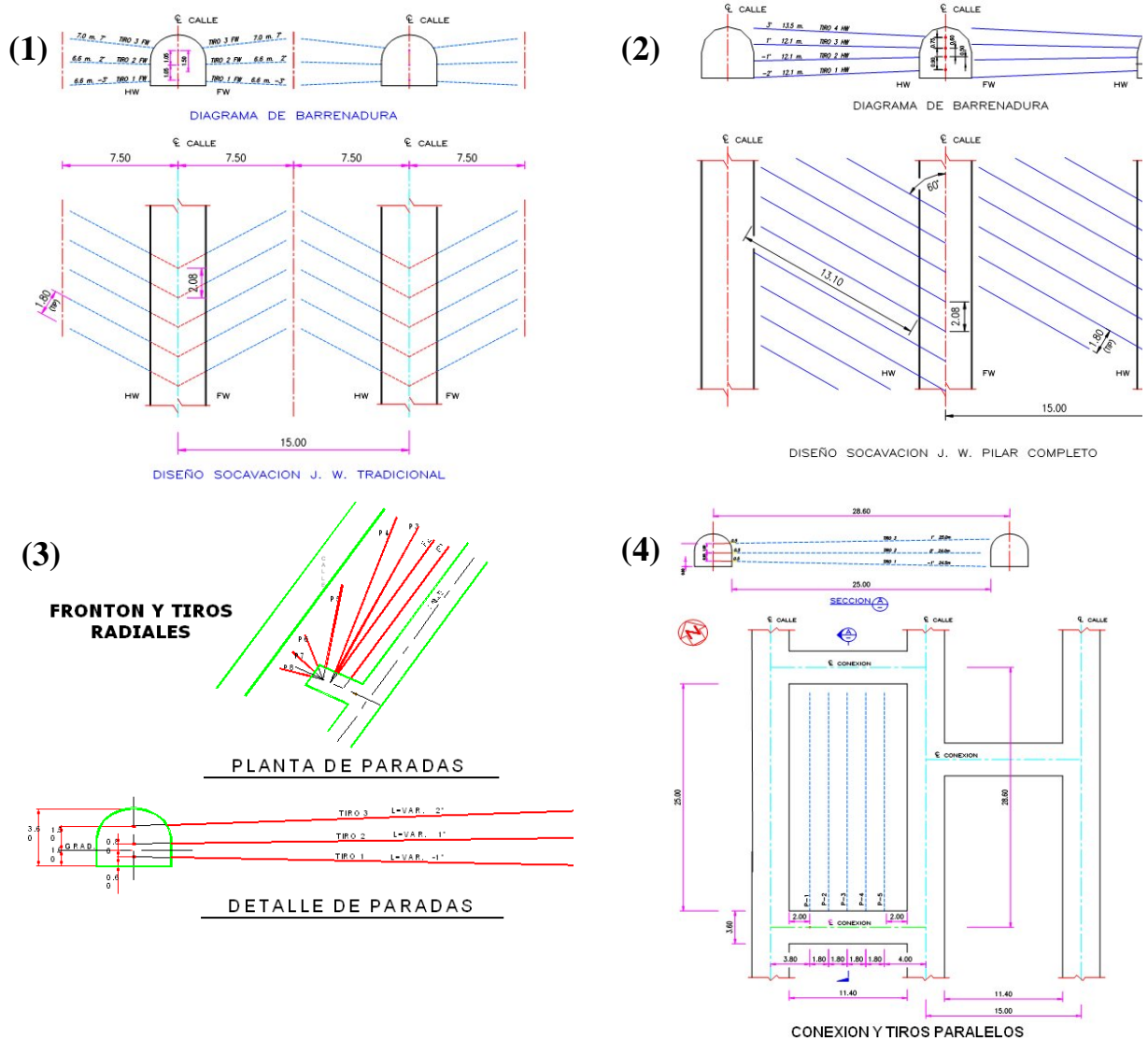


Figura 3-1: Diseños utilizados para socavación plana en la mina Esmeralda (Gaete et al, 2005)

Se destaca que en los cortes a medio pilar y pilar completo, la perforación tiene una ligera inclinación hacia la frente, de modo de facilitar la extracción de marinas en el nivel de hundimiento. La geometría asociada a cada diseño, que ha sido idéntica, se desglosa en la tabla 3-1:

Tabla 3-1: Geometría utilizada en todos los tipos de corte mina Esmeralda.

Sección galería de hundimiento	3.6 x 3.6	m x m
Distancia entra calles de hundimiento	15	m
Ancho nominal pilar entre calles de hundimiento	11.4	m
Altura de socavación	3.6	m

Después de una entrada en producción auspiciosa, a comienzos de la presente década ocurrieron sucesivamente una serie de eventos de colapsos, siendo las más posibles causas la socavación, realizada de manera incompleta; el tiraje y la condición geológica (Villegas et al., 2003). En la actualidad, una serie de aspectos operacionales se encuentran en profundo análisis: en cuanto al método de explotación, se está implementando la variante socavación avanzada como una medida de resolver problemas logísticos y operacionales propios del hundimiento previo, principalmente en cuanto a la preparación minera (Araneda y Sougarret, 2008); y por otro lado, la geometría plana de socavación, a una altura igual a la altura de galería, no pareciera ser la mejor opción según se puede deducir de estudios desarrollados a nivel de ingeniería conceptual para nuevos proyectos en la división, en particular para el Nuevo Nivel Mina (Rubio y Bahamondes, 2008), principalmente debido a la pérdida de perforación horizontal por perpendicularidad con respecto al esfuerzo principal mayor inducido sobre el pilar, el cual se orienta de manera subvertical.

3.1.1.2 4 Sur

Este sector comenzó su explotación en 1982, y es uno de los sectores más antiguos en operación dentro de la división El Teniente. El método de explotación desde un comienzo ha sido el panel caving mediante hundimiento convencional, practicando un corte basal del tipo abanico con alturas de socavación variables entre 3.6 y 16 metros. Un esquema tradicional de tronadura de socavación para una altura de 13.6 se muestra en el capítulo 2, figura 2-11.

3.1.1.3 Reservas Norte

Si bien en este sector se han aplicado diferentes métodos de explotación, en la actualidad se encuentra siendo explotado mediante panel caving con hundimiento avanzado, utilizando un corte plano con alturas de socavación entre 3 y 3.6 metros. Al igual que en el caso de Esmeralda, se han probado diferentes diagramas de perforación para realizar el corte basal, destacando las técnicas de tronadura a medio pilar y mediante conexiones entre calles de hundimiento. Un esquema típico utilizado se muestra a continuación:

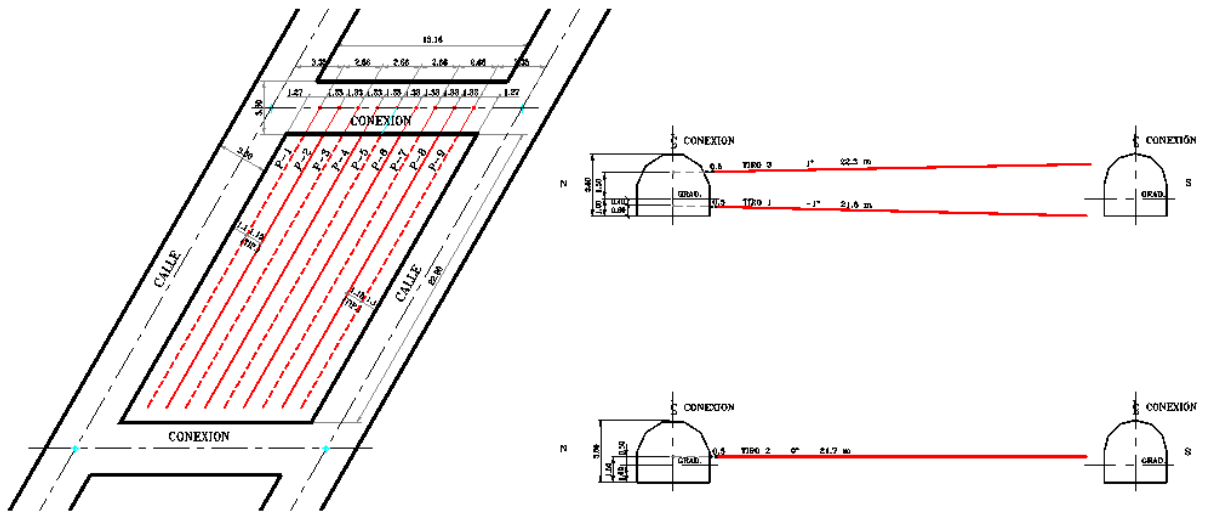


Figura 3-2: Corte plano mediante conexiones y tiros paralelos en Reservas Norte (Undercutting Workshop, 2008)

3.1.1.4 Diablo Regimiento

Este sector es explotado mediante panel caving con hundimiento avanzado, utilizando un corte plano con una altura de socavación de 2.6 metros. Para el corte, se emplea la técnica de conexiones y tiros paralelos, según se muestra en la siguiente figura:

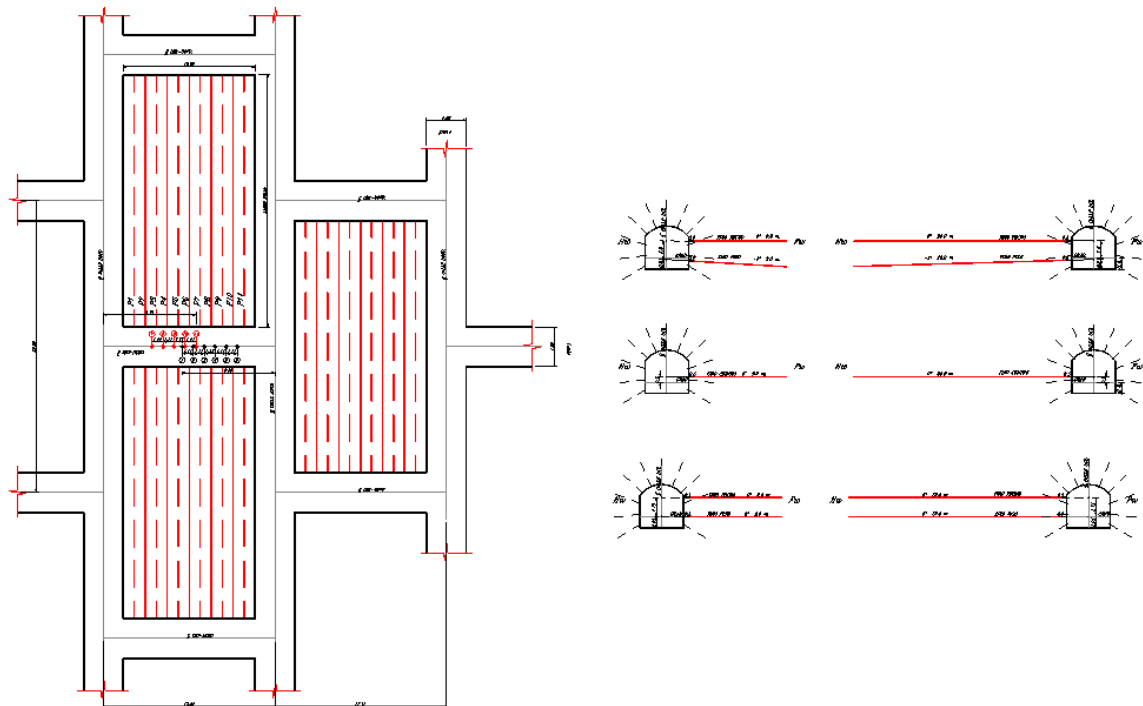


Figura 3-3: Corte plano mediante conexiones y tiros paralelos, Diablo Regimiento (Undercutting workshop, 2008)

3.1.2 Andina

En la división Andina de Codelco, las prácticas de socavación se remiten a un hundimiento convencional mediante un corte alto tipo abanico. Típicamente, los diseños contemplan una altura de socavación de 10 metros, tal como se muestra en la siguiente figura:

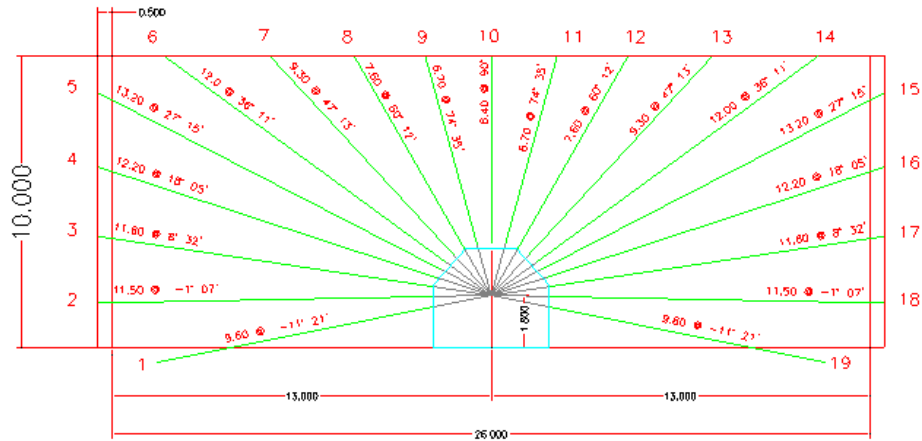


Figura 3-4: Diagrama típico de socavación panel caving convencional en Andina (Undercutting workshop, 2008)

3.1.3 Henderson

Históricamente, todos los sectores en esta mina han sido socavados de manera convencional. En la actualidad, se encuentran explotando su tercer nivel, mediante panel caving. La calidad de la roca es variable, con un RMR comprendido entre 27 y 60, y con una resistencia no confinada de la roca intacta entre 100 y 275 (Callahan et al., 2008). La técnica de socavación empleada tiene varias particularidades dignas de ser mencionadas, y que permiten implementar un hundimiento convencional a altas profundidades en un ambiente de alta variabilidad geológica:

- Gran parte de la batea se perfora desde el nivel de hundimiento, tal como se muestra en la figura 3-5. Solo la zona inferior de ésta se excava mediante un corte tipo V.
- El tiempo transcurrido entre la apertura de una batea y la socavación en hundimiento, es breve, por lo que se puede hablar de un proceso continuo. Esto permite reducir los tiempos en que los esfuerzos inducidos solicitan los pilares en ambos niveles.

- El proceso de monitoreo es fundamental, en particular para verificar el éxito de la tronadura de apertura de bateas y de socavación.

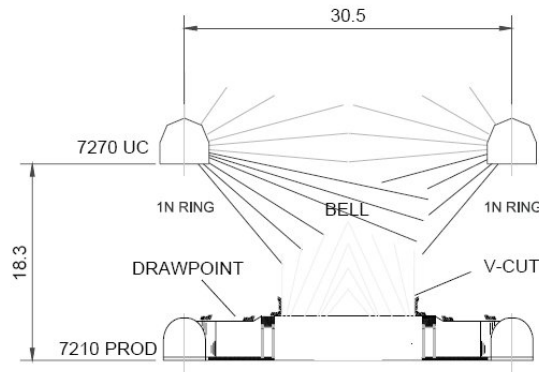


Figura 3-5: Diagrama actual de perforación de socavación y de apertura de bateas, mina Henderson.

Henderson se ha destacado siempre por la innovación en sus diseños y estrategias, incluso en la actualidad se encuentran evaluando la posibilidad de desarrollar completas las operaciones de socavación y apertura de bateas desde el nivel de producción, lo que de ser exitoso, les permitiría eliminar el nivel de hundimiento.

3.1.4 Northparkes

3.1.4.1 E26 Lift 1

Northparkes lift 1 comenzó su explotación a mediados de la década de 1990, y se trató de una operación por block caving, en que se practicó un corte con altura total de socavación de 42 metros, mediante un hundimiento por dos niveles, tal como se muestra en la siguiente figura:

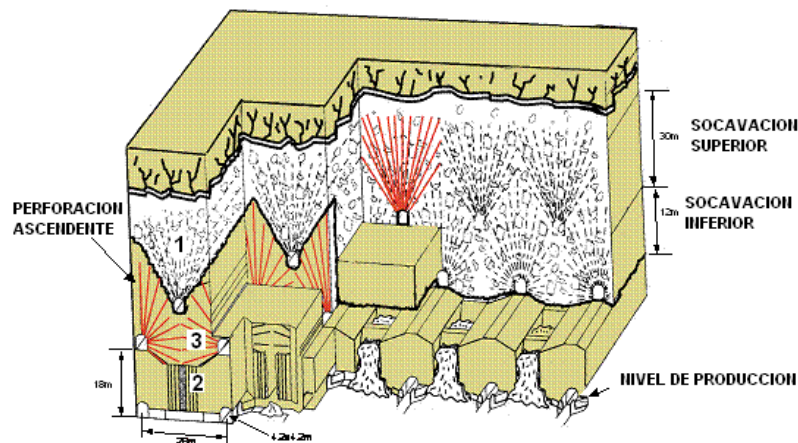


Figura 3-6: Socavación mediante dos niveles, Northparkes lift 1 (modificada de Brown, 2007)

La secuencia de disparo consistió en tronar primero el nivel superior de hundimiento, a una altura máxima de 30 metros; posteriormente, se abría la batea y por último, se socavaba el nivel inferior 12 metros más debajo que el nivel superior. Claramente, este método requería el doble de desarrollos en el nivel hundimiento, y los costos en perforación y tronadura aumentaron, sin embargo, la continuidad y el ritmo de extracción de material al comienzo de la apertura de bateas, dada la gran altura de roca quebrada producto de la tronadura, hizo que el método fuera altamente productivo y eficiente (Duffield, 2000).

3.1.4.2 E26 Lift 2

El segundo nivel en explotación del complejo minero E26 en Northparkes corresponde al lift 2, que se ubicó 350 metros por debajo del primer nivel. Se trató de una de las primeras operaciones por hundimiento de bloques en que se propuso a nivel de etapa de factibilidad practicar un hundimiento avanzado mediante corte inclinado (Duffield, 2000), después de la entrada en producción de Palabora (Calder et al., 2000), tal como se muestra en la figura 3-7. Se trata de una mina cuya área basal es $200 \times 160 \text{ m}^2$, y donde la socavación completa del bloque se llevó a cabo en un período de 11 meses. El corte inclinado se consideró exitoso, debido al rápido avance alcanzado y a que fue posible mediante esta técnica verificar que no quedaran pilares remanentes en el nivel de hundimiento posterior al proceso de tronadura (Ross, 2008). Una completa descripción de la manera en que se llevó a la práctica la socavación propuesta en las etapas previas de ingeniería es mostrada por Silveira (2004), destacando los cambios que experimentó el diseño inicial en busca de mejores resultados.

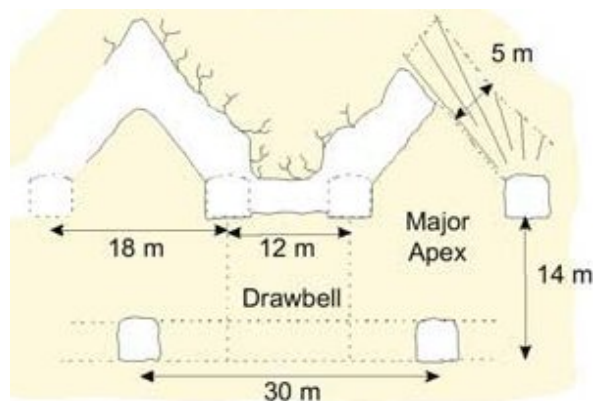


Figura 3-7: Socavación avanzada con corte angosto inclinado, Northparkes lift 2 (Rubio y Bahamondes, 2008)

Un aspecto operacional importante se manifiesta en la geometría local del frente de socavación. En este caso, se recomienda que el desfase no sea mayor a dos paradas de corte plano sobre la batea, o bien 4.2 metros.

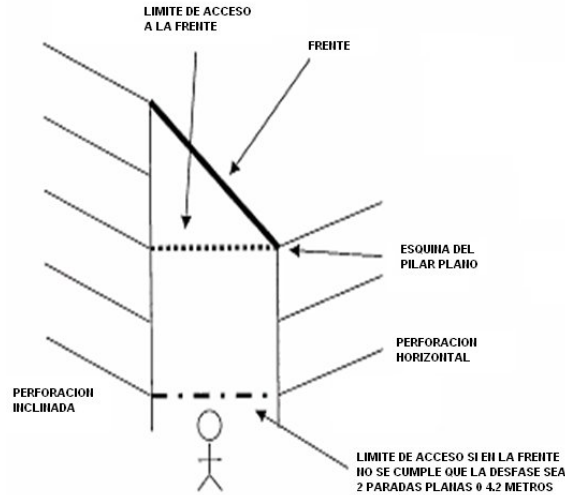


Figura 3-8: Desfase recomendado en la frente de socavación, Northparkes lift 2 (Undercutting Workshop, 2008)

3.1.4.3 E 48

Este es el nuevo sector de Northparkes, y corresponde a un cuerpo independiente de los dos anteriores. En este caso, se ha propuesto explotar el yacimiento mediante un hundimiento convencional, mediante el siguiente diseño:

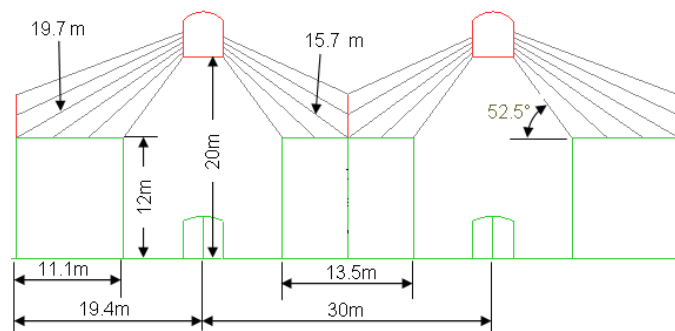


Figura 3-9: Socavación convencional propuesta para Northparkes E48 (Undercutting Workshop, 2008)

Las razones por las que pretenden modificar su diseño de socavación, pese a haber alcanzado resultados exitosos en el lift 2 mediante corte avanzado inclinado, son netamente operativas (Undercutting Workshop, 2008):

- Mediante hundimiento convencional, la etapa de socavación puede ser realizada de manera más simple y rápida.
- Está la posibilidad de confirmar la tronadura de la batea.
- Ofrece menores tiempos desarrollo y de entrada en producción.

3.1.5 Freeport - DOZ

Esta mina, explotada mediante block caving mecanizado, ha mostrado un interesante proceso de evolución en sus políticas de socavación, tendiendo, al igual que el resto de las grandes minas explotadas por hundimiento en la actualidad, a modificar sus diseños desde un método de socavación convencional hacia una estrategia de socavación avanzada, en particular implementando un corte alto mediante hundimiento frontal, tal como se muestra en la siguiente figura:

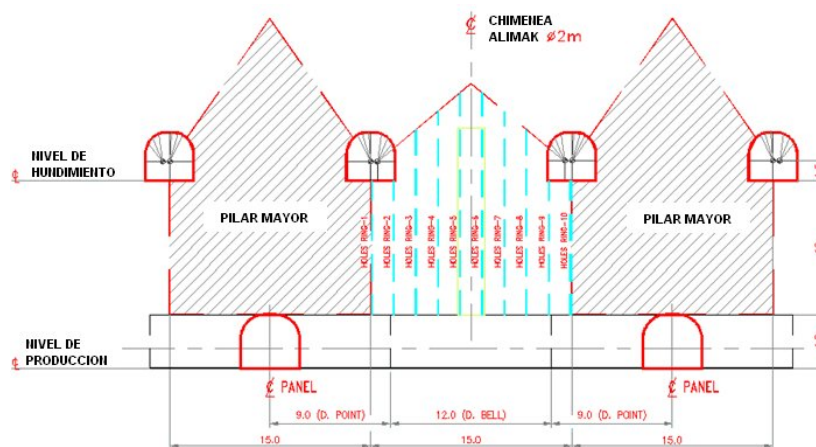


Figura 3-10: Hundimiento avanzado mediante corte frontal, Freeport (Undercutting Workshop, 2008)

Algunas guías de diseño consideradas en Freeport son:

- Desfase máximo entre paradas de hundimiento de 22 metros.
- Tronadura de al menos 2 paradas por calle de hundimiento por mes.
- Construcción completa en el nivel de producción al menos 60 metros por delante de la frente de socavación.
- Pre-carguío de explosivos en la frente, lo que minimiza la exposición al riesgo del personal en las cercanías a zonas hundidas.

Entre las desventajas del método de corte frontal, se destaca la mayor cantidad de perforación que es necesario realizar en comparación con las técnicas de corte inclinado angosto o corte horizontal angosto.

3.1.6 Palabora

Palabora, explotada mediante el método de panel caving con hundimiento avanzado, es la primera mina en el mundo que utilizó corte inclinado angosto en sus diseños de socavación. Este diseño, mostrado en la figura 3-11, se escogió por sobre el corte plano practicado en Esmeralda, principalmente debido a la minimización de esfuerzos inducidos, aspecto crítico si se considera la profundidad de 1200 metros de algunos sectores de la mina.

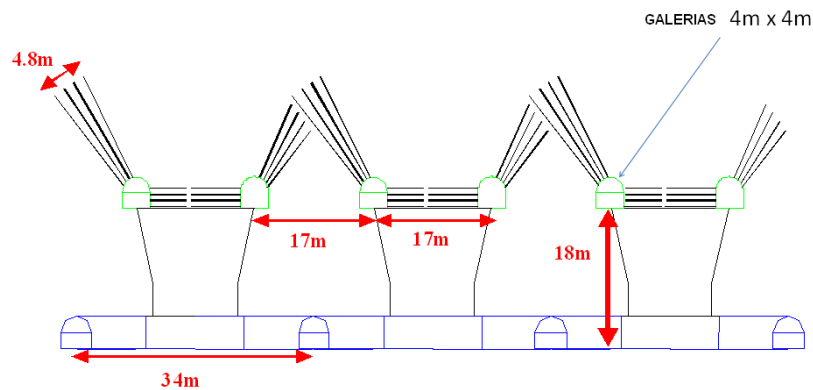


Figura 3-11: Hundimiento avanzado con corte inclinado, Palabora (undercutting workshop, 2008)

Un aspecto destacado son las altas tasas de socavación alcanzadas, superiores a 4200 m²/mes, en un ambiente de roca competente. La geometría inicial escogida para las frentes de hundimiento fue la forma de diamante (ver figura 2-18), lo que trajo severos problemas logísticos, dada la complejidad asociada al avance en cuatro frentes de manera simultánea. Otro tema importante en el manejo de la socavación, ha sido el control sobre los desfases entre paradas. Por diseño, se recomiendan desfases entre 10 y 20 metros, entre calles, y de 2 o 3 paradas, en la calle de hundimiento, tal como se aprecia en la figura 3-12:

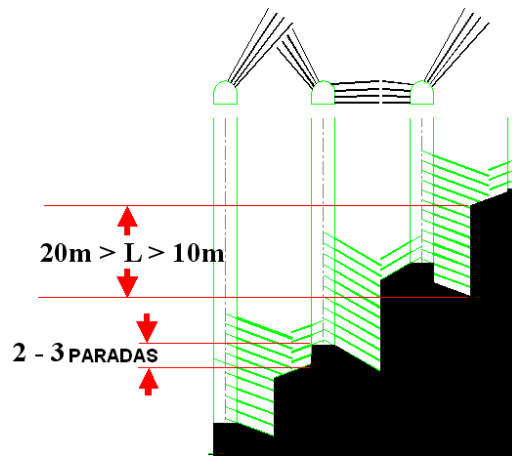


Figura 3-12: Desfase recomendado en la frente de socavación, Palabora (undercutting workshop, 2008)

3.1.7 Premier Diamond

En la actualidad, se está llevando a cabo un panel caving mediante hundimiento avanzado, aplicando una técnica de corte frontal, tal como se muestra a continuación:

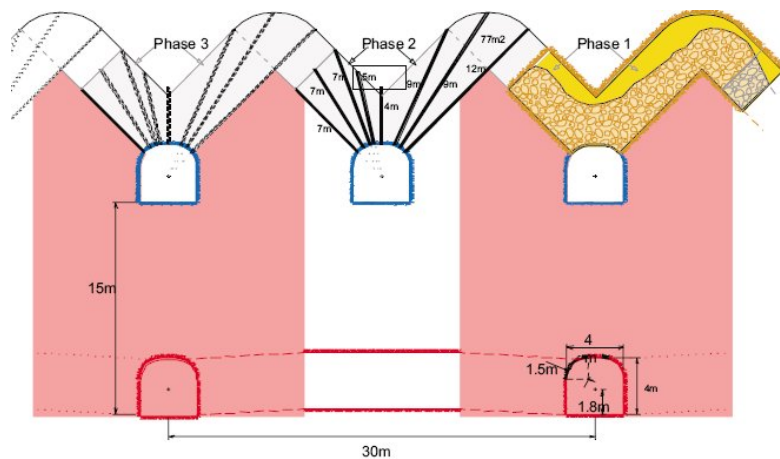


Figura 3-13: Geometría Corte frontal avanzado, Premier Diamond (Bartlett and Croll, 2000)

Es un diseño atípico en que el corte basal tiene forma de dientes de serrucho, con calles de hundimiento separadas a 15 metros y cruzados de producción espaciados a 30 metros. La distancia vertical entre niveles empleada resulta ser de 15 metros.

3.2 Resumen diseños

Dado el estudio anterior, se construyeron tablas resumen que sintetizan los aspectos más importantes relativos a cada caso:

Tabla 3-2: Aspectos generales casos estudiados

Mina	Malla Extracción	Profundidad nivel de hundimiento [m]	Altura de columna [m]	Método de explotación	Secuencia Hundimiento	Referencia
Esmeralda	Teniente 15x17.32	600	164	Panel caving	Hundimiento previo/avanzado	Rojas et al., 2000; Undercutting workshop, 2008
4 Sur	Teniente 15x15	450	250	Panel caving	Hundimiento convencional	Undercutting Workshop, 2008
Diablo Regimiento	Teniente 17x20	600	240	Panel caving	Hundimiento avanzado	Undercutting Workshop, 2008
Reservas Norte	Teniente 15x15	700	234	Panel caving	Hundimiento avanzado	Undercutting Workshop, 2008
Panel III Andina	Teniente 13x15 - 13x17	450	290	Panel caving	Hundimiento convencional	Undercutting Workshop, 2008
Henderson	Teniente 15.24x20.57?	1300?	280	Panel caving	Hundimiento convencional	Undercutting workshop, 2008; Callahan et al., 2008
Northparkes lift 1	Herringbone	-	350	Block caving	Hundimiento avanzado	Undercutting Workshop, 2008; Duffield, 2000
Northparkes lift 2	Herringbone	-	350	Block caving	Hundimiento avanzado	Undercutting Workshop, 2008; Ross, 2008
Northparkes E48	Herringbone	-	350	Block caving	Hundimiento convencional	Duffield, 2000; Undercutting Workshop, 2008
DOZ	Herringbone	1200	350	Panel caving	Hundimiento avanzado	Undercutting Workshop, 2008
Palabora	Herringbone	1200	450	Panel caving	Hundimiento avanzado	Calder et al., 2000; Undercutting workshop, 2008
Premier Diamond	-	-	-	Panel caving	Hundimiento avanzado	Barlett, 2000; Rubio y Bahamondes, 2008

Tabla 3-3: Aspectos geométricos casos estudiados

Mina	Distancia Niveles Socavación - hundimiento [m]	Altura máxima crown pillar [m]	Distancia entre calles de hundimiento [m]	Distancia entre calles de producción [m]	Referencia
Esmeralda	16	16	15	30	Rojas et al., 2000; Gaete et al, 2005; Undercutting workshop, 2008
4 Sur	16	16	30	30	Undercutting Workshop, 2008
Diablo Regimiento	18	18	17	34	Undercutting Workshop, 2008
Reservas Norte	16	16	15	30	Undercutting Workshop, 2008
Panel III Andina	15.6	15.6	26	26	Undercutting Workshop, 2008
Henderson	17	17	30.5	30.5	Undercutting workshop, 2008; Callahan et al., 2008
Northparkes lift 1	18	18	28	28	Undercutting Workshop, 2008; Duffield, 2000
Northparkes lift 2	14	24	16.5	30	Undercutting Workshop, 2008; Ross, 2008
Northparkes E48	20	20	30	30	Duffield, 2000; Undercutting Workshop, 2008
DOZ	14	22	15	30	Undercutting Workshop, 2008
Palabora	18	28	17	34	Calder et al., 2000; Undercutting workshop, 2008
Premier Diamond	15	15	15	30	Barlett, 2000; Rubio y Bahamondes, 2008

Tabla 3-4: Aspectos relativos a la socavación observados en los casos estudiados

Mina	Tasa de socavación [m²/mes]	Altura de socavación [m]	Retraso máximo de diseño en la frente [m o número de paradas]	Tipo de corte	Observación	Referencia
Esmeralda	3000	3.6	-	Horizontal angosto	Layouts utilizados: tronadura a pilar completo, a medio pilar, frontones y actualmente, mediante conexiones y tiros paralelos (Room and Pillar).	Rojas et al., 2000; Gaete et al, 2005; Undercutting Workshop, 2008
4 Sur	-	10.6	-	Alto	Se perfora mediante abanicos	Undercutting Workshop, 2008
Diablo Regimiento	-	2.6	-	Horizontal angosto	Socavación horizontal mediante conexiones y tiros paralelos con tiros largos de hasta 30 m.	Undercutting Workshop, 2008
Reservas Norte	-	3.6	-	Horizontal angosto	Socavación angosta a pilar completo, a medio pilar, Room and Pillar.	Undercutting Workshop, 2008
Panel III Andina	2000-2500	10	10 paradas	Alto	Se perfora mediante abanicos sub-ascendentes	Undercutting Workshop, 2008
Henderson	-	18.3	-	Alto	1) Hundimiento convencional a gran profundidad. 2) Excava gran parte de la batea desde el UCL. Evita la construcción de chimenea slot en la preparación de ésta. 3) Intenciones de eliminar nivel de hundimiento.	Undercutting workshop, 2008; Callahan et al., 2008
Northparkes lift 1	-	42	2 paradas	Alto	Socavación mediante 2 niveles de hundimiento. Secuencia de socavación: Tronadura nivel superior, apertura de bateas y tronadura de nivel inferior.	Undercutting Workshop, 2008; Duffield, 2000
Northparkes lift 2	3000	4	2 paradas	Angosto inclinado	-	Silveira, 2004; Undercutting Workshop, 2008; Ross, 2008
Northparkes E48	-	4	2 paradas	Bajo	Se proyecta socavación convencional, debido al menor costo de preparación y a la mayor rapidez de desarrollo (asumiendo que el abutment stress requerirá mayor gasto en rehabilitación)	Duffield, 2000; Undercutting Workshop, 2008
DOZ	2500	6.5	15	Alto	Se socava mediante hundimiento frontal. Corte en "V" invertida sobre el pilar mayor y sobre la batea, alcanzando menor altura	Undercutting Workshop, 2008
Palabora	4200	4	15	Angosto inclinado	Primera mina en utilizar socavación tipo crinkle cut. Corte en "V" invertida sobre el pilar mayor y sobre la batea corte horizontal.	Calder et al., 2000; Undercutting workshop, 2008
Premier Diamond	800	4	-	Alto	Se socava mediante hundimiento frontal. Corte en "V" invertida alcanzando la misma altura sobre el pilar mayor y sobre la batea, a diferencia de Freeport	Calder et al., 2000; Undercutting workshop, 2008

3.3 Selección de opciones para estudio comparativo

Después de haber realizado un análisis de los diseños que están siendo implementados en la actualidad en la minería por hundimiento a nivel mundial, las opciones escogidas para ser comparadas relativamente desde el punto de vista geotécnico, son:

- Hundimiento convencional, con corte alto
- Hundimiento avanzado con corte inclinado
- Hundimiento avanzado con corte plano

Estas estrategias fueron seleccionadas debido a que cuentan con una historia amplia de aplicación, especialmente el hundimiento convencional, que a juicio del autor, no debe ser descartado inmediatamente al ser comparado con hundimiento avanzado o previo. Para ilustrar lo anterior, se cita el ejemplo de la mina Henderson. Las otras dos opciones son las dos técnicas más utilizadas actualmente para realizar la misma secuencia de socavación, por lo que resulta interesante conocer más a fondo las virtudes y defectos que ofrecen ambos tipos de corte. No se incluyó en el estudio el método de hundimiento previo, debido al escaso éxito que ha logrado alcanzar, principalmente en la mina Esmeralda.

3.4 Conclusiones del capítulo

De la revisión de diseños y estrategias de socavación utilizados en la actualidad, destaca claramente la tendencia en proponer el hundimiento avanzado como método de explotación, principalmente debido a que es la opción que mejor combina la protección a las labores del nivel de producción con una adecuada productividad. Esto, en desmedro del hundimiento previo, técnica que ha demostrado severos problemas en la coordinación de las operaciones unitarias propias de este tipo de minería. Por otro lado, las maneras más comunes de generar el corte basal en hundimiento avanzado son: a través de un corte plano, técnica utilizada ampliamente en El Teniente; y por medio de un corte inclinado, método aplicado inicialmente en Palabora. Estas dos técnicas, además del hundimiento convencional, fueron las estrategias escogidas para el análisis geotécnico comparativo.

CAPÍTULO 4

Metodología de evaluación comparativa entre estrategias de socavación

Tal como se describió en el capítulo introducción, la evaluación comparativa solo será efectuada de manera relativa. En este contexto, es que se deben responder algunas preguntas tales como:

- ¿Qué es lo que se pretende comparar, y cuáles serán los parámetros geométricos / geotécnicos que serán analizados durante el estudio comparativo?
- ¿Existe alguna metodología estándar que pueda ser utilizada directamente con estos fines?
- ¿Será necesario desarrollar una etapa de modelación numérica?
- En caso de ser necesaria la construcción de modelos numéricos, ¿qué herramienta de modelamiento se utilizará, y cuál será la estrategia de modelación numérica?
- ¿Cuáles serán los indicadores geotécnicos utilizados en la comparación?

En el desarrollo de este capítulo cada una de estas preguntas será respondida.

4.1 Aspectos críticos a ser comparados

Según lo indicado anteriormente, los aspectos de máxima relevancia a observar sobre cada una de las estrategias de socavación consideradas en el análisis son la *concentración de esfuerzos* en torno a la frente de socavación, y la *estabilidad de los pilares* de los niveles de producción y hundimiento.

En particular, resulta fundamental estudiar el impacto que tienen sobre dichos aspectos, una serie de variables, tanto geotécnicas como características propias de cada método. De la revisión de diseños realizada, se concluye que el listado de variables críticas a incluir en la comparación debiera contemplar esencialmente:

1. Estado tensional In Situ
2. Secuencia de socavación
3. Geometría asociada a cada diseño, en particular:

- a) Geometría del corte basal vista en sección vertical
- b) Geometría del frente de hundimiento (ancho y curvatura)
- c) Altura de socavación
- d) Espaciamiento entre galerías de producción y hundimiento
- e) Diferencia de cota entre niveles de producción y hundimiento

Las variables que finalmente serán consideradas en la comparación relativa se definirán en la etapa de modelación a nivel de prueba, incluida en la sección 5.2.

4.2 *Metodologías de comparación en la literatura*

Se indagó en la literatura la existencia de metodologías que permitan estimar los aspectos críticos, mencionados en la sección 4.1, como una función de cada diseño. Por metodología, se hace referencia a curvas empíricas o gráficos provenientes de modelaciones computacionales, idealmente validados con información de terreno.

De la revisión, se dedujo la existencia de solo un modelo con un potencial interesante de aplicación en el trabajo: el modelo desarrollado por Wattimena (2003).

4.2.1 *Modelo de Ridho Wattimena*

Esta metodología fue desarrollada por Wattimena en su tesis doctoral (Trueman et al., 2002; Wattimena, 2003). Básicamente, se trata de un modelo híbrido, en el sentido de que combina la modelación numérica, para estimar esfuerzos inducidos, con herramientas empíricas para cuantificar el soporte en los niveles de producción y hundimiento, para minas explotadas mediante block caving.

Como resultado de su trabajo, una serie de curvas son propuestas para estimar los esfuerzos tangenciales máximos inducidos en las paredes y en el techo de las galerías de producción y hundimiento, para diferentes ambientes geotécnicos y secuencias de socavación. Estas curvas se construyeron a partir de modelos elásticos utilizando el software de diferencias finitas Flac3D. En una segunda etapa, la metodología permite dimensionar el nivel de soporte requerido, mediante el método de Barton aplicado a minería por hundimiento.

Los parámetros considerados por Wattimena como variables en su modelo son:

- Estado tensional In Situ
- Radio hidráulico para alcanzar la condición de hundibilidad
- Altura del volumen de roca quebrada hundida

Sin embargo, no fueron considerados los siguientes aspectos:

- **Altura de socavación:** se consideró idéntica 4 m en todos los casos.
- **Geometría de la socavación en perfil:** No se hace diferencia entre realizar una socavación angosta horizontal, angosta inclinada o un corte alto.
- **Geometría global frente de socavación:** no se estudió el efecto de la concavidad de la frente de socavación.
- **Geometría local frente de socavación:** No se considera el efecto de tener un desfase de material socavado entre calles de hundimiento.

En particular, dado que este método no considera el efecto del tipo de corte basal practicado sobre las distribuciones de esfuerzos, se descarta su aplicación, pues precisamente, este es uno de los objetivos de este estudio. Por lo demás, tampoco permite estimar los esfuerzos solicitantes medios en los pilares del nivel de producción y de hundimiento, aunque permite estimar los esfuerzos tangenciales sobre las galerías. Por lo tanto, se concluye que dado que no existe en la literatura técnica publicación alguna que permita establecer directamente comparaciones geotécnicas entre diferentes tipos de socavación, se hace estrictamente necesario la construcción y ejecución de modelos numéricos.

4.3 Etapa de modelación numérica

4.3.1 Justificación de la etapa de modelación

El principal argumento para justificar la inclusión de esta etapa durante el desarrollo del trabajo apunta a que no se reconocieron en la literatura herramientas de diseño, tales como curvas empíricas o gráficos provenientes de modelos computacionales, que permitan cuantificar el efecto de la geometría de socavación principalmente sobre los siguientes aspectos:

- La distribución de esfuerzos en torno al material socavado, examinando la extensión de la zona de concentración por delante de dicho material, vista en planta y en sección vertical.
- Los esfuerzos solicitantes en los pilares de los niveles de producción y hundimiento.

4.3.2 Elección de la herramienta de modelación numérica

Dentro del espectro de posibilidades de elección de paquetes geotécnicos para hacer modelación numérica, están en particular los programas en dos y tres dimensiones. Sin embargo, en este caso en particular, no es indiferente elegir una u otra opción, debido a que el problema es esencialmente geométrico, y la profunda diferencia entre las estrategias podría no entenderse del todo a partir de modelos bidimensionales. Es por esta razón que se opta por trabajar en modelos en tres dimensiones, y en particular, dada la experiencia del autor en el manejo de la herramienta, se selecciona Map3D, modelo basado en los elementos de borde. Una descripción completa del funcionamiento del software seleccionado se muestra en el Anexo A.

4.4 Índices de comparación

Dados los aspectos claves que serán observados en el desarrollo de la comparación relativa entre estrategias de socavación, se debe definir cuáles serán los indicadores geotécnicos que harán válida una comparación entre distintas técnicas.

4.4.1 Zona de Concentración de esfuerzos

4.4.1.1 Ejemplos en la literatura

En minería por hundimiento, resulta de máximo interés caracterizar la región denominada en la literatura técnica como “abutment stress”, es decir, la zona en la cual se produce una concentración de esfuerzos en las cercanías a la frente de socavación. Sin embargo, no se reconoce un modelo estándar para ello, más bien, solo se destacan algunas orientaciones propias de cada autor. Por ejemplo, para Karzulovic (1998), esta zona podría considerarse como “la región en que se producen concentraciones importantes de esfuerzos, los que eventualmente podrían inducir la ocurrencia de problemas de estabilidad en las labores ubicadas dentro de esta zona”. Por otro lado, el autor además menciona que algunos aspectos que pueden caracterizar a esta región son:

- Su extensión horizontal por delante del frente de socavación
- Su extensión horizontal hacia los costados del avance de la minería
- Su extensión vertical, por debajo del nivel de hundimiento
- La magnitud máxima de los esfuerzos que podrían presentarse

Un ejemplo de caracterización de esta región corresponde a la geometría de la zona de concentración de esfuerzos utilizada por el mismo autor en modelos de la mina Esmeralda de El Teniente (Karzulovic, 2005). En este caso, el indicador de abutment stress utilizado fue el esfuerzo principal mayor, σ_1 , y se consideró, debido a la experiencia del autor, que la zona de concentración de esfuerzos quedaba delimitada por la región donde la magnitud de este esfuerzo principal excedía los 55 MPa, tal como se aprecia en las siguientes figuras:

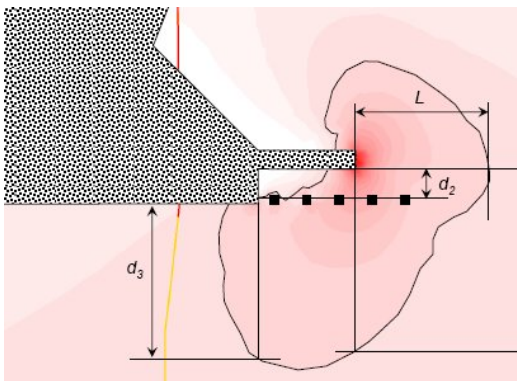


Figura 4-1: Geometría de abutment stress utilizada por Karzulovic (2006), vista en sección vertical

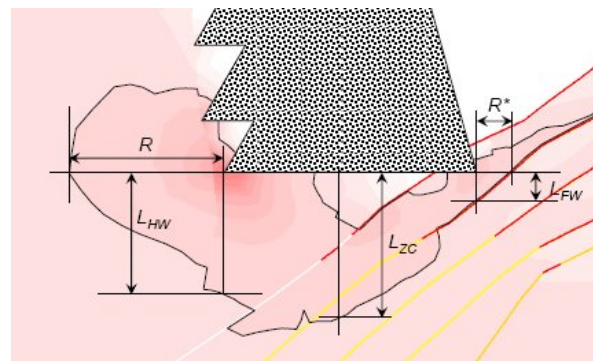


Figura 4-2: Geometría de abutment stress utilizada por Karzulovic (2006), vista en planta

A partir de modelos como los mencionadas anteriormente, es posible construir curvas de esfuerzos inducidos como una función de la distancia hacia la frente de socavación, tal como se muestran continuación:

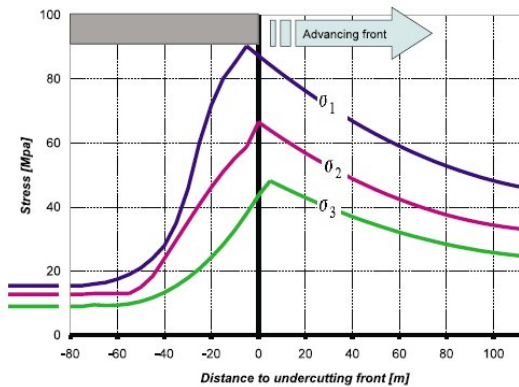


Figura 4-3: Esfuerzos principales medidos en la zona de abutment en la mina Esmeralda (Rojas et al., 2000)

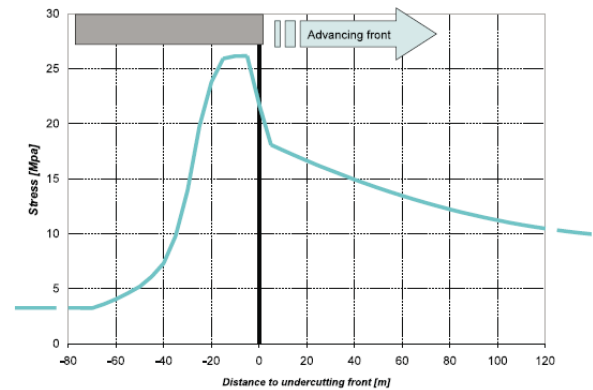


Figura 4-4: Máximo esfuerzo de corte medido en la zona de abutment stress, mina Esmeralda (Rojas et al., 2000)

4.4.1.2 Indicador seleccionado para zona de concentración de esfuerzos

Si bien se considera lo expuesto anteriormente, dada la naturaleza intrínsecamente comparativa del estudio se escoge el siguiente índice de comparación:

$$I_a = \frac{\sigma_{vi}}{\sigma_{vl}} = \frac{\text{Esfuerzo vertical inducido}}{\text{Esfuerzo vertical In Situ}}$$

Ecuación 4-1: Indicador escogido para el análisis de los esfuerzos inducidos

En donde I_a (Indicador de abutment) corresponde el esfuerzo vertical inducido por la socavación, medido en el nivel de hundimiento, normalizado por el esfuerzo vertical pre-minería. La elección de este indicador se basa fundamentalmente en los siguientes aspectos:

- Resulta simple de aplicar, y es independiente de los valores arrojados por los modelos numéricos, es decir, solo dará una idea de cuánto se concentrará el esfuerzo vertical in situ en cada situación.
- Permite establecer una comparación entre esfuerzos que están orientados idénticamente. Si se hubiese elegido como indicador el esfuerzo principal mayor normalizado por el esfuerzo vertical in situ, la comparación solo hubiese tenido sentido en cuanto a las magnitudes alcanzadas, pero no en la dirección de carga sobre el macizo. Esto, a pesar de que se reconoce que sobre un pilar, que es donde se pretende hacer la medición, el

esfuerzo principal mayor está orientado muy cercano a la vertical, pero con una ligera inclinación.

A partir del indicador escogido, se construirán curvas de esfuerzos inducidos normalizados versus distancias hasta la frente de socavación, para cada una de las variantes. Los esfuerzos serán medidos justo después de haber realizado la socavación en los pilares ubicados entre galerías de hundimiento, sobre una línea ubicada en el centro del pilar, a una altura igual a la mitad de la altura de galería, tal como se detalla en la siguiente figura:

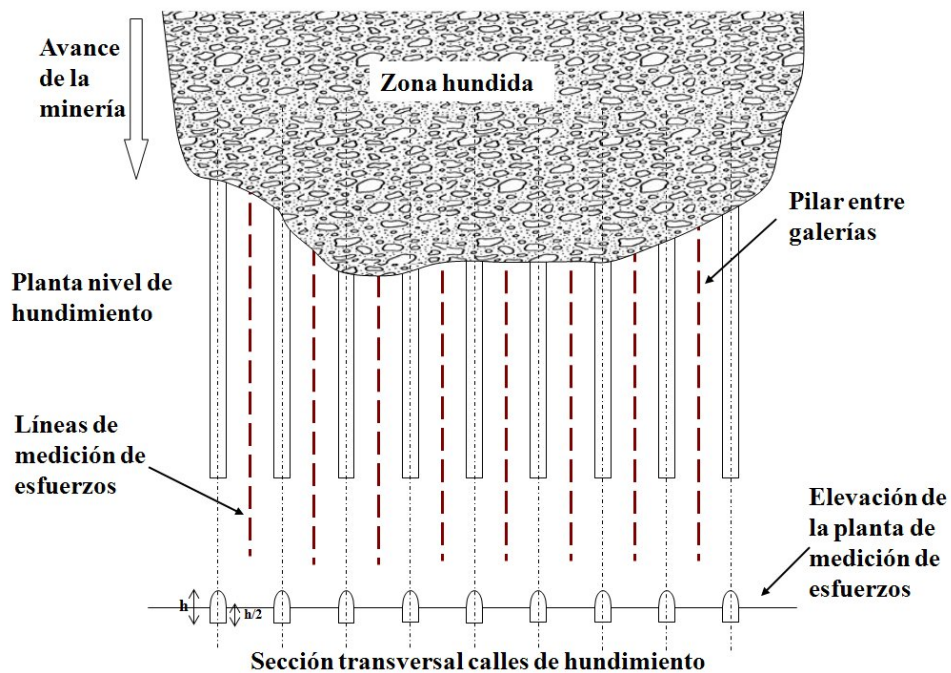


Figura 4-5: Esquema mostrando la ubicación de las mediciones de esfuerzos en el nivel de hundimiento

En particular, el análisis se enfocará en distancias llamadas operativas, es decir, las que representan mayor riesgo en la operación, en particular en los primeros veinte metros medidos desde la frente de hundimiento hacia delante.

4.4.2 Condición de los pilares

4.4.2.1 Aplicaciones en la literatura

Para evaluar la condición geotécnica de pilares mineros, en particular en minería por hundimiento, se reconocieron en la literatura tres métodos principales:

- 1) Método de área tributaria.
- 2) Método Teniente para cuantificar la servicialidad de los pilares del nivel de hundimiento (Vasquez et al., 2008), entendiendo la servicialidad como la capacidad operacional para perforar y tronar los pilares de modo de asegurar un corte basal completo.
- 3) Metodología de Karzulovic (2005), que en función de una serie de aspectos, tales como los esfuerzos inducidos, la curvatura local del frente y la presencia de estructuras geológicas, define si la condición del pilar es aceptable o no. Este método fue generado a partir de un retro análisis de pilares de hundimiento en el sector Esmeralda de El Teniente, y no ha sido validado con datos de otras minas.

Sin embargo, ninguno de estos métodos será implementado, debido a que tienen que ser asumidos una serie de supuestos que pueden desvirtuar el análisis: geometría del pilar, condición estructural o bien, factores de ajuste que no son genéricos, sino que más bien representan situaciones puntuales.

Por lo tanto, la propuesta de análisis de pilares se realizará directamente con los valores arrojados por los modelos numéricos, dado un criterio de falla seleccionado.

4.4.2.2 Indicador seleccionado para análisis de pilares

Dada la naturaleza relativa del estudio, basta con tomar un criterio simple para establecer la condición de los pilares relativa a cada tipo de socavación. Lo más sencillo, consiste en seleccionar un criterio de falla adecuado, y compararlo con los esfuerzos arrojados por el modelo numérico para calcular el factor de seguridad sobre cada punto con medición. Posteriormente, los valores puntuales de factor de seguridad pueden ser promediados para encontrar un valor medio en una cierta sección del pilar. El criterio de falla escogido corresponde en este caso al de Mohr-Coulomb, debido a su simpleza y a la menor cantidad de supuestos que se deben realizar respecto a las propiedades del macizo rocoso. Solo se debe asumir un ángulo de fricción y un valor para la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso.

El factor de seguridad que se propone para el análisis de la condición de los pilares tanto del nivel de producción como de hundimiento es el siguiente:

$$FS = \frac{UCS + \tan^2(45 + \phi/2) \cdot \sigma_3}{\sigma_1}$$

Ecuación 4-2: Indicador propuesto para el análisis de la condición de los pilares

En donde σ_1 y σ_3 son los valores arrojados por los modelos numéricos en todos los puntos con mediciones, UCS es la resistencia a la compresión no confinada del macizo a rocoso y ϕ es el ángulo de fricción del macizo. Un mejor entendimiento de la expresión propuesta se puede realizar de manera gráfica en la siguiente figura:

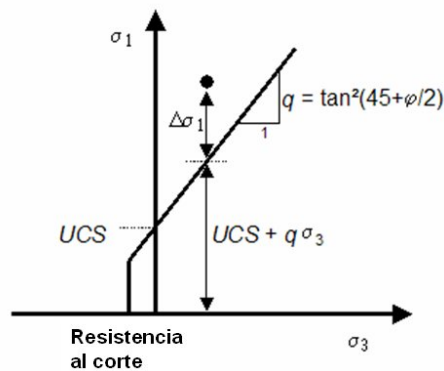


Figura 4-6: Sobreesfuerzo en el modelo numérico, relativo al criterio de falla de Mohr Coulomb

En esta figura, $\Delta\sigma_1$ representa el sobreesfuerzo presente en el modelo numérico, es decir, el exceso de carga que percibiría puntualmente el macizo rocoso. En términos simples, cuando el indicador FS sea superior a uno, se puede interpretar que el macizo aun puede seguir soportando cargas, mientras que cuando los valores sean menores a 1, la condición más probable es la de encontrarse con pilares con evidente daño.

Para el caso del nivel de hundimiento, el análisis apunta a estudiar la condición de los pilares justo después de realizar la socavación. La zona operativa a analizar comprende el área basal, a una altura igual a la mitad de la galería de hundimiento, entre la frente de socavación y los primeros diez metros de pilar por delante de la frente, tal como se muestra en la figura 4-7:

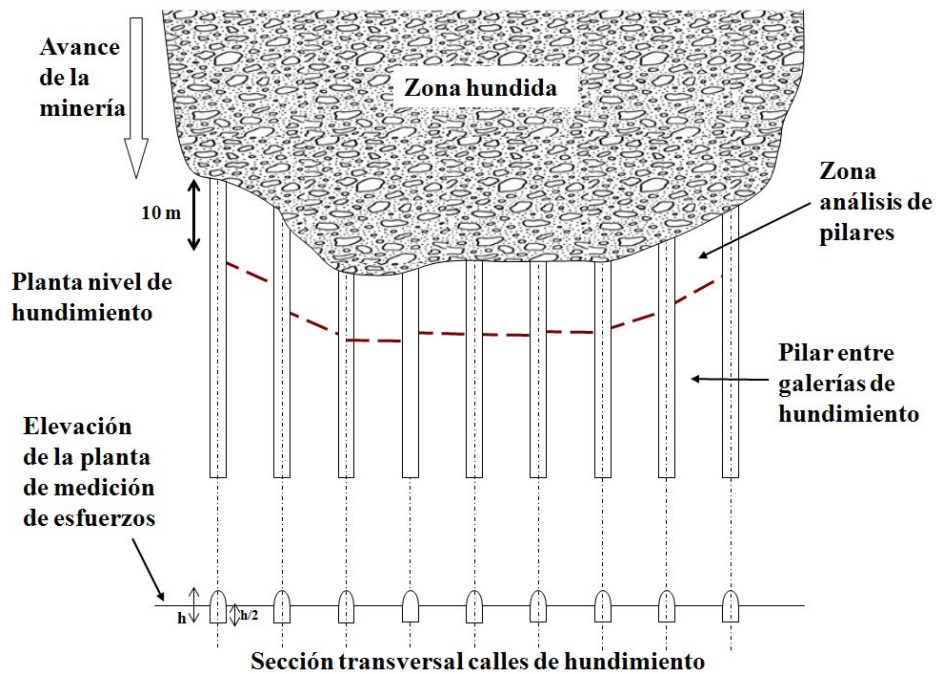


Figura 4-7: Ubicación de las zonas operativas de análisis de pilares en el nivel de hundimiento

Por otro lado, el análisis de los pilares en el nivel de producción se realizará justo después de incorporar las bateas, pues esa será la condición operativa en este nivel por toda la vida del punto de extracción. Debe hacerse la salvedad entre el caso convencional y el caso avanzado, debido a que en el primero, los pilares del nivel de producción se encuentran sometidos al paso del abutment stress, mientras que en la segunda situación, el efecto sombra producto de la socavación realizada previamente impedirá en parte el paso de los esfuerzos inducidos hacia el nivel de producción, por lo que resulta esperable tener una condición más benigna de los pilares en esta situación que en el caso convencional.

El siguiente esquema muestra la ubicación espacial de los pilares del nivel de producción que serán analizados comparativamente mediante el factor de seguridad escogido:

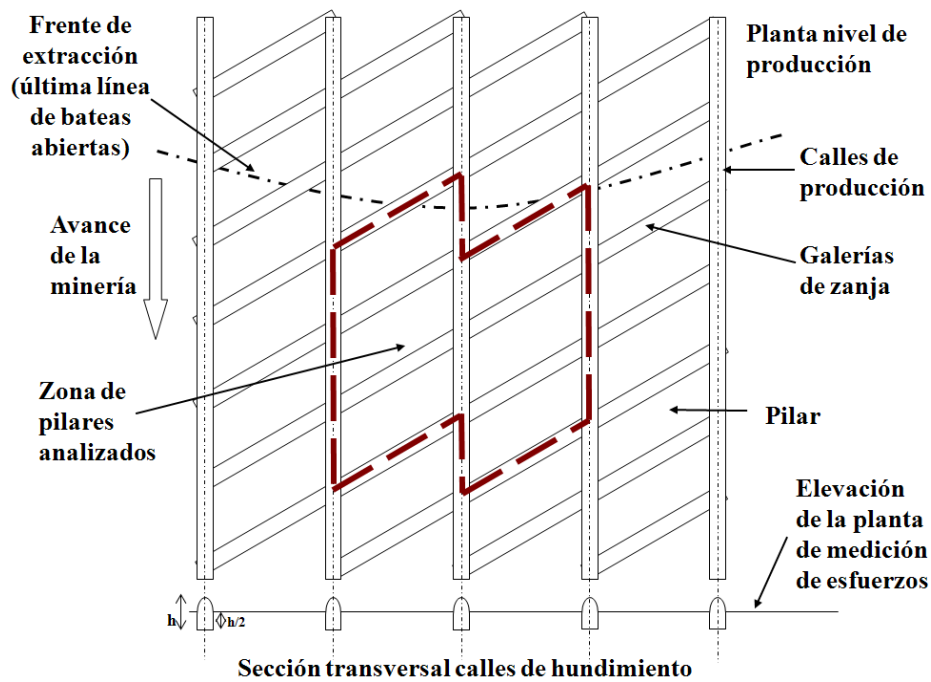


Figura 4-8: Ubicación de los pilares analizados en el nivel de producción

Estos pilares fueron seleccionados por encontrarse próximos o en la frente de extracción, que corresponde a la última línea de bateas abiertas o en producción. Se propone analizar las tres primeras corridas de pilares, es decir, hasta unos 50 metros por delante del frente de extracción.

A partir del indicador seleccionado, se estimará el factor de seguridad medio para los niveles de producción y hundimiento, dentro de los intervalos seleccionados para el análisis, para cada una de las estrategias, lo que permitirá establecer el análisis comparativo.

4.5 Conclusiones del capítulo

Las ideas principales que resumen este capítulo son las siguientes:

- Dados los objetivos del trabajo, las siguientes variables deben ser consideradas en la metodología comparativa:
 1. Estado tensional In Situ
 2. Secuencia de socavación

3. Geometría asociada a cada diseño, en particular:

- a) Geometría del corte basal vista en sección vertical
 - b) Geometría del corte visto en planta
 - c) Altura de socavación
 - d) Espaciamiento entre galerías de producción y hundimiento
 - e) Diferencia de cota entre niveles de producción y hundimiento
- Se concluye que a la fecha no existen publicaciones sobre metodologías estándar de comparación entre estrategias de socavación, que involucren el tipo de corte basal practicado. Por lo tanto, una etapa de modelación numérica debe necesariamente ser efectuada.
 - Se seleccionó la herramienta computacional Map3D, basado en el código numérico de los elementos de borde, para llevar a cabo la construcción de los modelos numéricos y el análisis geotécnico. Los motivos principales para elección fueron: la experiencia del autor en el uso del programa y la posibilidad de modelar un problema complejo en tres dimensiones de manera relativamente simple con tiempos de cálculo menores en comparación con otros paquetes comerciales.
 - La concentración de esfuerzos en el nivel de hundimiento será estudiada justo después de la socavación, es decir, con la losa socavada previamente y las labores de producción y hundimiento desarrolladas por delante del frente, para el caso avanzado; y solamente con las bateas abiertas en el nivel de producción en el caso convencional. El índice de comparación escogido es la razón entre el esfuerzo vertical inducido y el esfuerzo vertical in situ, medido longitudinalmente en el centro de los pilares del nivel de hundimiento:
 - La condición de los pilares en los niveles de socavación y hundimiento será estudiada mediante la aplicación de un factor de seguridad, sobre regiones identificadas como críticas dentro ambos niveles: los diez primeros metros desde la frente de socavación, para los pilares del nivel de hundimiento, y las tres primeras corridas de pilares en el nivel de producción, desde la frente de extracción. El criterio de falla escogido correspondió al de Mohr Coulomb.

CAPÍTULO 5

Modelación numérica mediante Map3D

El principal argumento para justificar la inclusión de una etapa de modelación numérica durante el desarrollo del trabajo ya fue mencionado en el capítulo anterior, y apunta principalmente a cuantificar el efecto de las diferentes secuencias y geometrías de corte basal sobre las distribuciones de esfuerzos en torno a las excavaciones.

En este capítulo, se describen los aspectos principales que deben ser considerados en la construcción de modelos numéricos usando Map3D, además de detallar las dos etapas de modelamiento desarrolladas en el transcurso del trabajo: una primera etapa de modelación a nivel de prueba, y una segunda etapa de modelación a nivel final.

5.1 Construcción de modelos en Map3D

5.1.1 Naturaleza constitutiva de los modelos

Se optó por trabajar con modelos elásticos, principalmente debido a que el objetivo del trabajo es realizar una evaluación comparativa solo de manera relativa entre diversas metodologías de socavación, y no desarrollar un trabajo preciso de estimación de esfuerzos inducidos en torno a excavaciones. En la utilización de este tipo de modelos, se debe tener en cuenta que es posible traspasar más carga al macizo de la que éste en realidad debiera soportar, pues se asume que no hay fallamiento, o dicho de otro modo, no ocurre deformación plástica. La consecuencia de lo anterior es una sobreestimación de los esfuerzos de sollicitación reportados por el modelo.

5.1.2 Estado tensional In Situ

El estado tensional pre - minería utilizado depende de dos parámetros:

- La carga litostática, que permite estimar el gradiente vertical de esfuerzos.
- La razón de esfuerzos, que permite estimar los gradientes horizontales de esfuerzos en base a lo anterior.

Para una roca promedio de peso específico 27 KN/m^3 , se generará un gradiente en la dirección vertical de 0.027 MP/m . Los gradientes en las otras direcciones estarán ligados con esta expresión por medio de las razones de esfuerzos en las direcciones x e y, mediante las siguientes expresiones:

$$\Delta\sigma_z = 0.027 \left[\frac{\text{MPa}}{\text{m}} \right]$$

$$\Delta\sigma_x = k_x \cdot \Delta\sigma_z$$

$$\Delta\sigma_y = k_y \cdot \Delta\sigma_z$$

Ecuación 5-1: Gradientes esfuerzos principales in situ

5.1.3 Propiedades de la roca

Los parámetros necesarios en la construcción de un modelo elástico en Map 3D son, básicamente, el módulo de elasticidad y la razón de Poisson. Los valores escogidos fueron los siguientes, basados en datos típicos de minas de block caving tomados de Flores y Karzulovic (2002):

Tabla 5-1: Parámetros elásticos de macizo rocoso

Parámetro	Valor	unidad
Módulo de Young (E)	40	GPa
Razón de Poisson (ν)	0.25	

5.2 Modelación a nivel de prueba

En un principio, las estrategias de socavación seleccionadas se modelaron a nivel de prueba, con los siguientes objetivos:

- Medir el real impacto de las variables a estudiar.
- Evaluar la calidad de la geometría construida, y el grado de detalle necesario en los modelos.
- Estimar el tiempo de ejecución de los modelos.
- Definir el caso base a modelar

- Comprender cuales son los parámetros del software que deben ser ajustados en cada corrida, como por ejemplo, el tamaño de los elementos de borde a considerar y el tamaño de grilla de medición, y de qué manera impactan en los resultados.

Las variables a consideradas a priori, así como los valores que tomarían, fueron:

Tabla 5-2: Variables consideradas inicialmente para ser modeladas

Variable	Secuencia hundimiento (Sec)		
	Hundimiento avanzado (HA)		Hundimiento convencional (HC)
	Angosto horizontal (AH)	Angosto Inclinado (AI)	Alto (A)
Distancia frente de extracción-socavación - Losa (L) [m]	50 / 70 / 90	50 / 70 / 90	N. A.
Curvatura del frente de extracción (C)	Frente plana (FP) / Frente cóncava (FC)	Frente plana (FP) / Frente cóncava (FC)	Frente plana (FP) / Frente cóncava (FC)
Razón de esfuerzos (k)	0.5 / 1 / 2	0.5 / 1 / 2	0.5 / 1 / 2
Altura de socavación (h) [m]	4	4	10 / 15
Profundidad del nivel de hundimiento (z) [m]	400 / 800 / 1200	400 / 800 / 1200	400 / 800 / 1200

La situación que se modeló consistió en un panel caving en régimen, en que la problemática consiste en incorporar mayor área en producción. Todos los modelos contaron con las siguientes excavaciones:

- Cavidad simulando extracción histórica
- Galerías de producción
- Galerías de zanja
- Galerías de hundimiento
- Bateas abiertas previas a la socavación, bajo la cavidad
- Corte basal, según estrategia
- Bateas incorporadas post socavación

De la tabla 5-2, al combinar todas las variables mencionadas se obtiene el número de modelos a construir. Por un asunto de tiempo, algunas variables tuvieron que ser descartadas.

Los *layouts* considerados en todos los casos corresponden a malla tipo Teniente, con calles de producción separadas perpendicularmente a 30 metros en todos los casos; galerías de

zanja a 15 metros medidos en la calle para el caso convencional, y 17.32 para hundimiento avanzado. En cuanto al nivel de hundimiento, las galerías se distanciaron a 30 metros en el caso convencional, y 15 metros para avanzado. La *cavidad* se modeló como un sólido, limitado inferiormente por la incorporación de bateas, y vista en sección vertical, por los ángulos de extracción y de subsidencia, que tomaron valores aproximadamente de 40° y 70°, respectivamente. La altura de material quebrado utilizada fue de 150 metros.

Inicialmente se evaluó la opción de construir modelos pseudo-2D en la dirección de la frente de socavación, con el propósito de representar principalmente el fenómeno del abutment stress y disminuir el tiempo de cálculo. Sin embargo, finalmente se utilizaron modelos tridimensionales, con 7 calles de producción y sobre 10 galerías de zanja en promedio, obteniendo tiempos máximos de ejecución del orden de 3 hrs con un error numérico de entre el 10 y 20%, lo que se consideró razonable a este nivel. Sin embargo, al buscar mayor precisión, se tuvo que ajustar parámetros del software para tener errores aceptables.

Las galerías fueron modeladas como excavaciones vacías, de sección cuadrada. Sin embargo, para hacer más realista el problema, la cavidad se intentó rellenar con material quebrado, representado por una roca con diferentes módulos elásticos en comparación a la roca de caja, cuyas propiedades son desplegadas en la tabla 5-1. Para esto, se consideraron los valores $E=0.2$ GPa y $\nu=0.3$, sin embargo, los resultados no fueron aceptables, en cuanto a la coherencia de las distribuciones de esfuerzos. Por lo tanto, se optó finalmente por trabajar sin materiales de relleno, asumiendo una cavidad vacía. En opinión del autor, incorporar materiales de relleno es una situación más realista, pero más compleja, pues requiere mayor experiencia como usuario en la determinación de las propiedades del relleno.

Respecto a la frente de avance, casos ideales fueron asumidos en cuanto a la curvatura, que fue modelada como cóncava, y en cuanto a la orientación relativa al esfuerzo principal horizontal mayor, tomada como perpendicular a éste.

Dada la naturaleza discreta del equilibrio alcanzado en un determinado modelo numérico, se deben definir **etapas de excavación** dentro de ellos (steps, en términos de Map3D). Estas etapas dependerán de la secuencia constructiva de las labores mineras. En este caso, hay dos

macro secuencias: hundimiento avanzado y hundimiento convencional. Para más detalle, en el Anexo D se muestra en profundidad cada uno de los casos.

5.2.1 Modelos analizados

Algunos de los modelos de prueba más importantes que fueron ejecutados se muestran a continuación:

Tabla 5-3: Modelos de prueba de mayor importancia analizados en una primera fase

Resumen modelos de prueba más importantes													
N°	Sec	Corte	Layout	N° de calles	bateas abiertas bajo cave	N° bateas incorporar	h	L	Distancia seguridad	Altura caving	Ancho frente	Relleno cavidades	Observaciones
1	HC	Alto	15 x 15	7	30	30	10	-	-	150	180	-	
2	HA	AH	15x17.32	7	30	12	4	50	Una batea atrás de la frente	150	180	-	
3	HA	AH	15x17.32	7	30	18	4	70	Una batea atrás de la frente	150	180	-	
4	HA	AH	15x17.32	7	30	18	8	70	Una batea atrás de la frente	150	180	-	
5	HA	AH	15x17.32	7	30	18	4	70	Una batea atrás de la frente	150	180	material quebrado	Propiedades del material quebrado: E=0,2; Gpa, v=0,3.
6	HA	AH	15x17.32	10	30	27	4	70	Una batea atrás de la frente	150	280	-	Tiempo de cálculo se elevó de 2,3 horas en promedio a 3,3 horas.
7	HA	AH	15x17.32	7	30	24	8	90	Una batea atrás de la frente	150	180	-	
8	HA	AI	17x20	6	16		4	70	Una batea atrás de la frente	150	180	-	
9	HA	AI	15x17.32	7	53	18	4	70	Una batea atrás de la frente	150	180	-	
10	HA	AI	15x17.32	7	53	18	4	90	Una batea atrás de la frente	150	180	-	No se apreciaron mayores diferencias

A partir de los resultados de estos modelos y de otros a menor escala, se definió el caso base a modelar en la etapa final, situación que se describe en la siguiente sección.

5.2.2 Definición caso base a modelar en la etapa final

Las conclusiones de los resultados a nivel de prueba indican lo que:

- No se utilizarán rellenos de material quebrado con propiedades elásticas diferentes a las del macizo. Solo se dejarán vacías las excavaciones.
- Se descartó utilizar el ancho del frente como una variable a modelar, debido a su menor preponderancia respecto a las otras variables y al mayor tiempo de cálculo provocado. Se usará un frente de avance cóncavo, caso ideal, de un ancho constante de 180 metros.
- En cuanto a la losa, solo se considerará de un valor igual a 70 metros. Si bien hay un efecto al modificar este valor, no es tan preponderante como por ejemplo modificar la razón de esfuerzos.
- La altura de socavación se mantendrá constante e igual a 4 metros para el caso avanzado, y de 10 metros para el caso convencional.
- Se descartó variar la orientación del frente de socavación c/r al esfuerzo principal horizontal. Se asumirá condición favorable, avanzando paralelo al esfuerzo principal mayor.
- La altura de la cavidad se definió en 150 metros. Aumentar este valor no agregó valor a los modelos, y solo incrementó el tiempo de cálculo hasta en una hora.
- El layout utilizado será Teniente, con las siguientes mallas:
 - Hundimiento convencional: 15x15
 - Hundimiento avanzado: 15x17.32
- La distancia entre el nivel de producción y de hundimiento será constante, y de 18 metros para el caso avanzado, y 16 metros para el convencional.
- La distancia entre calles de hundimiento será de 15 metros para el caso avanzado, y 30 metros para el convencional.
- La profundidad es una variable crítica para definir la técnica de socavación, por lo que será considerada como variable final.
- La distancia de seguridad medida en la horizontal entre el nivel de producción y la frente de socavación en hundimiento será de una línea de bateas por detrás del frente.

- El error aceptable del modelo numérico está en el rango 5-10%, dada la geometría de los problemas a enfrentar. Este error está asociado a determinados grados de discretización y tamaños de los elementos de borde considerados. En el Anexo B se indican los parámetros escogidos.

5.3 Modelación a nivel final

La tabla siguiente muestra el resumen de los casos y de las variables que finalmente fueron analizadas:

Tabla 5-4: Modelos finales analizados

Nº modelo	Sec	C	L [m]	h [m]	Z [m]	k
1	HA	AI	70	4	400	0.5
2						1
3						2
4					800	0.5
5						1
6						2
7					1200	0.5
8						1
9						2
10		AH	70	4	400	0.5
11						1
12						2
13					800	0.5
14						1
15						2
16					1200	0.5
17						1
18						2
19	HC	A	-	10	400	0.5
20						1
21						2
22					800	0.5
23						1
24						2
25					1200	0.5
26						1
27						2

En donde:

Sec: Secuencia de socavación

HA: Hundimiento avanzado

HC: Hundimiento convencional

AI: Angosto inclinado o crinkle cut

AH: Angosto horizontal o plano

A: Alto

L: Losa, distancia entre la frente de extracción y socavación

h: Altura de socavación

Z: Profundidad del nivel de hundimiento

k: razón entre el esfuerzo horizontal y el vertical

Finalmente, la siguiente tabla resume las geometrías consideradas:

Tabla 5-5: Geometría consideradas para cada tipo de socavación

Resumen modelos finales												
Nº	Secuencia de socavación	Tipo de corte	Layout	Nº de calles	Bateas bajo cave	Bateas a incorporar	h [m]	L [m]	Distancia seguridad	Altura caving	Ancho frente	Relleno cavidades
1	Convencional	Alto	15 x 15	7	30	12	10	-	-	150	180	aire
2	Avanzada	inclinado	15x17.32	7	28	16	4	70	Una batea atrás de la frente	150	180	aire
3	Avanzada	plano	15x17.32	7	32	8	4	70	Una batea atrás de la frente	150	180	aire

A pesar de que hay algunas diferencias geométricas, se verá en el capítulo siguiente que es posible comparar estas alternativas entre sí.

Cada uno de los modelos estudiados contó con las mismas grillas de medición de esfuerzos: planos horizontales y verticales, dentro de las que destacan las ubicadas a una altura

igual a la mitad de la calle de producción y de hundimiento, que son las que permitirán extraer los datos de esfuerzos desde los pilares, tal como se muestra en la siguiente figura:

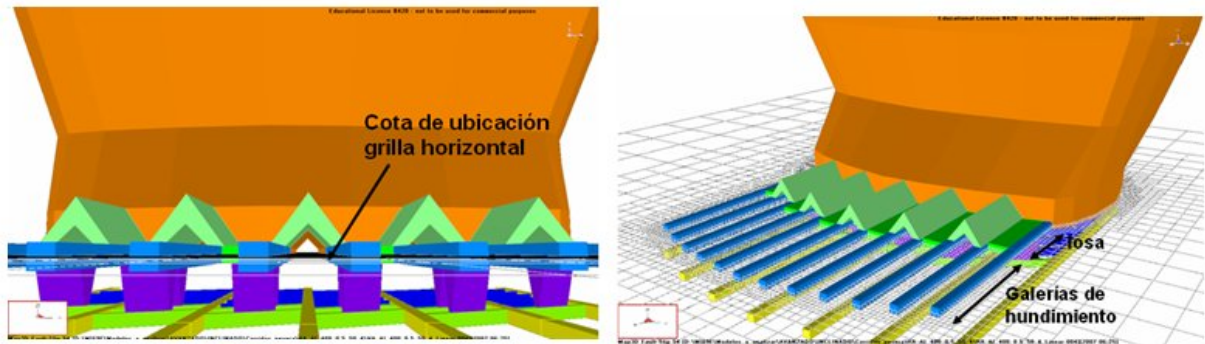


Figura 5-1: Grilla horizontal de medición de esfuerzos a cota nivel de hundimiento, corte inclinado.

5.4 Conclusiones del capítulo

El presente capítulo, mostró un aspecto fundamental dentro del trabajo realizado: el modelamiento en Map3D, y como esto permitió, gracias a una etapa inicial de prueba, seleccionar las variables a modelar para generar la comparación entre las diferentes estrategias. Por lo demás, se ajustaron los parámetros del software que permiten entregar los resultados más coherentes, en el sentido del error de cálculo generado en el ajuste de equilibrio. Finalmente, se muestra el resumen de los modelos finales construidos, con sus respectivas geometrías, previa explicación del caso base a modelar.

CAPÍTULO 6

Análisis de resultados obtenidos de los modelos numéricos

En este capítulo, se muestran los resultados obtenidos a partir de los modelos numéricos construidos. El análisis se realizó siguiendo la metodología de comparación propuesta en el capítulo 4. En particular, la condición de los pilares se observó de manera separada para los niveles de producción y hundimiento. Para el nivel de hundimiento, los indicadores geotécnicos escogidos se aplicaron sobre un pilar central para cada modelo, generando una comparación a nivel puntual dentro de la zona media de la frente de avance. Se escogió un solo un pilar central debido a que se constató que este era representativo del resto.

6.1 Zona de concentración de esfuerzos

6.1.1 Hundimiento avanzado con corte plano

Los modelos construidos de corte plano constan de 12 pilares entre galerías en el nivel de hundimiento. En la siguiente figura se muestra la disposición de los pilares y el pilar central seleccionado (número 7, de izquierda a derecha) para el análisis local:

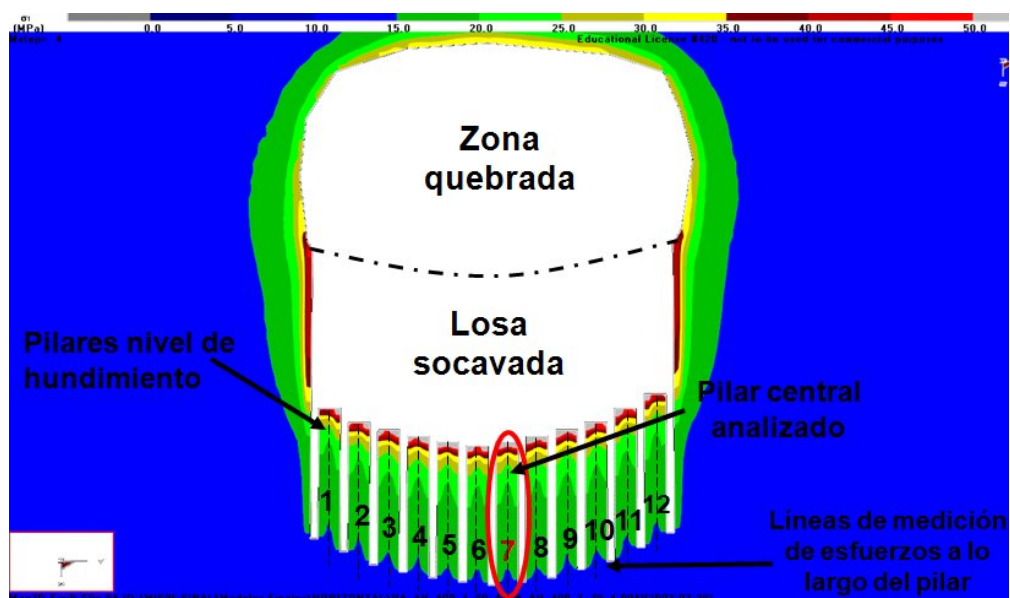


Figura 6-1: Corte plano. Pilares nivel de hundimiento y pilar central analizado

En la figura 6-2 se muestran los resultados obtenidos para el indicador de concentración de esfuerzos sobre el pilar seleccionado como una función de la distancia a la frente de hundimiento. En este y en todos los gráficos siguientes, las series de datos indican en primer término, la profundidad y luego la razón de esfuerzos utilizada en cada modelo analizado.

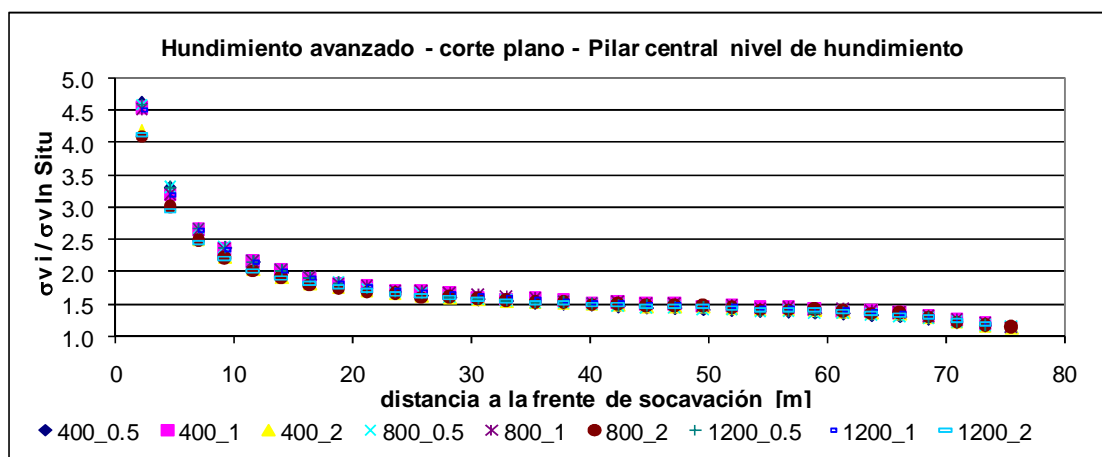


Figura 6-2: Indicador de concentración de esfuerzos versus distancia a la frente, corte plano

La estadística del indicador, agrupada por k y por la distancia a la frente de socavación, se detalla en la tabla 6-1:

Tabla 6-1: Estadística concentración de esfuerzos en pilar central analizado, corte plano

$I_a = \frac{\sigma_{vi}}{\sigma_{vl}} - \text{Pilar central corte plano}$						
Rango de distancia a la frente de socavación						
0-10		10-20		20-75		
k	media	desviación estándar	media	desviación estándar	media	desviación estándar
0.5	3.24	0.90	1.97	0.13	1.47	0.15
1	3.18	0.87	1.98	0.12	1.50	0.15
2	2.96	0.77	1.89	0.11	1.47	0.14
TOTAL	3.13	0.83	1.95	0.13	1.48	0.15

Los resultados anteriores muestran que el indicador propuesto no depende de la profundidad del nivel de hundimiento, y que varía marginalmente con el valor de k, por lo que también puede asumirse independencia sobre esa variable. Lo anterior tiene sentido, pues, por un lado, se trata de modelos elásticos, en que no se alcanza nunca la resistencia peak, por lo que el modelo seguirá tomando carga, independiente de la magnitud de los esfuerzos aplicados, que están directamente asociados a la profundidad; y por otro lado, en todos los casos el esfuerzo

vertical in situ fue idéntico, por lo que el esfuerzo vertical inducido solo dependerá principalmente de la geometría. Esta explicación es válida en todos los casos siguientes.

6.1.2 Hundimiento avanzado con corte inclinado

En este tipo de socavación, un aspecto a destacar es que el tipo de corte basal genera dos distintos tipos de pilares en el nivel de hundimiento, lo que puede apreciarse en las siguientes figuras:

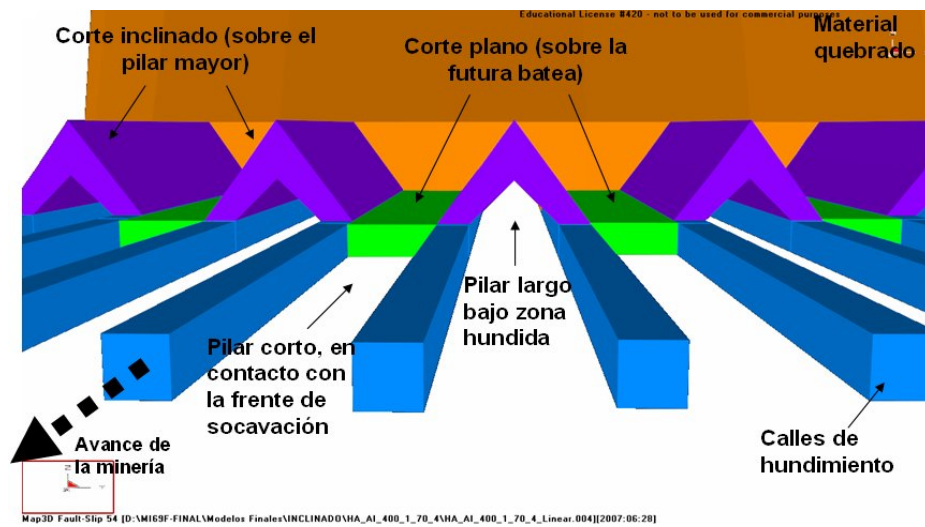


Figura 6-3: Pilares corto y largo generados en el nivel de hundimiento producto de un corte inclinado.

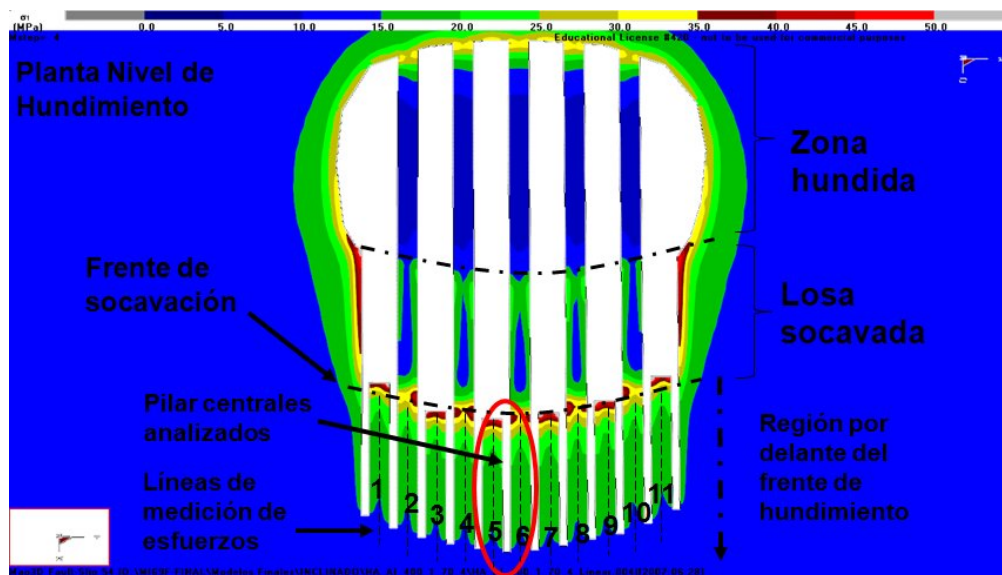


Figura 6-4: Planta nivel de hundimiento, crinkle cut. Despliegue de pilares seleccionados para análisis.

Dadas las diferencias geométricas, ambos pilares deben ser analizados por separado. En la figura 6-4 se muestra una grilla de despliegue de esfuerzos sobre los pilares entre galerías de hundimiento, destacando la región seleccionada para el análisis posterior, que incluye los pilares centrales 5 (corto) y 6 (largo). En las figuras 6-5 y 6-6, se muestra de manera gráfica los resultados obtenidos para el indicador de concentración de esfuerzos, para los casos pilar corto y largo, respectivamente:

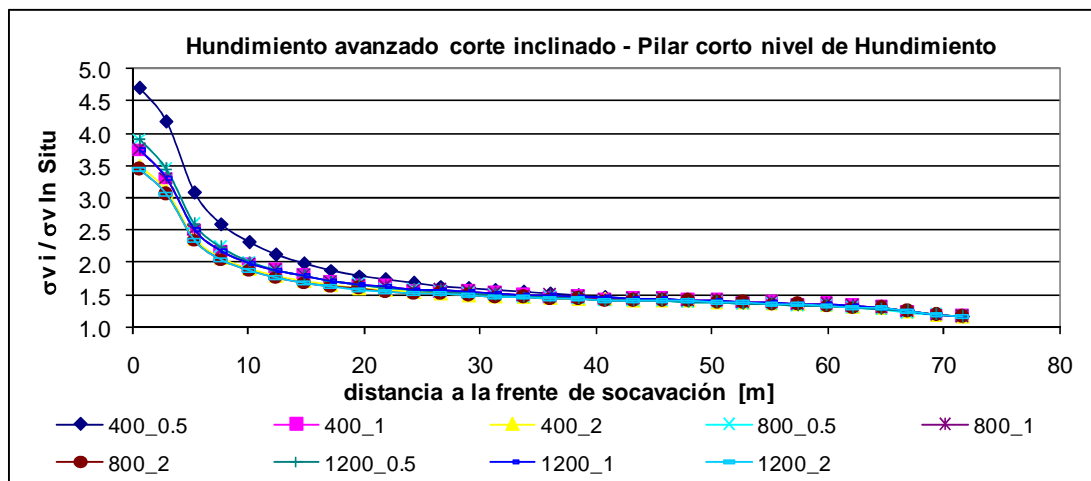


Figura 6-5: Ia, pilar central corto nivel de hundimiento corte inclinado.

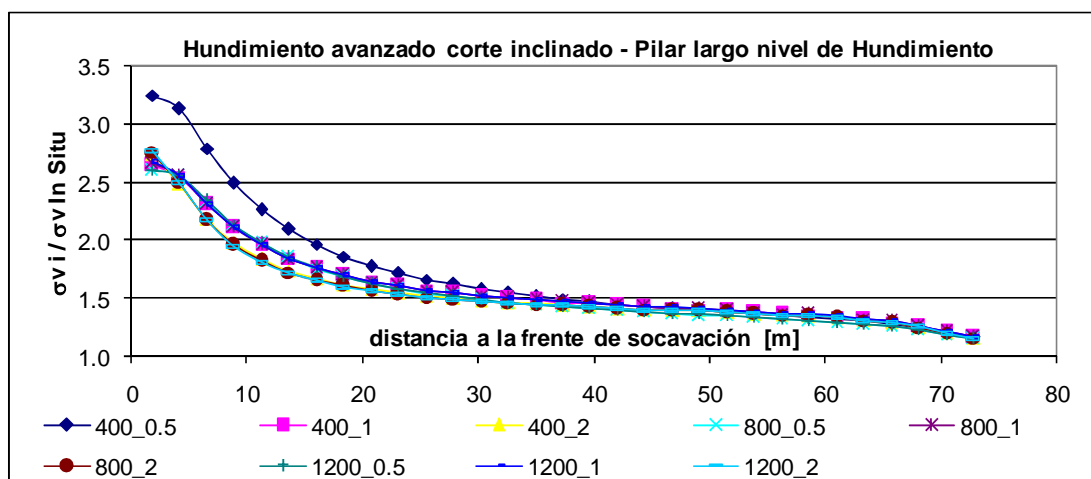


Figura 6-6: Ia, pilar central largo nivel de hundimiento corte inclinado.

Puede apreciarse que en estos dos casos tampoco hay dependencia del indicador de concentración de esfuerzos con la profundidad o con k, al igual que para el corte plano. La única tendencia que muestra una diferencia que podría llegar a ser considerada como importante corresponde al caso Z=400 – k=0.5, en que se encuentran obtuvieron valores que exceden hasta

en 0.5 el valor del indicador en cercanías a la frente. Para fijar ideas, si el esfuerzo vertical in situ fuera de 10 MPa, la diferencia predicha por la curva sería de 5 MPa, lo que se encuentra en un rango de desviación aceptable para un modelo que acepta errores numéricos en los procesos de ajuste de equilibrio. Por lo tanto, este resultado se interpreta como una tendencia aislada y no representativa, lo que se ratifica de manera visual al contrastarla con el resto de las curvas.

Dado el análisis anterior, se proponen las siguientes curvas de diseño para estas dos tipos de pilares incluidos en la geometría tipo crinkle cut:

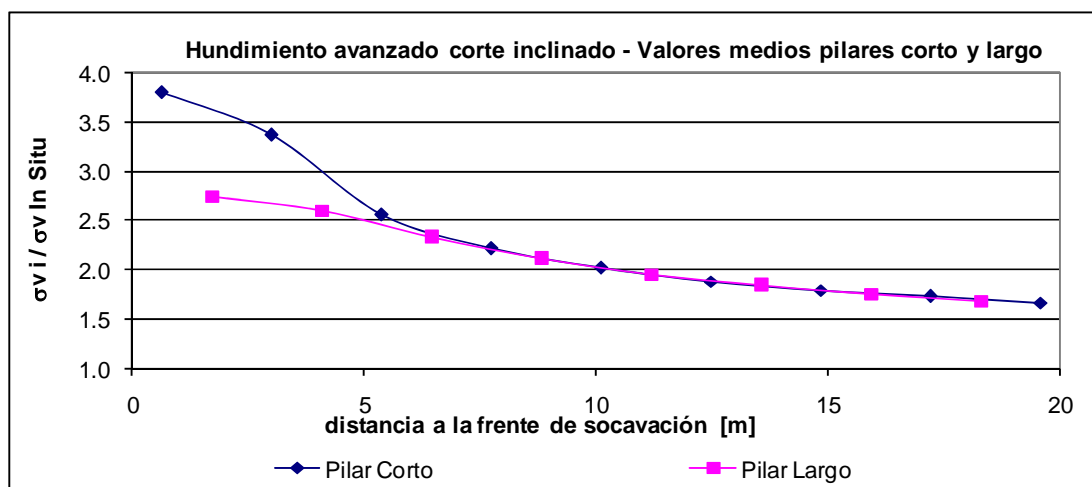


Figura 6-7: I_a promedio, pilares largo y corto, nivel de hundimiento corte inclinado.

La siguiente tabla resume la información mostrada gráficamente:

Tabla 6-2: I_a pilares centrales corto y largo, nivel de hundimiento corte inclinado

		$I_a = \frac{\sigma_{vi}}{\sigma_{vI}} - \text{Pilar central corte plano}$					
		Rango de distancia a la frente de socavación					
		0-10		10-20		20-75	
	k	media	desviación estándar	media	desviación estándar	media	desviación estándar
Pilar Corto	0.5	3.24	0.81	2.03	0.18	1.45	0.13
	1	2.95	0.64	1.82	0.12	1.43	0.12
	2	2.74	0.58	1.77	0.10	1.41	0.11
	TOTAL	2.98	0.70	1.87	0.15	1.43	0.12
Pilar Largo	0.5	2.58	0.35	2.05	0.17	1.44	0.14
	1	2.41	0.22	1.82	0.10	1.42	0.12
	2	2.34	0.31	1.72	0.08	1.39	0.10
	TOTAL	2.44	0.31	1.86	0.14	1.42	0.12

Los resultados obtenidos muestran que las diferencias geométricas en los pilares generados por la técnica crinkle cut producen dos situaciones geotécnicas distintas en cercanías al frente de hundimiento. Los pilares cortos se ven sometidos a mayores niveles de esfuerzos verticales inducidos, del orden de una vez la magnitud del esfuerzo vertical in situ en los primeros 5 metros desde la frente de socavación.

6.1.3 Hundimiento Convencional

El modelo construido de hundimiento convencional consideró seis pilares en el nivel de hundimiento. La figura 6-8 muestra σ_1 sobre los pilares de dicho nivel justo después de haber realizado la socavación, destacando el pilar seccionado para el análisis:

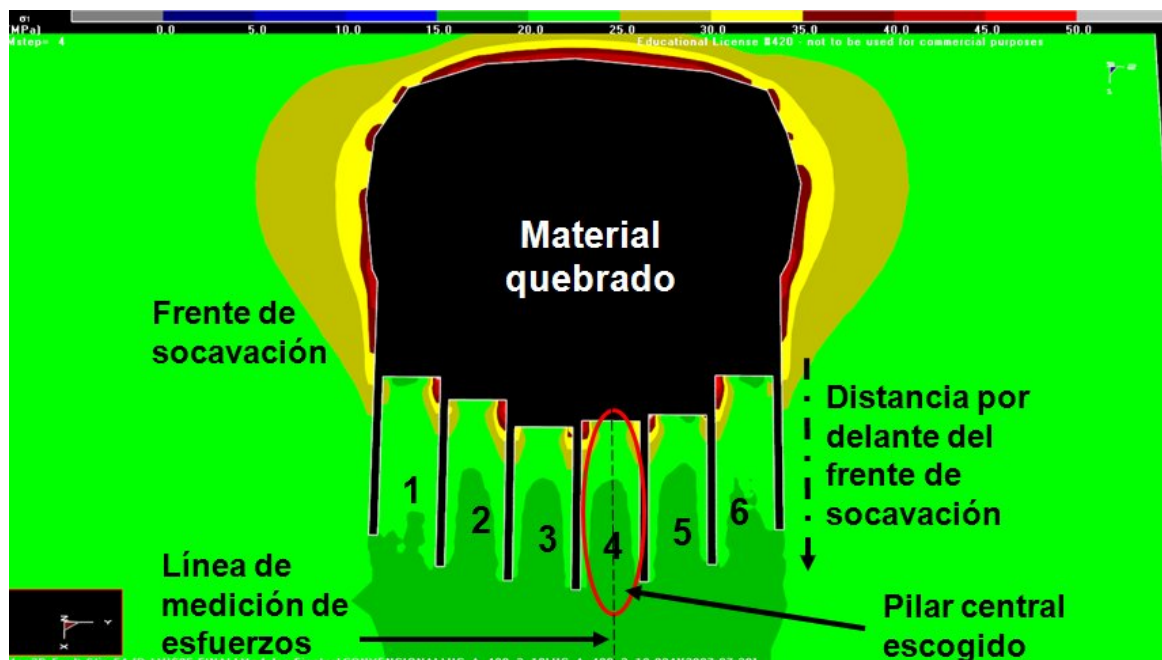


Figura 6-8: Hundimiento convencional. Pilares nivel de hundimiento y pilar central analizado

La figura 6-9 muestra los resultados obtenidos para el esfuerzo vertical inducido normalizado en todos los modelos de hundimiento convencional:

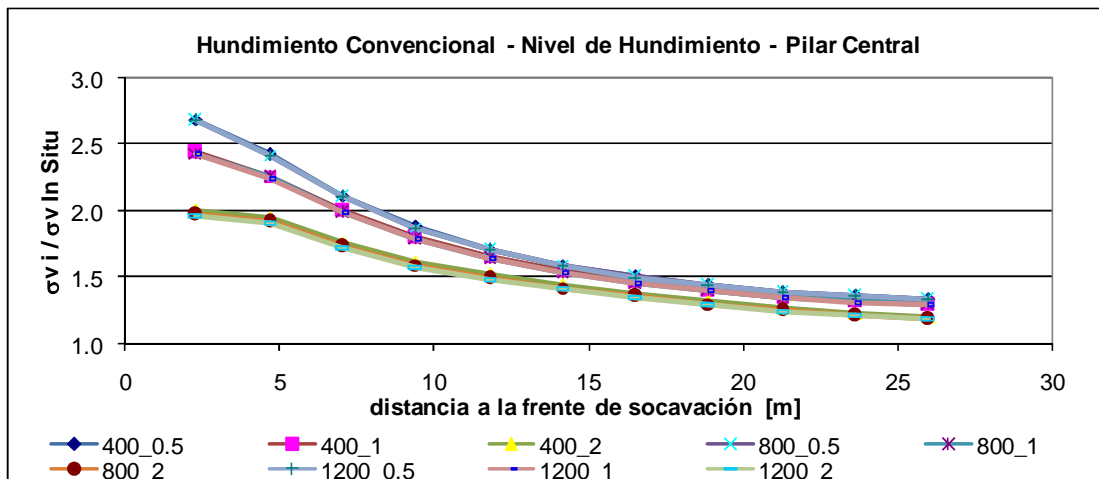


Figura 6-9: Ia, pilar seleccionado nivel de hundimiento corte alto.

En este caso, del comportamiento de las curvas puede deducirse que el indicador es absolutamente independiente de la profundidad, y ligeramente dependiente del factor k, al menos en cercanías a la frente. Esto último, debido a que se aprecian claramente 3 curvas diferentes, cada una asociada a un distinto valor de k. Sin embargo, no hay razones para afirmar que existe dependencia de k en el caso convencional, si en el caso avanzado no la había.

En la tabla 6-3 se muestran las estadísticas globales del indicador de concentración de esfuerzos deducidas a partir de los modelos de hundimiento convencional:

Tabla 6-3: Estadística Ia en pilar central de hundimiento, caso convencional

$I_a = \frac{\sigma_{vi}}{\sigma_{vl}}$ - Pilar central hundimiento convencional						
Rango de distancia a la frente de socavación						
0-10		10-20		20-75		
k	media	desviación estándar	media	desviación estándar	media	desviación estándar
0.5	2.27	0.32	1.71	0.11	1.21	0.09
1	2.12	0.26	1.52	0.10	1.20	0.07
2	1.82	0.16	1.42	0.08	1.16	0.04
TOTAL	2.07	0.31	1.55	0.11	1.19	0.07

Si bien los resultados anteriores hacen referencia a valores medidos después de socavar, que es justo donde se realizará la comparación con las otras técnicas de socavación, resulta interesante mostrar la distribución de esfuerzos reproducida por los modelos antes de socavar,

con las bateas abiertas en el nivel de producción. En este caso, se produce un fenómeno de relajación en los pilares del nivel de hundimiento, tal como puede apreciarse en la figura 6-10, en que se muestra σ_3 justo antes de socavar, con las bateas previamente abiertas:

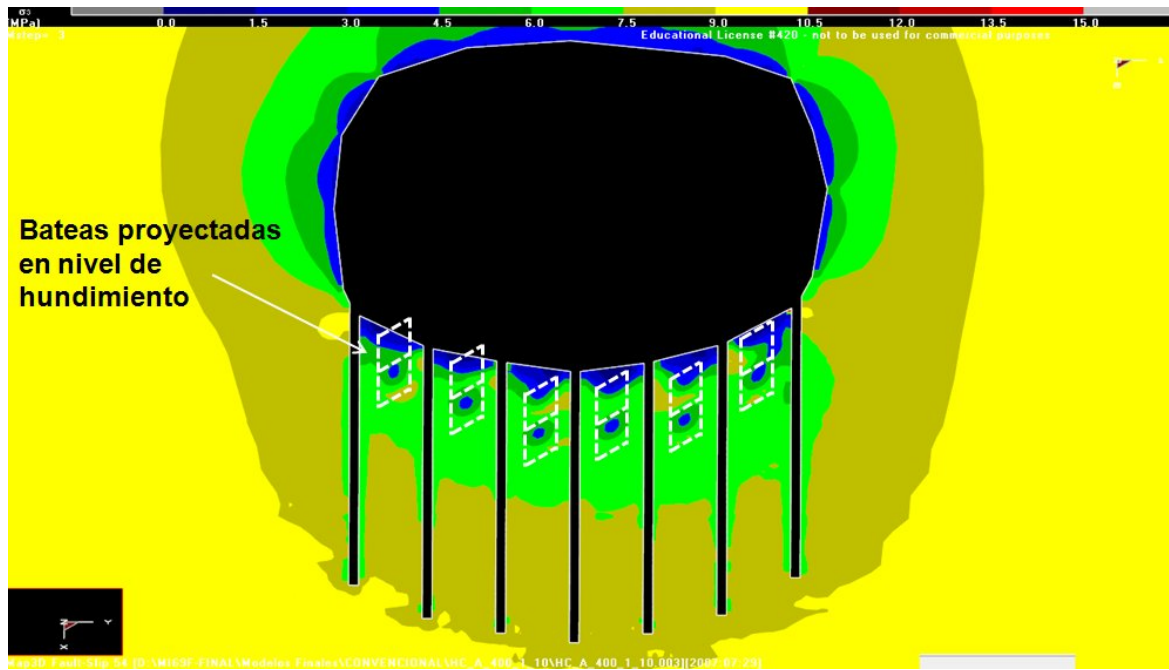


Figura 6-10: Relajación en el nivel de hundimiento posterior a la apertura de bateas. HC, $z=400-k=1$.

La figura 6-11 muestra una comparación entre la concentración de esfuerzos verticales inducidos antes y después de socavar:

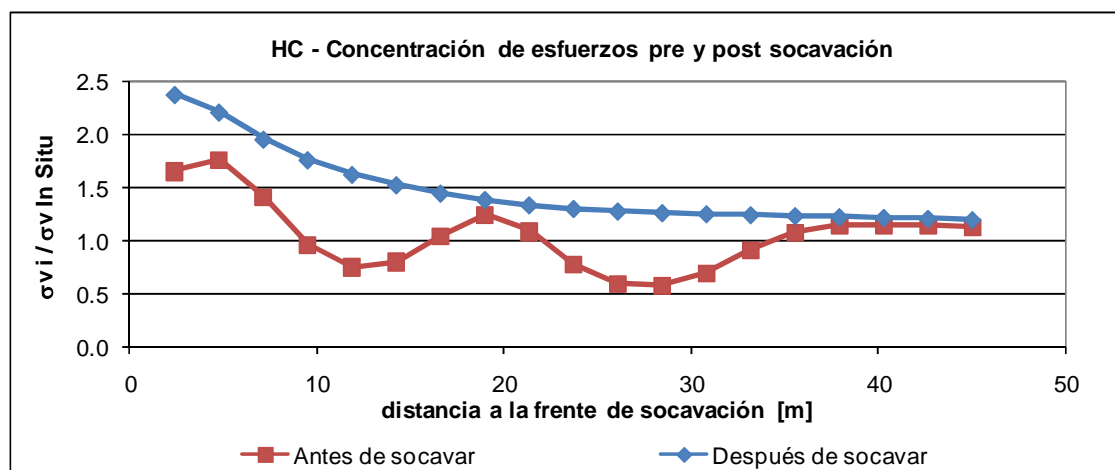


Figura 6-11: HC, pilar central nivel de hundimiento. Concentración de esfuerzos pre y post socavación.

Se observa que antes de socavar, hay dos zonas con descensos en el esfuerzo vertical inducido en el centro del pilar, incluso por debajo del esfuerzo vertical in situ. Cada una de estas zonas está asociada a una batea abierta en el nivel de producción.

6.1.4 Comparación relativa entre estrategias

La figura 6-12 muestra un gráfico resumen con el indicador de concentración de esfuerzos promedio para cada una de las estrategias de socavación modeladas, medido justo después de haber realizado la socavación:

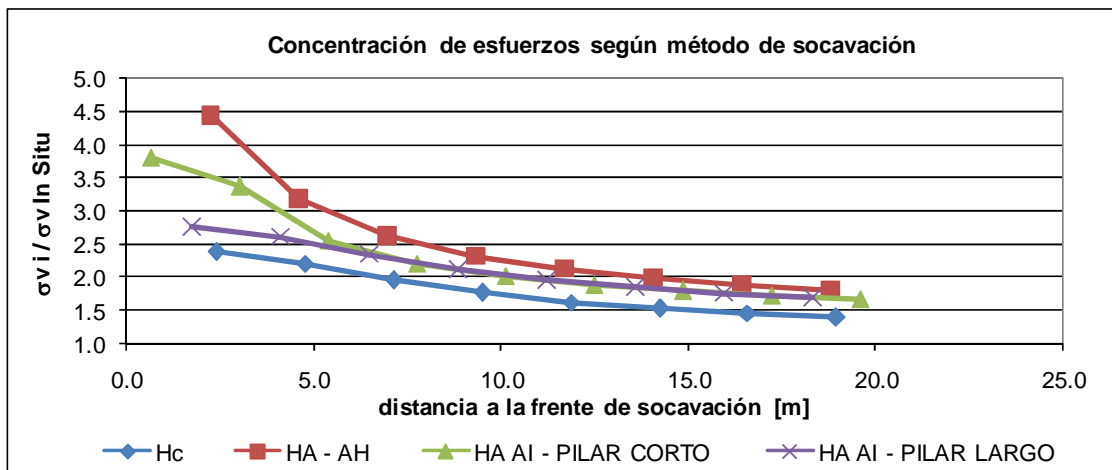


Figura 6-12: Resumen Ia versus distancia a la frente, según tipo de corte y k.

En la curva anterior puede apreciarse que claramente, el método de socavación que produce mayores esfuerzos inducidos en el centro de los pilares del nivel de hundimiento, es el de corte plano. La segunda categoría que genera mayor concentración es la técnica crinkle cut, asociada a dos geometrías de pilares diferentes: por un lado, un pilar idéntico al de corte plano, y por otro, un pilar más robusto y continuo, que no es cortado por la socavación y que se mete por debajo del material quebrado, generando más confinamiento en cercanías a la frente. Por último, la menor concentración de esfuerzos se da en el caso convencional, resultado esperable si se considera que en esta estrategia los pilares tienen un ancho de 26 metros, en contraste con los 11 metros de ancho de los pilares en las variantes de hundimiento avanzado analizadas. Tener pilares más anchos significa tener más área disponible para repartir los esfuerzos inducidos, por lo que

conceptualmente, las concentraciones de esfuerzos debieran ser menores que en el caso avanzado.

A modo de resumen, a continuación se muestra una tabla con la concentración media del esfuerzo vertical por estrategia, en los primeros 10 metros desde la frente de hundimiento después de la socavación:

Tabla 6-4: Estadísticas I_a según tipo de corte, entre 0 y 10 m de la frente

		$I_a = \frac{\sigma_{vi}}{\sigma_{vI}} \text{ - distancia a la frente de socavación: 0 - 10 m}$							
		K = 0.5		K = 1		K = 2		Total	
Tipo de socavación	Tipo Pilar	media	desviación estándar	media	desviación estándar	media	desviación estándar	media	Diferencia Relativa c/r a corte plano [%]
Avanzado Plano	Normal	3.24	0.9	3.18	0.87	2.96	0.77	3.13	-
Avanzado Inclinado	corto	3.24	0.81	2.95	0.64	2.74	0.58	2.98	-4.79
	largo	2.58	0.35	2.41	0.22	2.34	0.31	2.44	-22.04
	promedio	2.91	0.7	2.68	0.55	2.54	0.5	2.71	-13.42
Convencional alto	Normal	2.27	0.32	2.12	0.26	1.82	0.16	2.07	-33.87

Finalmente, de la tabla 6-4 puede concluir que en los 10 primeros metros desde la frente de hundimiento:

- Si se utiliza socavación avanzada, con el mismo layout y condiciones geotécnicas, una socavación tipo crinkle cut produce menores esfuerzos inducidos verticales en los pilares del nivel de hundimiento, que un corte horizontal bajo. Esta diferencia es hasta un 20% menor si se compara el pilar que no es cortado por la socavación en el corte inclinado (pilar largo), con un pilar cualquiera asociado a una socavación plana.
- Si se emplea el hundimiento convencional, con galerías de hundimiento distanciadas a 30 metros, en los pilares del nivel de socavación se producen esfuerzos inducidos verticales menores en al menos un 30% en comparación al caso de socavación avanzada con corte plano, con calles separadas a 15 metros. El mayor ancho del pilar en el caso convencional permite distribuir en una mayor área los esfuerzos inducidos, por lo que las concentraciones de esfuerzos son menores.

6.2 Condición de los pilares

La condición de los pilares se observó mediante el factor de seguridad propuesto en la ecuación 4-1 del capítulo 4. Arbitrariamente, se consideró una resistencia a la compresión no confinada del macizo rocoso de 15 MPa, y un ángulo de fricción interna de 38°, valores considerados como típicos de minas explotadas mediante métodos de hundimiento en un ambiente roca de moderada competencia (Flores y Karzulovic, 2002).

6.2.1 Nivel de hundimiento

6.2.1.1 Hundimiento avanzado con corte plano

El análisis se realizó estudiando aisladamente la condición del pilar central número 7, desplegado en la figura 6-1. Un resumen del factor de seguridad en todos los modelos ejecutados se muestra a continuación:

Tabla 6-5: FS pilar central, hundimiento avanzado con corte plano

$FS = \frac{UCS + \tan^2(45 + \phi/2) \cdot \sigma_3}{\sigma_1}$ - corte plano					
Rango de distancia a la frente de socavación					
0-5					
5-10					
k	H	media	desviación estándar	media	desviación estándar
0.5	400	1.15	0.40	1.57	0.25
	800	0.98	0.38	1.29	0.23
	1200	0.93	0.37	1.20	0.22
TOTAL		1.02	0.12	1.35	0.19
1	400	1.59	0.43	2.06	0.25
	800	1.63	0.52	2.27	0.48
	1200	1.34	0.38	1.69	0.22
TOTAL		1.52	0.16	2.01	0.29
2	400	0.81	0.42	1.38	0.22
	800	0.55	0.41	1.12	0.18
	1200	0.72	0.22	1.23	0.11
TOTAL		0.70	0.13	1.24	0.13

En la tabla anterior, se aprecia que el factor de seguridad es dependiente de k, lo que tiene sentido, si se piensa que la dirección del esfuerzo principal mayor indicará que zonas quedarán más expuestas una vez que se produzca la socavación. Por otro lado, salvo para el caso

hidrostático, la tendencia es que el factor de seguridad disminuya ligeramente con la profundidad, lo que es concordante con la realidad, que indica que a medida que aumentan los niveles de esfuerzos sobre un mismo diseño, este responde empeorando la condición geotécnica de los pilares. Sin embargo, este efecto no es tan notorio, debido a que la naturaleza elástica de los modelos impide que el macizo rocoso entre en condición plástica. Por lo tanto, como el macizo rocoso no llega nunca a su límite de resistencia, no se producen redistribuciones de esfuerzos de sollicitación. Por último, se destaca que el caso menos favorable para este tipo de corte corresponde a $k = 2$, mientras que el más benigno corresponde al caso hidrostático. En promedio, cuando k vale 0.5 o 2, se tienen factores de seguridad menores o iguales a 1 en las cercanías a la frente, lo que indicaría que los pilares debieran estar en estado plástico.

6.2.1.2 Hundimiento avanzado con corte inclinado

Al igual que para los esfuerzos inducidos, se estudiaron los pilares 5 (pilar corto) y 6 (pilar largo), según el ordenamiento indicado en la figura 6-4. A continuación se muestran los resultados obtenidos en todos los modelos:

Tabla 6-6: FS pilar corto, hundimiento avanzado con corte inclinado

$FS = \frac{UCS + \tan^2(45 + \phi/2) \cdot \sigma_3}{\sigma_1}$ - corte Inclinado pilar corto					
Rango de distancia a la frente de socavación					
0-5			5-10		
k	H	media	desviación estándar	media	desviación estándar
0.5	400	1.02	0.32	1.46	0.19
	800	1.28	0.28	1.62	0.13
	1200	1.23	0.28	1.53	0.12
TOTAL		1.18	0.14	1.54	0.08
1	400	1.63	0.37	2.15	0.22
	800	1.45	0.35	1.87	0.20
	1200	1.39	0.34	1.78	0.20
TOTAL		1.49	0.13	1.93	0.19
2	400	1.27	0.22	1.69	0.15
	800	0.98	0.16	1.40	0.13
	1200	0.89	0.14	1.30	0.12
TOTAL		1.05	0.20	1.46	0.20

Tabla 6-7: FS pilar largo, hundimiento avanzado con corte inclinado

$FS = \frac{UCS + \tan^2(45 + \phi/2) \cdot \sigma_3}{\sigma_1} \text{ - corte Inclinado -pilar largo}$					
Rango de distancia a la frente de socavación					
0-5			5-10		
k	H	media	desviación estándar	media	desviación estándar
0.5	400	1.34	0.26	1.62	0.23
	800	1.28	0.24	1.76	0.16
	1200	1.20	0.24	1.66	0.16
TOTAL		1.27	0.07	1.68	0.07
1	400	1.91	0.31	2.34	0.26
	800	1.68	0.29	2.05	0.24
	1200	1.60	0.28	1.96	0.24
TOTAL		1.73	0.16	2.12	0.20
2	400	1.84	0.20	1.83	0.17
	800	1.63	0.18	1.56	0.16
	1200	1.56	0.18	1.48	0.15
TOTAL		1.68	0.15	1.62	0.18

Las tablas 6-6 y 6-7 muestran que el factor de seguridad tiene el mismo comportamiento que en el caso de los pilares de corte plano: dependencia con k y con la profundidad, con respecto a la cual, es decreciente, salvo para k=0.5. Para ambos tipos de pilares, los factores de seguridad son siempre mayores o iguales a uno, lo que indica que esta estrategia tiene un potencial interesante de aplicación si el objetivo fuera evitar daño en pilares de hundimiento. Además, en todos los casos los pilares largos presentan una mejor condición de estabilidad, en particular con k=2, donde el factor de seguridad es un 60% mayor en los primeros 5 metros desde la frente hundimiento. Nuevamente, y para ambos tipos de pilares, el caso más benigno para la condición de los pilares ocurre en el caso hidrostático.

6.2.1.3 Hundimiento convencional con corte alto

Los factores de seguridad asociados a cada modelo se muestran a continuación:

Tabla 6-8: FS pilar central, hundimiento convencional con corte alto

$FS = \frac{UCS + \tan^2(45 + \phi/2) \cdot \sigma_3}{\sigma_1} - HC - \text{corte alto}$					
Rango de distancia a la frente de socavación					
0-5			5-10		
k	H	media	desviación estándar	media	desviación estándar
0.5	400	0.97	0.25	1.79	0.38
	800	0.72	0.24	1.55	0.18
	1200	0.63	0.23	1.44	0.17
TOTAL		0.77	0.18	1.60	0.18
1	400	1.02	0.24	1.94	0.23
	800	0.74	0.22	1.58	0.19
	1200	0.65	0.22	1.46	0.18
TOTAL		0.80	0.19	1.66	0.25
2	400	0.91	0.17	1.38	0.21
	800	0.58	0.12	0.96	0.16
	1200	0.47	0.11	0.82	0.14
TOTAL		0.65	0.23	1.05	0.29

Se aprecia que la tendencia de los datos es similar a los modelos anteriores, aunque hay menor dependencia con el factor k, pero mayor con la profundidad, decreciendo el factor de seguridad con este parámetro. En los primeros 5 metros, en todos los casos se presentan factores de seguridad menores a 1, lo que indica que se prevé un escenario geotécnico de evidente daño en aquellas zonas para este tipo de estrategia. Lo anterior atenta un poco contra el sentido común: dada la geometría de los pilares de hundimiento en el caso convencional, de un ancho real de 26 metros (15 metros más anchos que los pilares considerados para el caso avanzado), un comportamiento esperable hubiese sido tener pilares con una condición bastante más favorable, en el sentido de tener al menos factores de seguridad mayores a uno. Sin embargo lo que los modelos indican es que en el caso convencional se produce un grado de confinamiento mucho menor en los pilares de hundimiento que en los casos de hundimiento avanzado, en donde a pesar de haber mayores esfuerzos inducidos, los factores de seguridad son mayores.

6.2.1.4 Comparación relativa entre estrategias

La figura 6-13 muestra el comportamiento del factor de seguridad medio sobre los pilares de hundimiento para los distintos tipos de socavación, versus la distancia a la frente de

hundimiento. Posteriormente, en la tabla 6-9, se muestra un resumen de los valores medios alcanzados por el factor de seguridad según el tipo de socavación:

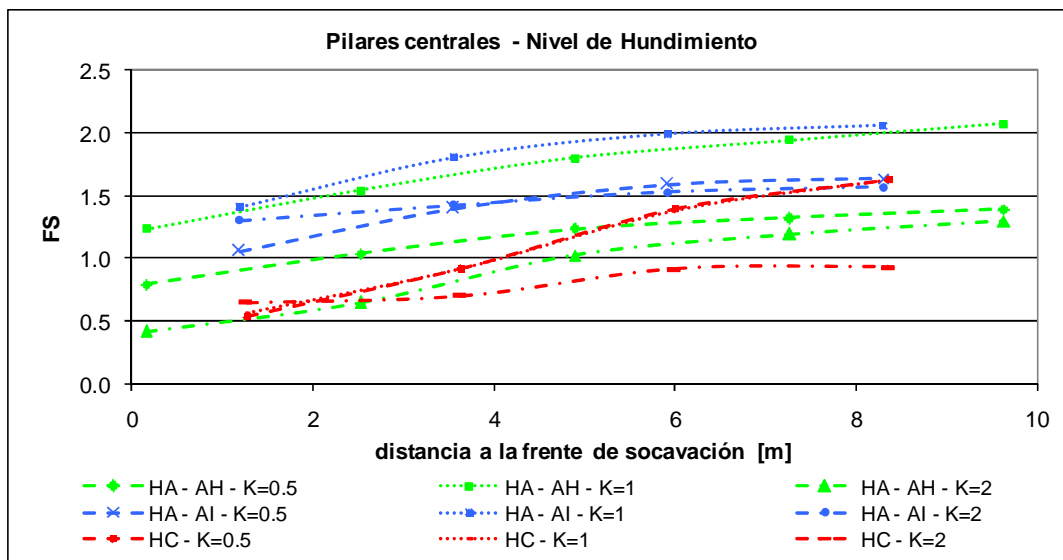


Figura 6-13: Factor de seguridad pilares nivel de hundimiento, según tipo de socavación

Tabla 6-9: Resumen valores FS para estrategias, análisis local nivel de hundimiento.

			$FS = \frac{UCS + \tan^2(45 + \phi/2) \cdot \sigma_3}{\sigma_1}$	
			Estadísticas según tipo de corte	
			Rango de distancia a la frente de socavación	
			0-5	5-10
k	Corte	Tipo Pilar	media	media
0.5	Avanzado Plano	Normal	1.02	1.35
	Avanzado Inclinado	corto	1.18	1.54
		largo	1.27	1.68
		promedio	1.23	1.61
	Convencional alto	Normal	0.77	1.60
1	Avanzado Plano	Normal	1.52	2.01
	Avanzado Inclinado	corto	1.49	1.93
		largo	1.73	2.12
		promedio	1.61	2.03
	Convencional alto	Normal	0.80	1.66
2	Avanzado Plano	Normal	0.70	1.24
	Avanzado Inclinado	corto	1.05	1.46
		largo	1.68	1.62
		promedio	1.37	1.54
	Convencional alto	Normal	0.65	1.05

Los resultados indican que en los primeros 5 metros desde la frente de socavación, la estrategia que ofrece mejores condiciones de estabilidad en los pilares del nivel de hundimiento corresponde al hundimiento avanzado mediante la variante crinkle cut, debido a que en los tres casos estudiados, alcanza factores de seguridad mayores a uno. En las mismas condiciones, la técnica de corte bajo presenta un factor bajo 1 solo en el caso $k=2$, mientras que los pilares del caso convencional no llegan a ser mayores a 0.8 en ninguno de los casos. Sin embargo, todas las técnicas de socavación muestran factores de seguridad mayores a 1 para una distancia entre 5 y 10 metros a la frente de hundimiento.

6.2.2 Nivel de producción

6.2.2.1 Comparación relativa entre estrategias

Los pilares del nivel de producción seleccionados para el análisis comparativo entre estrategias de socavación son indicados en las figuras 6-14, 6-15 y 6-16, en donde se muestra una planta desplegando el factor de seguridad obtenido en los pilares:

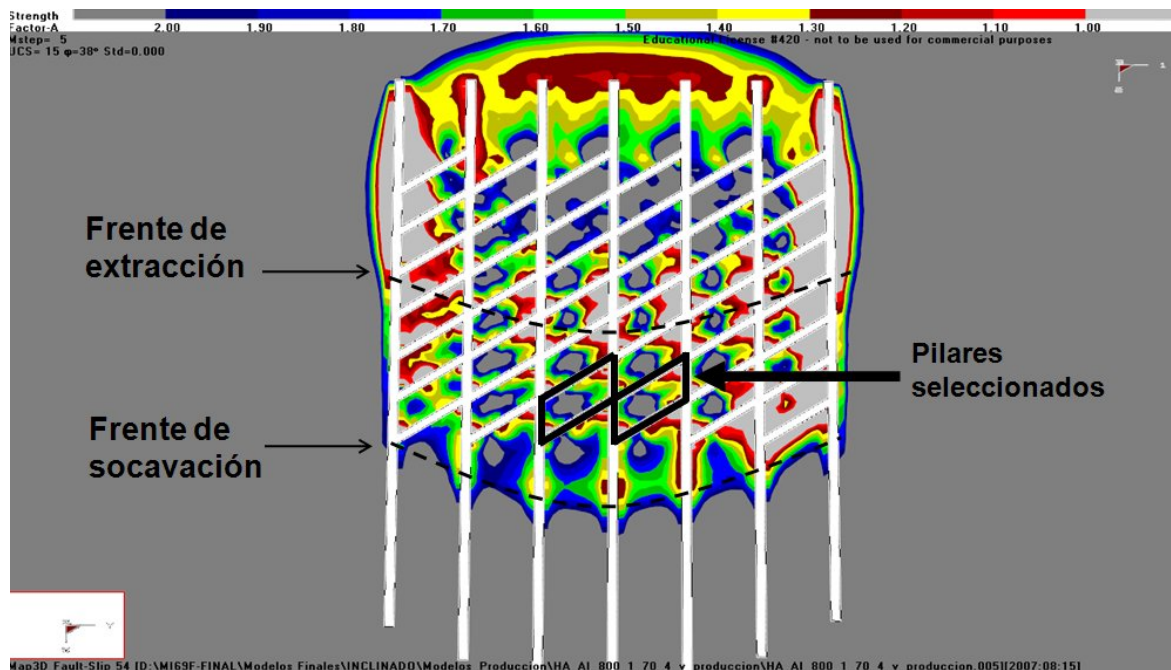


Figura 6-14: Pilares del nivel producción analizados, hundimiento avanzado con corte inclinado ($z=800$, $k=1$)

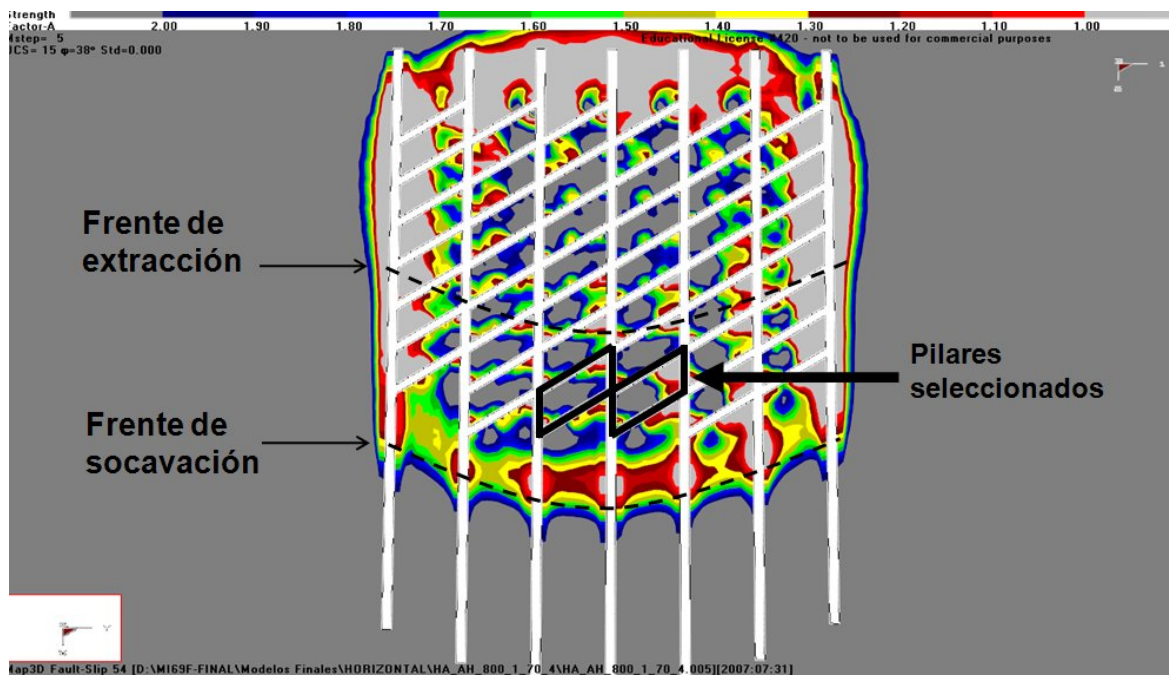


Figura 6-15: Pilares del nivel producción analizados, hundimiento avanzado con corte plano ($z=800$, $k=1$)

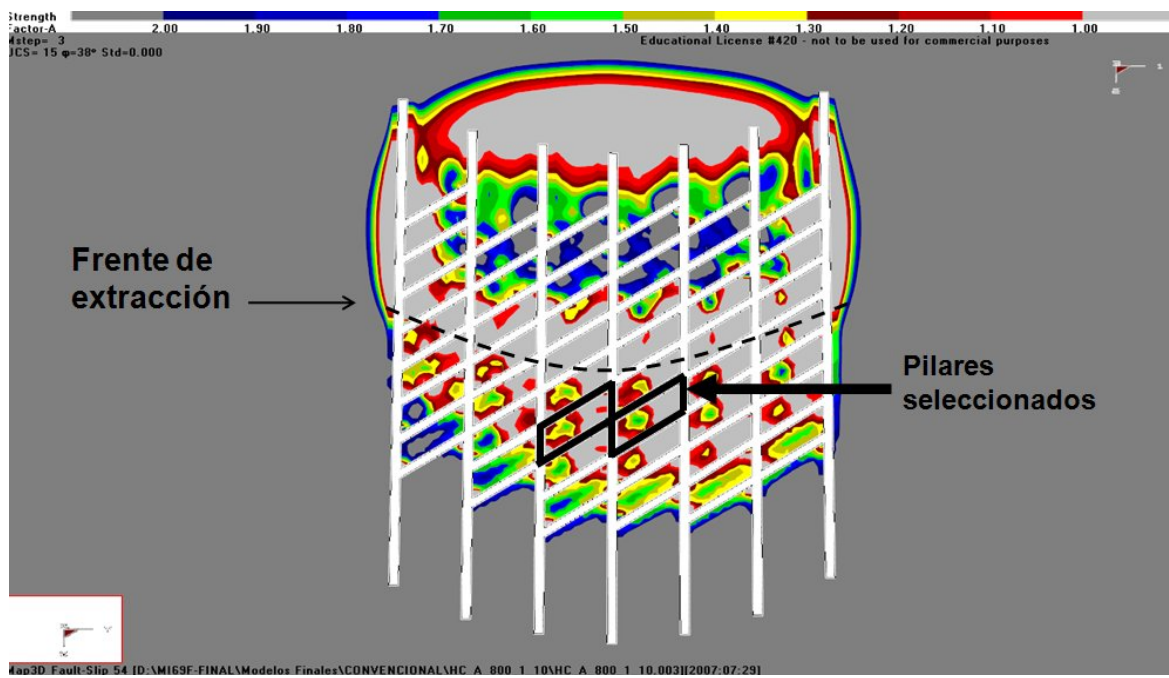


Figura 6-16: Pilares del nivel producción analizados, caso hundimiento convencional ($z=800$, $k=1$)

El resumen del factor de seguridad medio de los pilares del nivel de producción para todos los modelos se muestra a continuación:

Tabla 6-10: Resumen valores FS para estrategias, nivel de producción.

		$FS = \frac{UCS + \tan^2(45 + \phi/2) \cdot \sigma_3}{\sigma_1}$					
		Estadísticas según tipo de corte					
		Secuencia de socavación y corte basal					
		Avanzado inclinado		Avanzado horizontal		Convencional alto	
k	H	media	desviación estándar	media	desviación estándar	media	desviación estándar
0.5	400	2.36	0.41	4.02	2.09	1.61	0.34
	800	1.63	0.27	0.32	0.92	1.20	0.22
	1200	1.37	0.23	0.27	0.81	1.07	0.18
TOTAL		1.79		1.54		1.29	
1	400	1.82	0.42	2.67	0.53	1.45	0.31
	800	1.69	0.43	1.83	0.62	1.08	0.26
	1200	1.47	0.41	1.71	0.46	0.96	0.24
TOTAL		1.66		2.07		1.16	
2	400	1.56	0.48	0.98	0.28	0.71	0.28
	800	1.05	0.40	0.41	0.26	0.34	0.26
	1200	0.87	0.37	0.93	0.25	0.22	0.25
TOTAL		1.16		0.77		0.42	

De la tabla anterior, una serie de aspectos de interés son comentados:

- En general, los resultados son coherentes respecto a la tendencia lógica esperada, debido a que los factores de seguridad son decrecientes con la profundidad.
- Al predominar la tracción sobre los pilares ($\sigma_3 < 0$), los factores de seguridad obtenidos son menores a uno, incluso cercanos a cero, como en los casos corte plano, con $z > 400$ y $k=0.5$, y hundimiento convencional, con $k=2$ y $z > 400$.
- La variabilidad en los factores de seguridad promedio es bastante alta, lo que se puede explicar producto de otro comportamiento esperado: los esfuerzos inducidos sobre los pilares de producción se distribuyen de tal forma, que concentran mayores esfuerzos de corte en las esquinas de éstos, al mismo tiempo que presentan un mayor confinamiento en el centro, tal como se puede apreciar en la siguiente figura:

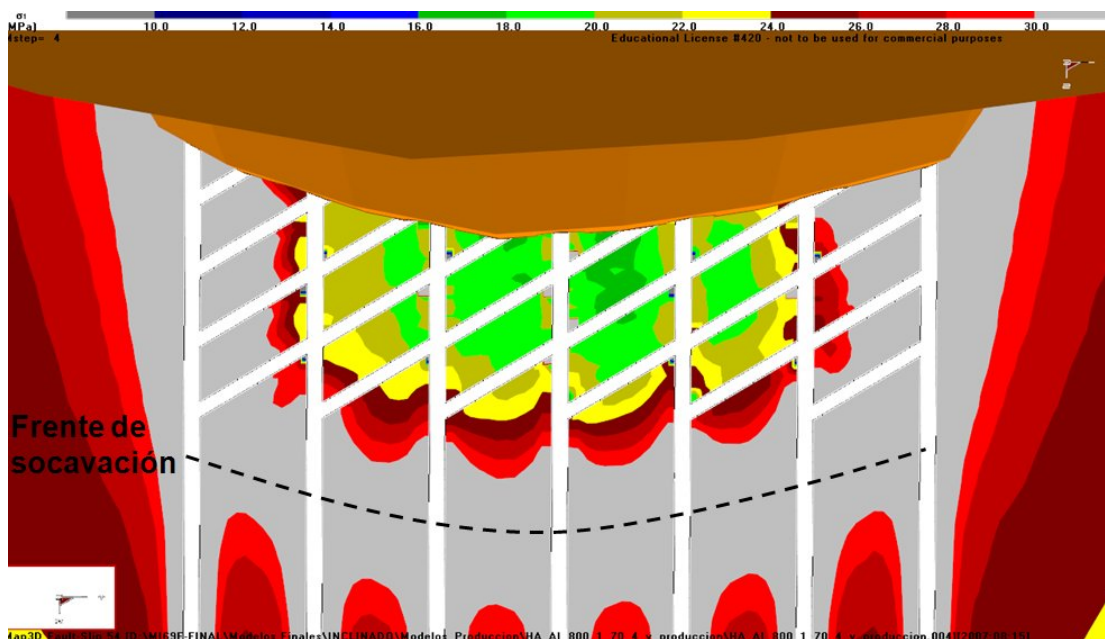


Figura 6-17: Concentración de esfuerzos (σ_1) en los pilares del nivel de producción (HA-AI-H=800 - k=1)

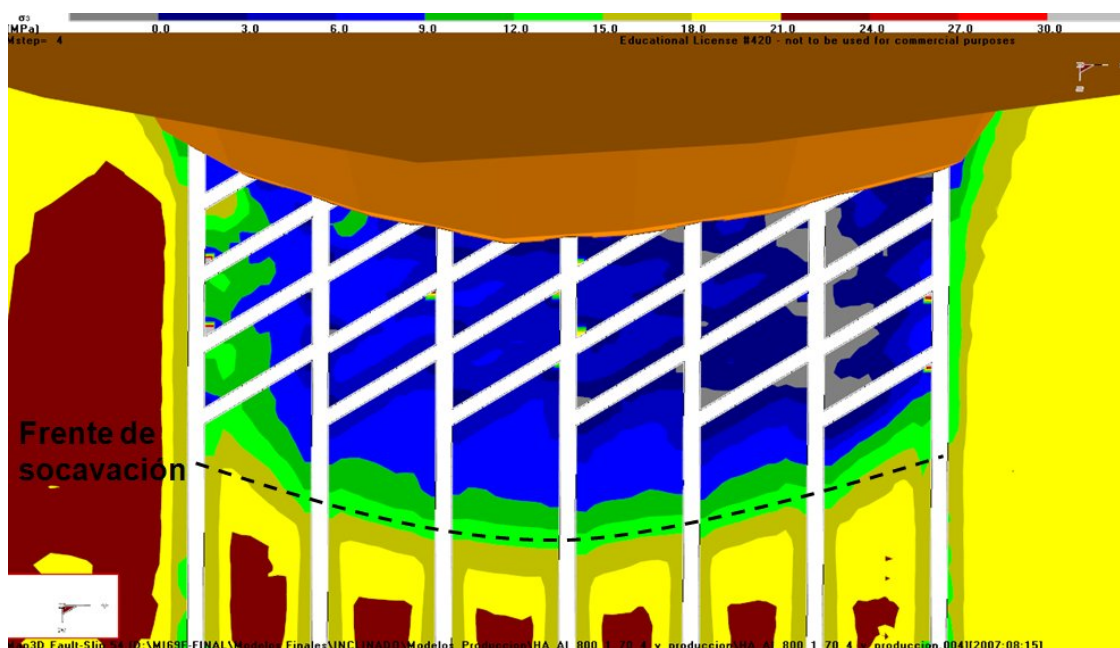


Figura 6-18: Confinamiento (σ_3) en los pilares del nivel de producción (HA-AI-H=800 - k=1)

- En todos los casos, el escenario geotécnico que produce una condición menos favorable en los pilares del nivel de producción es con un k igual a 2, incluso generando factores de seguridad menores a 1 en todos los casos de hundimiento avanzado con corte plano y hundimiento convencional. Lo anterior puede explicarse argumentando que cuando k

toma ese valor, el esfuerzo principal mayor es horizontal, y tratará de redistribuirse concentrando mayores cargas bajo la losa socavada, por lo que la zona que más sufrirá el paso de la concentración de esfuerzos será el nivel de producción. Para ejemplificar lo anterior, a continuación se muestran los factores de seguridad obtenidos en los modelos de corte plano con $k=2$, a 800 metros de profundidad:

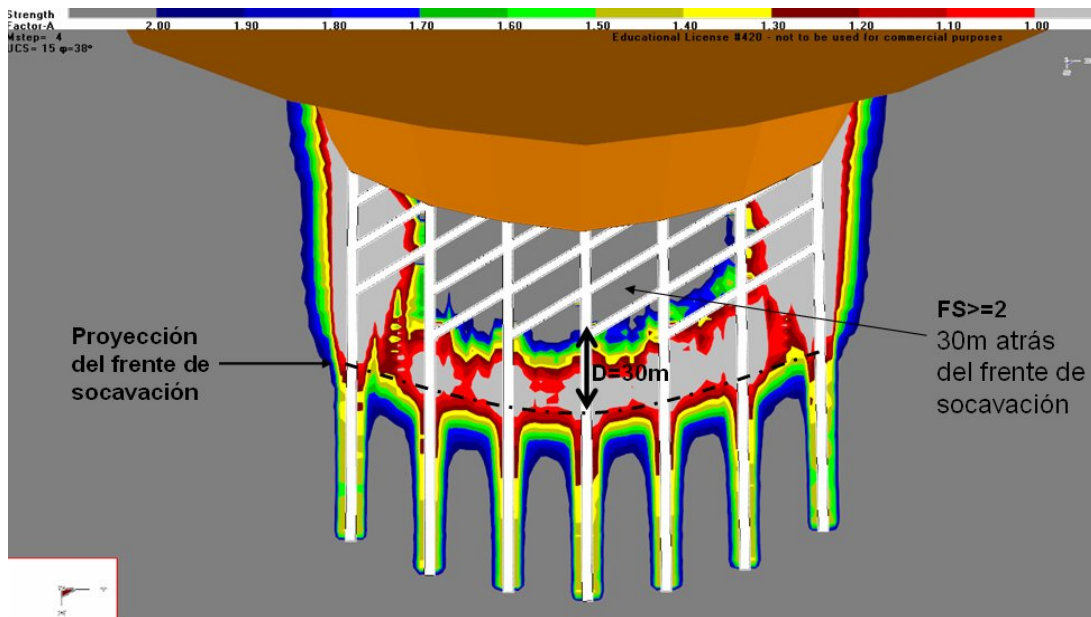


Figura 6-19: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte plano, $H=800$, $k=0.5$

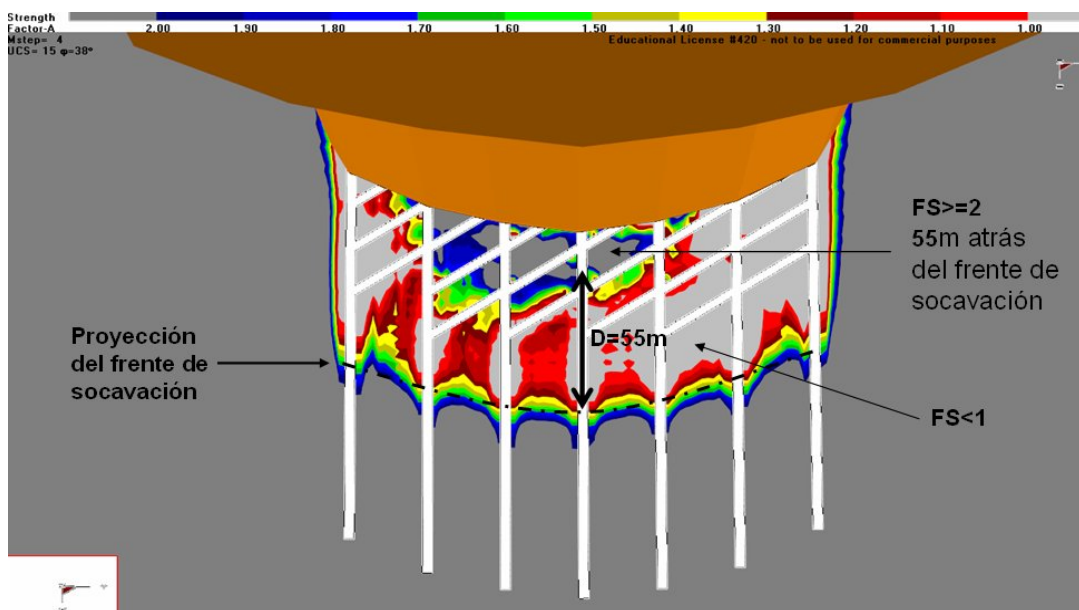


Figura 6-20: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte plano, $H=800$, $k=1$

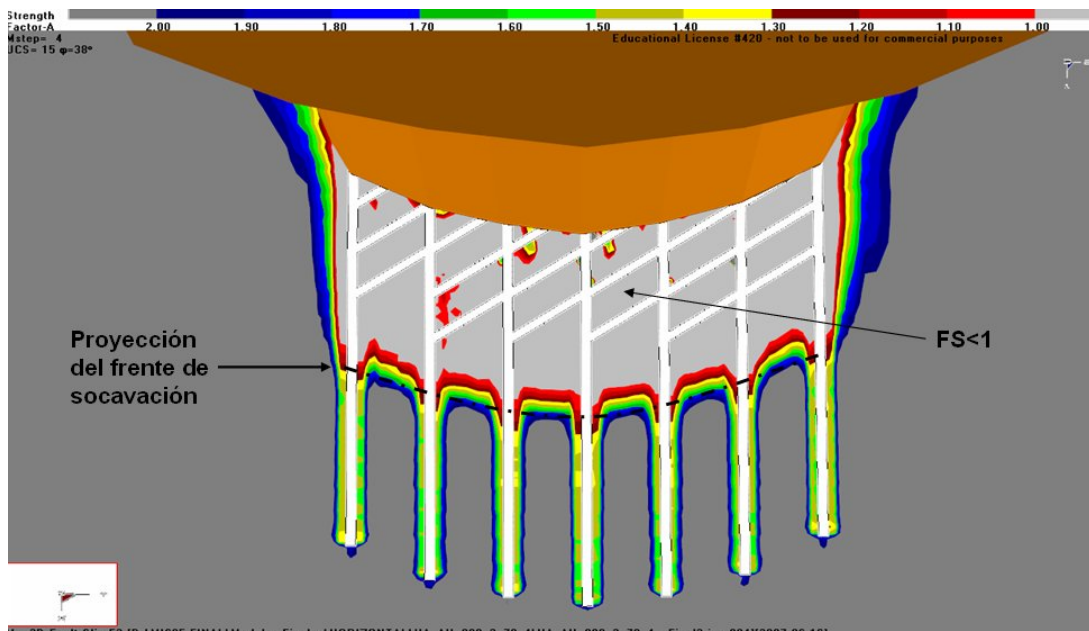


Figura 6-21: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte plano, H=800, k=2

- En el caso convencional, al no haber una excavación de protección como lo es la losa, en prácticamente todos los escenarios estudiados los factores de seguridad son menores a 1, lo que concuerda con la evidencia operacional, que indica que con esta variante se induce un mayor daño en la infraestructura del nivel de producción en comparación a las diferentes estrategias de hundimiento avanzado. Para ilustrar lo anterior, las figuras 6-22, 6-23 y 6-24 muestran la distribución del factor de seguridad escogido sobre los pilares del nivel de producción justo antes de abrir las bateas, para las variantes de hundimiento estudiadas, a una profundidad de 1200 metros y con k igual a uno. Se puede apreciar como en el caso convencional, se tiene que en las cercanías a la frente de extracción todos los pilares tienen factores de seguridad menores a uno, mientras que en los casos de hundimiento avanzado, hay zonas con factores que superan ampliamente la unidad:

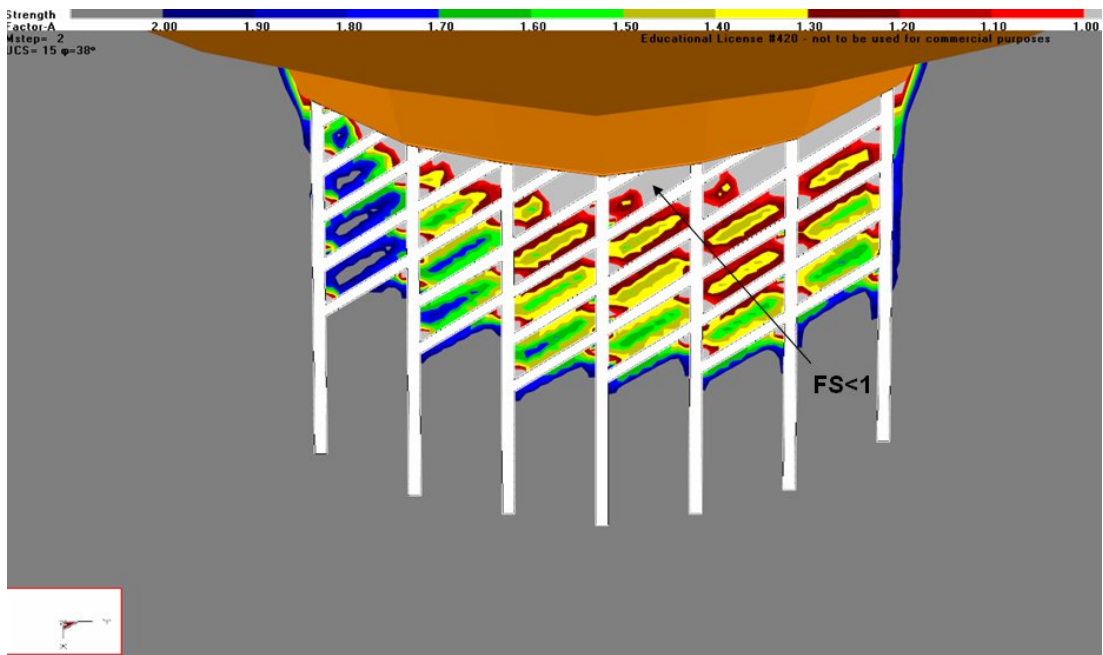


Figura 6-22: Factor de seguridad hundimiento convencional con corte alto, $H=1200$, $k=1$.

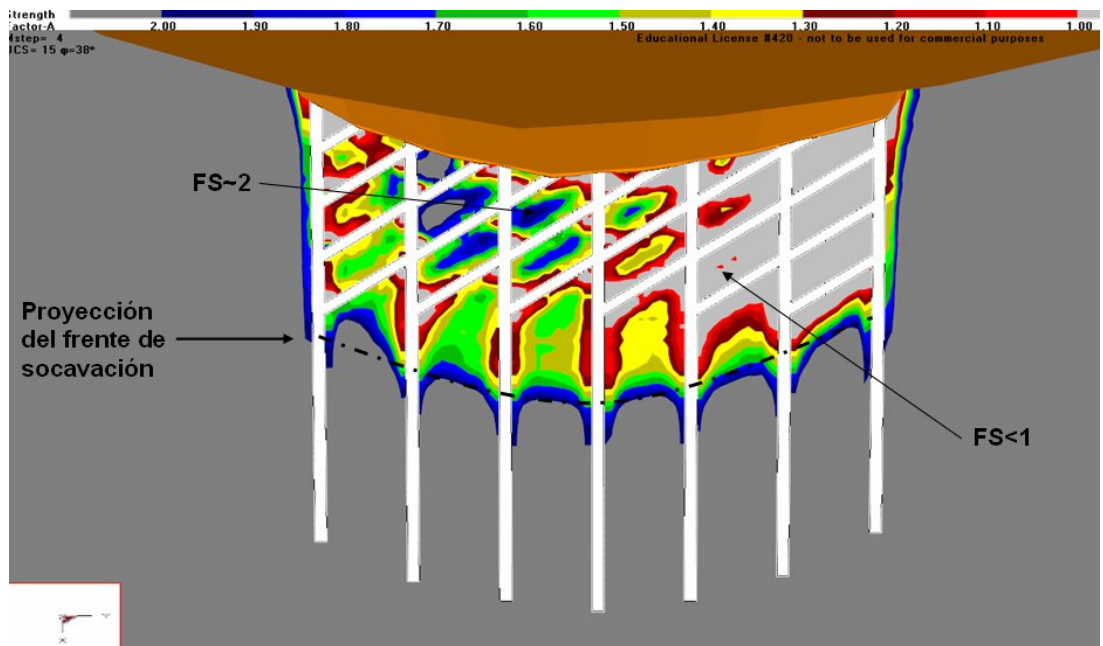


Figura 6-23: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte inclinado, $H=1200$, $k=1$.

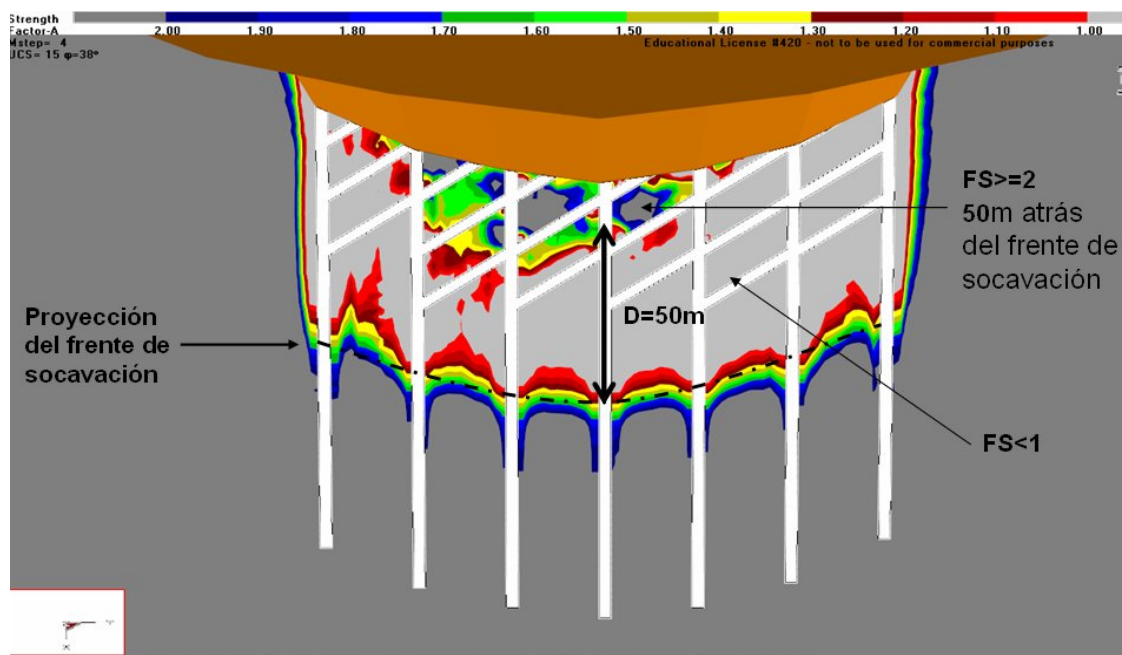


Figura 6-24: Factor de seguridad hundimiento avanzado con corte plano, $H=1200$, $k=1$.

6.3 Conclusiones del capítulo

Con respecto a la *concentración de esfuerzos*, se concluye que el indicador seleccionado fue adecuado, en el sentido de que permitió establecer una comparación clara entre las distintas estrategias de socavación. En todos los casos estudiados, las concentraciones de esfuerzos siguen distribuciones claras respecto a la distancia a la frente de hundimiento o extracción, según sea el caso, salvo en el caso convencional antes de socavar, en que la apertura de bateas de manera previa en el nivel de producción induce una relajación en la zona central de los pilares del nivel de hundimiento, produciendo mayores sollicitaciones sobre las esquinas de estos, en particular en el contacto con la frente de hundimiento.

Se constató que el modelo elástico utilizado, no detecta dependencia del índice de concentración de esfuerzos utilizado con la razón entre el esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical (k), ni tampoco con la profundidad.

Con respecto a los resultados, se observó que el corte plano es el que mayores esfuerzos inducidos produce en los pilares del nivel de socavación, en particular, para los primeros 10 metros a lo largo del centro de un pilar central cualquiera entre galerías de hundimiento. Luego,

puede afirmarse que, bajo las mismas condiciones geotécnicas, la razón entre el esfuerzo vertical inducido y el esfuerzo vertical in situ, es en promedio, al menos:

- Un 30% menor si se utiliza hundimiento convencional, con altura de socavación igual a 10 metros y distancia entre calles de hundimiento de 30 metros, en lugar de un hundimiento avanzado mediante un corte de altura igual a 4 metros, con calles de hundimiento separadas a 15 metros.
- Un 20% menor si, bajo las mismas condiciones geotécnicas y de disposición geométrica de labores, se emplea un hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento avanzado con corte bajo.

Por lo tanto, al evaluar los esfuerzos inducidos posteriores a la socavación, la secuencia de hundimiento convencional con corte alto toma ventaja respecto a las variantes analizadas de hundimiento avanzado. El mayor ancho del pilar en el caso convencional permite distribuir en una mayor área los esfuerzos inducidos, por lo que las concentraciones de esfuerzos son menores. Sin embargo, al comparar entre las variantes del hundimiento avanzado, el corte inclinado o crinkle cut, ofrece mayores bondades en este aspecto, principalmente a que considera en su geometría un pilar mayor bastante más robusto.

En cuanto al *análisis de pilares* mediante la aplicación de un factor de seguridad, en general se apreció dependencia entre el índice escogido y las variables profundidad y k , siendo decreciente con la profundidad, lo que es concordante con la realidad, que indica que a medida que aumentan los niveles de esfuerzos sobre un mismo diseño, este responde empeorando la condición geotécnica de los pilares. Sin embargo, este efecto no es tan notorio, debido a que la naturaleza elástica de los modelos impide que el macizo rocoso entre en condición plástica.

Con respecto al *nivel de hundimiento*, se constató que los pilares de la geometría crinkle cut son los que muestran la mejor condición, en todos los casos analizados. En este caso, el factor de seguridad escogido siempre alcanzó valores mayores a uno, y siempre resultó mayor a los calculados para las otras dos variantes. De las dos geometrías de pilares que coexisten en el método inclinado, el pilar largo o empotrado en el macizo rocoso alcanza sistemáticamente una mejor condición, obteniendo factores de seguridad al menos 10% mayores (60% mayor con $k=2$).

A modo de síntesis, los resultados obtenidos sugieren que el factor de seguridad sobre los pilares hundimiento es en promedio:

- Un 40% mayor si se emplea hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento avanzado con corte plano, haciendo la salvedad que con $k=1$ la diferencia es del 5%, lo que está en el rango de error del software. Sin embargo, en los 5 primeros metros desde la frente de hundimiento, con $k = 0.5$ la diferencia es del 20%, y con $k=2$, de 90%.
- Un 90% mayor si se utiliza hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento convencional, que en promedio tuvo factores de seguridad de 0.8, aunque a 400 metros de profundidad, alcanzaba la unidad, por lo que no podría ser descartada su implementación de manera tajante a esa profundidad.

El análisis de los *pilares del nivel producción*, indicó, que tal como se esperaba, el caso convencional es el que se produce una peor condición geotécnica, lo que viene a ratificar los conocimientos previos adquiridos respecto a esta política de socavación. Por otro lado, las variantes del hundimiento avanzado mostraron comportamiento similares sobre la unidad básica estudiada, solo presentando mayores diferencias en el caso $k=2$, en donde en promedio los pilares del corte inclinado tienen factores de seguridad un 50% mayores a los de corte plano. Para la unidad básica analizada, y bajo las mismas condiciones geotécnicas, el factor de seguridad utilizado es en promedio al menos:

- Un 40% mayor si se utiliza hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento convencional.
- Un 20% mayor si se utiliza hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento convencional.

A modo de conclusión final, y a la luz de los resultados del trabajo realizado, en la siguiente tabla se indica, para cada escenario analizado, la técnica de socavación recomendada a emplear:

Tabla 6-11: Socavación recomendada ante distintos escenarios analizados

k	Z	Socavación recomendada	Observación
0.5	400	Convencional	FS hundimiento = 1 (primeros 5 m); FS producción=1.6
	800	Avanzada, corte inclinado	FS hundimiento = 1.3 (primeros 5 m); FS producción=1.6
	1200	Avanzada, corte inclinado	FS hundimiento = 1.2 (primeros 5 m); FS producción=1.4
1	400	Convencional	FS hundimiento=1(primeros 5 m); FS producción=1.5
	800	Avanzada, corte horizontal o inclinado	Horizontal: FS hundimiento=1.6 (primeros 5 m); FS producción=1.8 Inclinado: FS hundimiento=1.6 (primeros 5 m); FS producción=1.7
	1200	Avanzada, corte horizontal o inclinado	Horizontal: FS hundimiento=1.3 (primeros 5 m); FS producción=1.7 Inclinado: FS hundimiento=1.5 (primeros 5 m); FS producción=1.5
2	400	Avanzada, corte inclinado	FS hundimiento = 1.6 (primeros 5 m); FS producción=1.6
	800	Avanzada, corte inclinado	FS hundimiento = 1.3 (primeros 5 m); FS producción=1.1
	1200	Avanzada, corte inclinado	FS hundimiento = 1.3(primeros 5 m); FS producción=0.9

En los casos $z=400$, con $k=0.5$ y 1 , a pesar de que las otras opciones ofrecen mayores factores de seguridad, se ha optado recomendar hundimiento convencional, debido a las ventajas productivas que ofrece esta estrategia, considerando que en dichos escenarios están dadas las garantías geotécnicas mínimas en cuanto a los factores de seguridad.

CAPÍTULO 7

Conclusiones y recomendaciones

7.1 Conclusiones del estudio comparativo

Respecto a la revisión de antecedentes bibliográficos, se señala lo siguiente:

- La revisión del estado del arte de la socavación, mostró que pese a la importancia de esta etapa en la minería de hundimiento, no suficiente investigación ha sido realizada en este tema. Gran parte del conocimiento acumulado a la fecha proviene principalmente de las operaciones mineras. Lo anterior justificó ampliamente la realización de este trabajo.
- En el capítulo 3, se revisaron en detalle los diseños empleados en la actualidad en muchas de las minas más importantes del mundo en lo que block caving se refiere, y rápidamente, se descubrió que la tendencia actual es proponer el hundimiento avanzado como estrategia de socavación. Esto podría explicarse debido a la profundización y al cada vez menos benigno estado de esfuerzos in situ al que se ven sometidas las minas hoy en día. Incluso, pareciera que la variante hundimiento previo ha sido prácticamente abandonada como una opción real, principalmente, debido a sus problemas para coordinar las operaciones de producción y preparación mina en tramos breves de desarrollos. Solo un par de autores (Barlett and Croll, 2000; Beck, 2006) ponen la luz de alerta, en el sentido de que discuten que a profundidades cercanas a los 1000 metros, en ambientes de altos esfuerzos, prácticamente la única manera de poder alcanzar un cierto ritmo productivo sería con este método, debido a que ni siquiera el hundimiento avanzado podría resguardar las labores de producción.
- La tendencia que se escapa de lo actual es lo que se practica en la mina Henderson. Se trata de una mina emplazada a más de 1000 metros de profundidad, que sin embargo, es explotada mediante un eficiente sistema de hundimiento convencional, en que las tronaduras de apertura de bateas y de socavación se realizan a intervalos de tiempo muy cercanos, lo que impide exponer por excesivos períodos de tiempo los pilares del nivel de producción al paso del llamado “abutment stress”.

- Diversas publicaciones coinciden en que el corte inclinado, o llamado tipo crinkle cut, es una alternativa eficaz de realizar la socavación avanzada, debido a la mayor robustez del pilar corona y a la correcta inclinación que se le da a dicho pilar para el flujo de marina hacia la calle de hundimiento.

En cuanto al trabajo comparativo realizado, es posible concluir:

- La selección de alternativas para ser comparadas se realizó sin la intención de excluir de manera sesgada a una u otra estrategia de socavación. Es así como se seleccionó tanto el hundimiento convencional, de vasta aplicación en la minería mundial, y el hundimiento avanzado, mediante dos tipos de corte, como son el corte plano (tipo Teniente) e inclinado (tipo Palabora).
- En el capítulo 4, se propuso una metodología de comparación geotécnica entre estrategias de socavación. Se pudo constatar que el trabajo académico con mayor aceptación en cuanto a socavación es el desarrollado por Wattimena (2003), orientado principalmente al diseño de fortificación para minas de block caving. Dado que no considera en su modelo como variable la geometría de socavación, rápidamente fue descartada como método de comparación. Por lo tanto, la conclusión fundamental es que una etapa de modelación numérica era necesaria, por lo que se decidió trabajar con la herramienta de elementos de borde Map3D, debido a la posibilidad de modelar problemas complejos en tres dimensiones de manera simple.
- Los criterios de comparación escogidos, fueron: la razón entre el esfuerzo vertical inducido y el esfuerzo vertical in situ, medidos sobre el centro del pilar de hundimiento, para tener una idea de los esfuerzos inducidos; y el factor de seguridad sobre σ_1 según el criterio de falla de Mohr Coulomb, aplicados a los pilares de los niveles de producción y hundimiento. Estos índices permitieron establecer claras diferencias entre las distintas secuencias y geometrías de socavación, entre las que se pueden mencionar:
 1. El hundimiento avanzado mediante corte plano es la estrategia que produce mayores esfuerzos inducidos, en particular, en los primeros 10 metros desde la frente de socavación, medidos a lo largo del centro de un pilar entre galerías de hundimiento. En este contexto, los esfuerzos verticales inducidos pueden disminuir un 30% si se

emplea hundimiento convencional en vez de hundimiento avanzado con corte plano, debido a que el mayor ancho del pilar en el caso convencional permite distribuir sobre una mayor área los esfuerzos inducidos, produciendo concentraciones de esfuerzos menores; o bien, pueden descender un 20%, si bajo las mismas condiciones geotécnicas y de disposición geométrica de labores, se emplea un hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento avanzado con corte bajo.

2. En cuanto a la condición de los pilares en el nivel de hundimiento, la opción que ofrece mayores factores de seguridad es el corte inclinado. Esta variante, superó en promedio en un 40% a los factores de seguridad obtenidos en el caso corte plano, y en un 90% al caso convencional, que en promedio tuvo factores de seguridad de 0.8, aunque a 400 metros de profundidad no podría ser descartada su implementación de manera tajante. Resultó de particular interés notar, dentro del método de corte inclinado, las diferencias geométricas y geotécnicas entre los dos tipos de pilares que se forman por la singular geometría de corte: por un lado, el pilar largo o empotrado en el macizo rocoso; y por el otro, un pilar similar al generado por el corte plano. El primero de los dos alcanza sistemáticamente una mejor condición, obteniendo factores de seguridad al menos 10% mayores (60% mayor con $k=2$).
3. El análisis de los pilares del nivel producción, indicó, que tal como se esperaba, el caso convencional es el que se produce la peor condición geotécnica, lo que viene a ratificar los conocimientos previos adquiridos respecto a esta política de socavación. Por otro lado, las variantes del hundimiento avanzado mostraron comportamientos similares sobre la unidad básica estudiada, solo presentando mayores diferencias en el caso $k=2$, en donde en promedio los pilares del corte inclinado tienen factores de seguridad 50% mayores a los de corte plano. Bajo las mismas condiciones geotécnicas, el factor de seguridad propuesto es, en promedio, al menos un 40% mayor si se utiliza hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento convencional, y un 20% mayor si se utiliza hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento convencional.

A modo de conclusión final, según los resultados obtenidos, el corte inclinado se presenta como la alternativa más robusta de las estudiadas, pues, en términos simples:

- Genera bajos niveles de esfuerzos inducidos en la frente de socavación, medidos en el nivel de hundimiento, aunque mayores que los producidos en el caso convencional.
- Presenta mayores factores de seguridad en los pilares del nivel de hundimiento.
- Al igual que la variante corte plano (salvo en el caso $k=2$), presenta factores de seguridad aceptables en los pilares del nivel de producción.

Como comentario personal, se destaca que los primeros dos resultados parecen categóricos, sin embargo, el resultado de los análisis a los pilares del nivel de producción merece una mirada algo más profunda, debido a las posibles fuentes de error geométricas que podrían haber influenciado los resultados. Además, la geometría de estos pilares, bastante más compleja en comparación a los pilares entre calles de hundimiento, provoca excesivas concentraciones de esfuerzos en las esquinas, lo que pudo distorsionar algunos resultados.

A modo de conclusión final, se proponen recomendaciones de socavación para los escenarios analizados: seleccionar hundimiento convencional a una profundidad de 400 metros con valores de k de 0.5 o 1; hundimiento avanzado, con corte plano o inclinado, con un k de 1 a profundidades mayores que 400 metros, y en todos los otros casos, es decir, con $k=2$ a profundidades entre 400 y 1200 metros y $k=0.5$ con profundidades mayores a 400 metros, practicar hundimiento avanzado tipo crinkle cut.

7.2 Recomendaciones

La recomendación que surge espontánea de este trabajo, y en particular de las conclusiones finales mencionadas, es la de darle algún grado de validez a los resultados obtenidos mediante la comparación o calibración con información dura, como por ejemplo:

- Mediciones de esfuerzos en pilares de producción o hundimiento.
- Información de algún tipo de daño presente en las labores.
- Mediciones de convergencia en galerías de producción o hundimiento.

Con información de ese tipo es posible realizar trabajos de retro-análisis, y a partir de esto, tender hacia la confección de guías de diseño, mediante la construcción de ábacos de consulta directa en etapas previa de ingeniería, tal como por ejemplo, es posible utilizar las curvas de Wattimena (2003). En este trabajo, no estaban dadas las herramientas como para realizar esa labor, sin embargo, esa debiera ser la tendencia a futuro.

Otro aspecto de interés es indagar en los temas que no fueron incluidos en el análisis:

- De algún modo, incluir en los resultados tal vez el aspecto más importante e influyente en lo que es la problemática geotécnica en minería de hundimiento: la condición estructural.
- Extrapolar el conocimiento operacional en el manejo de los desfases o irregularidades en la frente de socavación, a metodologías de predicción en la condición de pilares.
- Con respecto a lo anterior, la metodología podría expandirse a una estrategia de dimensionamiento de pilares, para diferentes escenarios geotécnicos, profundidades, etc. Aunque para eso, desde luego, se requiere información real que apoye la gestión y construcción de este tipo de modelos.
- Especial atención debe ser puesta en el análisis de pilares del nivel de producción. La geometría induce concentraciones de esfuerzos en las esquinas que no pueden ser dejadas de lado en ningún análisis geotécnico. Trabajar con valores promedio en este tipo de pilares es un tanto riesgoso, dada la alta variabilidad de valores a través de ellos.

Por último, la recomendación futura principal apunta a insistir en el entendimiento de este proceso, principalmente tratando de establecer puentes entre la información recogida desde terreno y el conocimiento teórico - conceptual.

BIBLIOGRAFÍA

1. HOEK E. y BROWN E.T. 1985, Excavaciones subterráneas en roca, p 254-277.
2. KARZULOVIC A. 1998. Evaluación Geotécnica Métodos de Socavación Previa y Avanzada Mina El teniente, estudio DT – CG – 98 – 003, división El Teniente, CODELCO CHILE, pp 1-19.
3. LAUBSCHER, D. H. 2000. A practical manual on block caving, International Caving Study (1997-2000). Chapters 1-3, 14.
4. BUTCHER R. J., 2000. Block Cave Undercutting – Aims, Strategies, Methods and Management. Proceedings of Massmin 2000, pp 405-411.
5. CALDER K., TOWNSEND P. y RUSSELL F., 2000. The Palabora Underground Mine Project, Proceedings of Massmin 2000, pp 219-225.
6. HOEK E. 2000, Rock engineering.
7. DUFFIELD S., 2000. Design of the second Block Cave at Northparkes E26E Mine, Proceedings of Massmin 2000, pp 335 – 346.
8. ROJAS E., MOLINA R., BONANI A. y CONSTANZO H. 2000. The preundercut caving method at El Teniente Mine, Codelco – Chile, Proceedings of Massmin 2000, pp 261 – 266.
9. BARLETT P.J. y CROLL A., 2000. Cave Mining at Premier Diamond Mine, Proceeding of Massmin 2000, pp 227 – 235.
10. JOFRE J., YAÑEZ P. y FERGUSON G., 2000. Evolution in Panel Caving Undercutting and Drawbell Excavation, El Teniente Mine. Proceedings of Massmin 2000, pp 249-260.
11. FLORES G. y KARZULOVIC A., 2002. Benchmarking Report, Geotechnical guidelines for a transition from open pit to underground mining. International caving study II, JKRCM, University of Queensland.
12. TRUEMAN R., PIERCE M. y WATTIMENA R. 2002. Quantifying stresses and support requirements in the undercut and production level drifts of block and panel caving mines.
13. WATTIMENA R. K. 2003. Designing undercut and production level drifts of block caving mines. PhD Thesis, JKRCM School of Engineering The University of Queensland, chapters 1, 2, 3, 4.

14. VILLEGAS F., ARCE C. y MONTECINO M., 2003. Informe técnico de colapsos mina Esmeralda, Informe interno SPL- I - 055 / 2003, Gerencia Recursos Mineros y Desarrollo, División El Teniente, CODELCO - CHILE, pp 1-5.
15. SILVEIRA AC, 2004. Undercutting at E26 lift 2 Northparkes, Proceedings of Másmin 2004, pp 410 - 414.
16. ARANCIBIA E. Y FLORES G., 2004. Design for Underground Mining at Chuquicamata Orebody. Scoping Engineering Stage. Proceedings of Másmin 2004, pp 603 - 609.
17. WILES T., 2005. Map3D User's Manual.
18. GAETE S., LEIVA E., QUIROZ R., RUBIO J. y SEGUEL J., 2005. Proyecto mejoramiento método de hundimiento mina Esmeralda, Revisión A. Informe interno, Gerencia Recursos Mineros y Desarrollos, División El Teniente, CODELCO - CHILE. Capítulos 3.2, 3.3, 4.2 y 4.3.
19. FLORES G. 2005. Rock mass response to the transition from open pit to underground cave mining. PhD Thesis, JKMRMC School of Engineering the University of Queensland, pp 1-15.
20. KARZULOVIC & ASOC., 2005. "Efecto de la geometría de socavación en los pilares del UCL, sector Esmeralda", Estudio DT - CG - 05 - 01, División El Teniente, CODELCO - CHILE.
21. KARZULOVIC & ASOC., 2006. Continuación minería sector Esmeralda, consideraciones geomecánicas, Estudio DT - CG - 2006 - 01, División El Teniente CODELCO - CHILE, p21.
22. BECK D., ARNDT S., THIN. I., STONE C. y BUTCHER R., 2006. A conceptual sequence for a block cave in an extreme stress and deformation environment, Proceedings of Deep and High Stress Mining 2006.
23. BROWN E., 2007. Block Caving Geomechanics, second edition. The International Caving Study 1997-2004, JKMRMC University of Queensland. Chapters 1, 5-7.
24. "Undercutting Workshop", Phoenix, 2008. Rio Tinto, CODELCO, Freeport McMoRan. Presentations.
25. RUBIO J. y BAHAMONDES C., 2008. Recomendaciones geomecánicas para la definición de las opciones de socavación proyecto Nuevo Nivel Mina, Revisión 0. Informe interno, Vicepresidencia corporativa de proyectos, Gerencia Proyecto Nuevo Nivel Mina, CODELCO-CHILE.

26. CALLAHAN M., KESKIMAKI K. y FRONAPFEL L., 2008. Constructing and operating Henderson's new 7210 level. Proceedings of Massmin 2008, pp 15-24.
27. ROSS I., 2008. Northparkes E26 Lift 2 block cave – A case study. Proceedings of Massmin 2008, pp 25-34.
28. VASQUEZ P., RUBIO J. y CAVIERES P., 2008. Methodology for estimating the “serviceability” of the UCL pillars at El Teniente mine, new mine level project. Proceedings of Massmin 2008, pp 783-792.
29. ARANEDA O. y SOUGARRET A., 2008. Lessons learned in cave mining at El Teniente mine over the period 1997-2007. Proceedings of Massmin 2008, pp 43-52.

ANEXO A

Descripción del funcionamiento de Map3D

Map3D es un software que se basa en el código numérico de los elementos de borde. Al igual que en otros tipos de modelos numéricos, en este caso, la representación matemática de la respuesta del macizo rocoso ante el efecto de la minería está gobernada por tres tipos de ecuaciones diferenciales (Wiles, 2005):

1. **Ecuaciones de equilibrio.** Permiten balancear las fuerzas presentes sobre cada elemento dentro del modelo, considerando incluso fuerzas externas a la condición pre-minería, tales como el calor o la sismicidad, denotadas con las letras mayúsculas X, Y y Z:

$$\partial\sigma_{xx}/\partial x + \partial\tau_{xy}/\partial y + \partial\tau_{xz}/\partial z + X = 0$$

$$\partial\tau_{xy}/\partial x + \partial\sigma_{yy}/\partial y + \partial\tau_{yz}/\partial z + Y = 0$$

$$\partial\tau_{xz}/\partial x + \partial\tau_{yz}/\partial y + \partial\sigma_{zz}/\partial z + Z = 0$$

Ecuación A-1: Ecuaciones de equilibrio de fuerzas utilizadas por Map3D

2. **Ecuaciones de continuidad.** Estas ecuaciones se imponen para satisfacer la condición de conservación de masa:

$$\partial^2\varepsilon_{xx}/\partial y^2 + \partial^2\varepsilon_{yy}/\partial x^2 = \partial^2\varepsilon_{xy}/\partial x/\partial y$$

$$\partial^2\varepsilon_{yy}/\partial z^2 + \partial^2\varepsilon_{zz}/\partial y^2 = \partial^2\varepsilon_{yz}/\partial y/\partial z$$

$$\partial^2\varepsilon_{zz}/\partial x^2 + \partial^2\varepsilon_{xx}/\partial z^2 = \partial^2\varepsilon_{xz}/\partial x/\partial z$$

$$2\partial^2\varepsilon_{xx}/\partial y/\partial z = \partial/\partial x(-\varepsilon\partial_{yz}/\partial x + \varepsilon\partial_{xz}/\partial y + \varepsilon\partial_{xy}/\partial z)$$

$$2\partial^2\varepsilon_{yy}/\partial x/\partial z = \partial/\partial y(\varepsilon\partial_{yz}/\partial x - \varepsilon\partial_{xz}/\partial y + \varepsilon\partial_{xy}/\partial z)$$

$$2\partial^2\varepsilon_{zz}/\partial x/\partial y = \partial/\partial z(\varepsilon\partial_{yz}/\partial x + \varepsilon\partial_{xz}/\partial y - \varepsilon\partial_{xy}/\partial z)$$

Ecuación A-2: Ecuaciones de continuidad utilizadas por Map3D

3. **Ecuaciones de elasticidad.** En estas ecuaciones se incluyen los parámetros elásticos del tipo de roca a considerar, y el estado tensional in situ, denotado como σ^o , con el objetivo

de determinar los esfuerzos de manera puntual a través de las relaciones esfuerzo-deformación:

$$\sigma_{xx} = \sigma_{xx}^o + E/(1+\nu)/(1-2\nu) [(1-\nu) \varepsilon_{xx} + \nu (\varepsilon_{yy} + \varepsilon_{zz})]$$

$$\sigma_{yy} = \sigma_{yy}^o + E/(1+\nu)/(1-2\nu) [(1-\nu) \varepsilon_{yy} + \nu (\varepsilon_{zz} + \varepsilon_{xx})]$$

$$\sigma_{zz} = \sigma_{zz}^o + E/(1+\nu)/(1-2\nu) [(1-\nu) \varepsilon_{zz} + \nu (\varepsilon_{xx} + \varepsilon_{yy})]$$

$$\tau_{xy} = \tau_{xy}^o + E/(1+\nu) \varepsilon_{xy}$$

$$\tau_{yz} = \tau_{yz}^o + E/(1+\nu) \varepsilon_{yz}$$

$$\tau_{xz} = \tau_{xz}^o + E/(1+\nu) \varepsilon_{xz}$$

Ecuación A-3: Ecuaciones de elasticidad utilizadas por Map3D

Por otro lado, en Map3D no deben definirse condiciones de borde especiales, como si se acostumbra, por citar un ejemplo, en modelos de elementos finitos. En este caso, se asume que el espacio tridimensional es un continuo de macizo rocoso, y dentro de este continuo son las excavaciones generadas por la minería las que definen las condiciones de borde localmente.

En la creación de un modelo en Map3D, se deben realizar una serie de pasos, entre los cuales, los más importantes son: el ingreso un estado de esfuerzos in situ; la definición del modelo constitutivo; determinación de la precisión numérica del modelo; incorporación de excavaciones que alteren la condición pre-minería y construcción de grillas de medición de esfuerzos en dominios discretos. A continuación se explican algunas de estas actividades.

- **Ingreso del estado tensional in situ.** Este debe ser definido en términos de las magnitudes y las direcciones de los esfuerzos principales, tal como se muestra en la figura A-1, o bien, ingresando un tensor de esfuerzos conocido. Ambas maneras de hacen referencia al sistema coordenado x, y, z, el cual se muestra en la figura A-2.

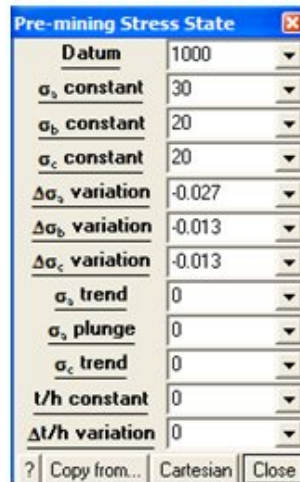


Figura A-1: Ventana de definición de esfuerzos principales in situ en Map3D

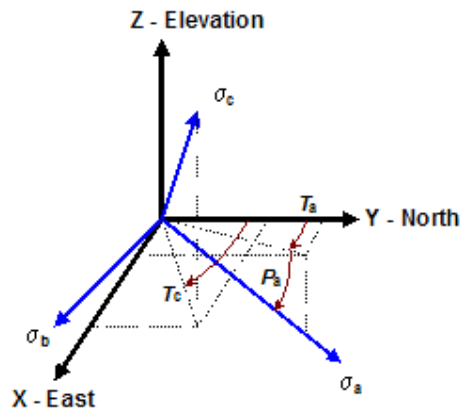


Figura A-2: Sistema coordenado con respecto al que se define el estado In Situ en Map3D.

Las componentes mostradas en la figura A-1 se describen a continuación:

- Datum: Cota en la que se definirá el estado tensional pre-minería.
- $\sigma_a^0, \sigma_b^0, \sigma_c^0$: Valores conocidos de los esfuerzos principales in situ, en la coordenada z igual al datum ingresado. El subíndice “a” hacen referencia a que el esfuerzo está más cercanamente orientado a eje y, el “b” esta referido al eje x y el “c” al eje z.
- $\Delta\sigma_a, \Delta\sigma_b, \Delta\sigma_c$: Variación de cada componente con la profundidad, medido en MPa/m.
- Inclinación y azimut de la componente σ_a^0 , y azimut de la componente σ_c^0 .

Una vez definido lo anterior, la variación de cada una de las componentes con la profundidad se define como se muestra a continuación:

$$\begin{aligned}\sigma_a &= \sigma_a^0 + \Delta\sigma_a(z - datum) \\ \sigma_b &= \sigma_b^0 + \Delta\sigma_b(z - datum) \\ \sigma_c &= \sigma_c^0 + \Delta\sigma_c(z - datum)\end{aligned}$$

Ecuación A-4: Ecuaciones para determinar los esfuerzos pre-minería en Map3D, dado un valor inicial

- **Modelo constitutivo.** Se debe especificar la naturaleza del modelo, es decir, si se trabajará con modelos elásticos o elasto-plásticos.
- **Precisión numérica.** La precisión numérica que tendrá el modelo en el proceso de ajuste de equilibrio, está asociada al mínimo tamaño de los elementos de borde a construir, y al mínimo tamaño grilla de medición a utilizar. En función de los valores escogidos, es posible alcanzar 3 intervalos de error numérico: entre 10 y 20 %, entre 5 y 10 % y menor a 5%. Desde luego, el tiempo de cálculo es creciente a medida que se le solicita un menor error numérico al software.
- **Conjunto de excavaciones.** Las excavaciones incorporadas en Map3D representan la influencia de la minería, y como esta rompe el equilibrio inicial del macizo rocoso. Como en cualquier otro modelo numérico, se debe indicar la secuencia de incorporación de excavaciones en el continuo (steps, en términos del software), lo que en particular permite cuantificar el efecto una determinada actividad minera sobre labores preexistentes.
- **Grillas de medición de esfuerzos.** El último aspecto importante corresponde a los lugares en los que se reportarán los esfuerzos medidos. Para eso en Map3D se utilizan las llamadas grillas, que pueden ser ubicadas en cualquier lugar del espacio por el usuario, y pueden ser de dos tipos: líneas o planos. A modo de ejemplo, en las siguientes figuras se muestran una serie de excavaciones en donde se ha dispuesto una grilla plana horizontal, en la que se despliega el valor del esfuerzo principal mayor σ_1 :

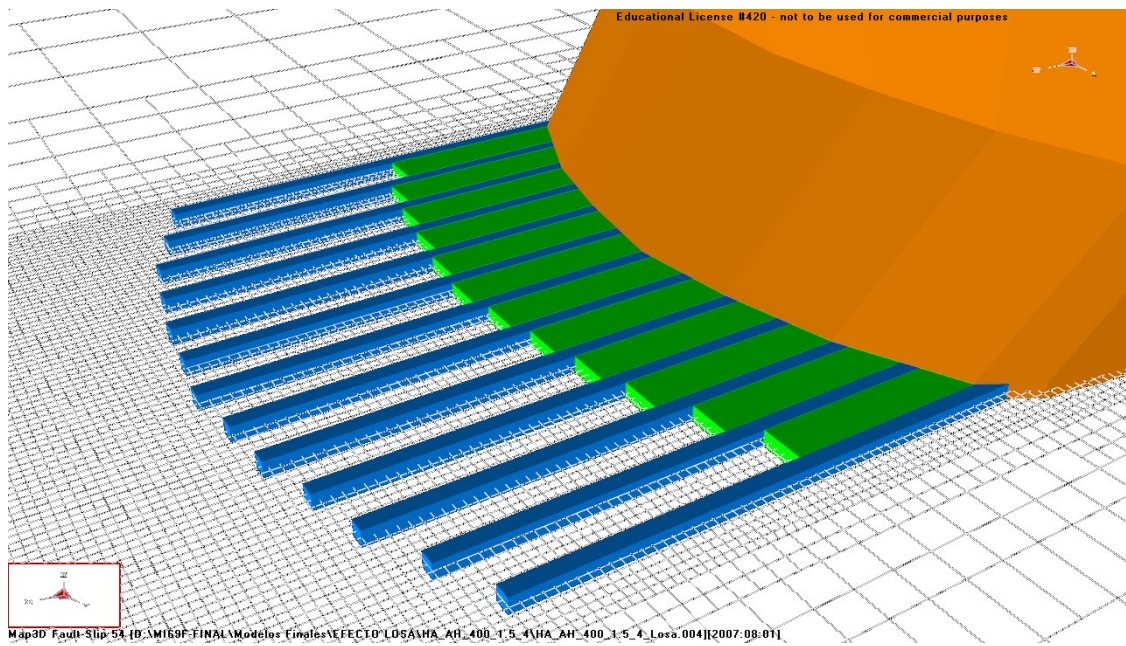


Figura A-3: Ejemplo de excavaciones y de una grilla horizontal de medición de esfuerzos

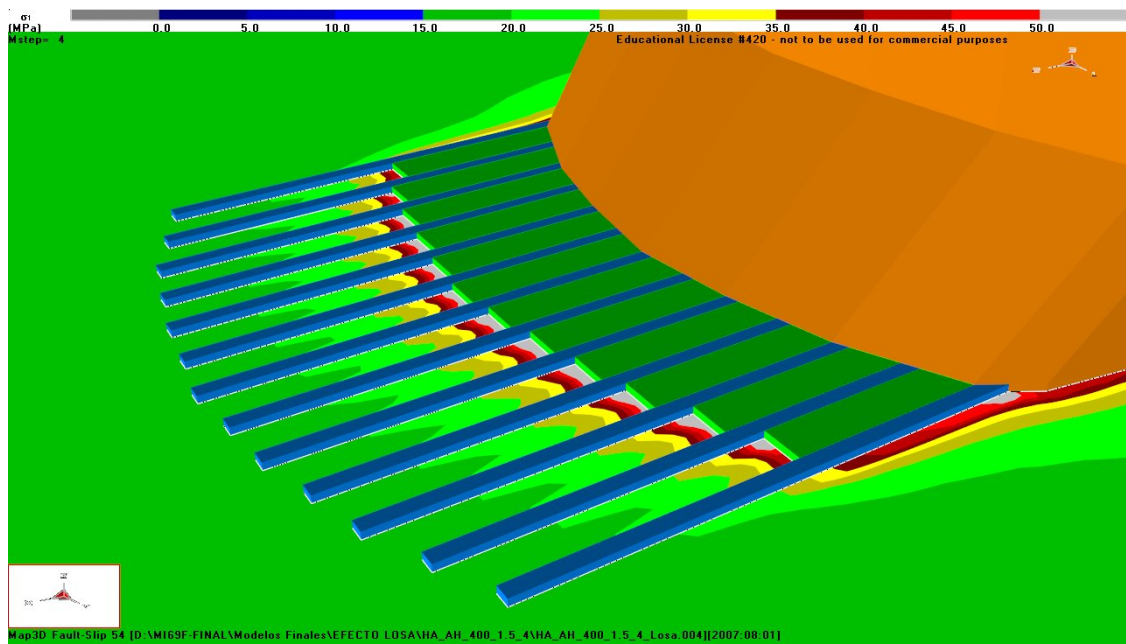


Figura A-4: Ejemplo de excavaciones y de despliegue de σ_1 sobre una grilla horizontal

ANEXO B

Parámetros utilizados en la construcción y ejecución de modelos en Map3D

Los parámetros utilizados en los modelos construidos se muestran directamente desde la ventana del software en donde se ajustan estos valores, en las siguientes figuras:

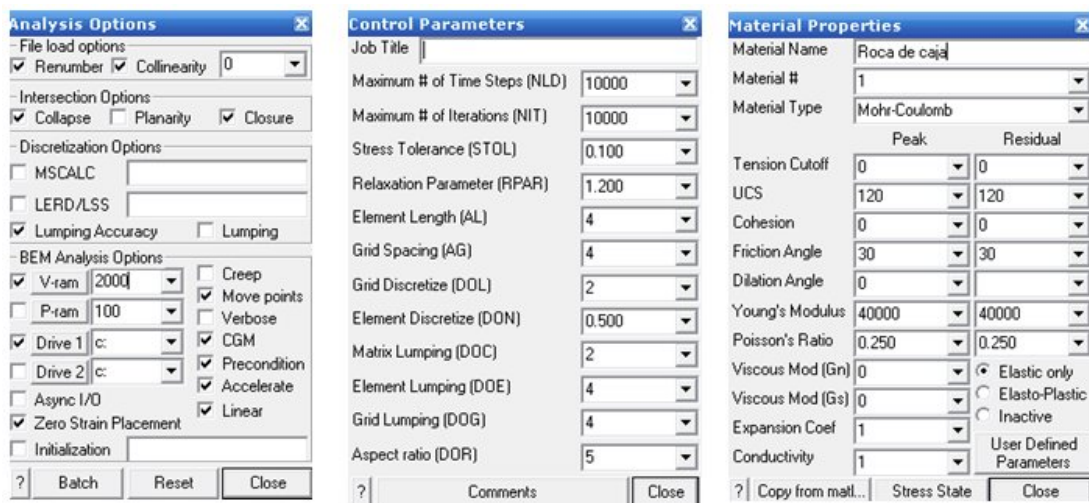


Figura B-1: Opciones de análisis, parámetros de control y propiedades de la roca utilizadas en Map3D

Un aspecto importante a destacar es que los parámetros de control seleccionados permiten alcanzar un error numérico entre 5 y 10 %, a un tiempo promedio de ejecución de 4.5 horas aproximadamente por modelo.

ANEXO C

Estado tensional ingresado a Map3D

La carga litostática permite estimar de manera simple el esfuerzo vertical in situ, mediante la siguiente ecuación (Hoek, 1985; Hoek, 2000):

$$\sigma_v = \gamma \cdot z$$

Ecuación C-1: Esfuerzo vertical in situ calculado mediante la carga litostática.

En donde γ es el peso específico de la roca, y z es la profundidad. En este caso, se asumirá una roca promedio de peso específico 27 KN/m^3 , lo que generará el siguiente gradiente de esfuerzos en la dirección vertical:

$$\Delta\sigma_z = 0.027 \left[\frac{\text{MPa}}{\text{m}} \right]$$

Ecuación C-2: Gradiente esfuerzo vertical in situ

Para obtener los gradientes de los dos esfuerzos horizontales principales, basta aplicar el concepto de la razón de esfuerzos:

$$k = \frac{\text{esfuerzo horizontal}}{\text{esfuerzo vertical}}$$

Ecuación C-3: Razón de esfuerzos

Por lo tanto, dependiendo del valor de k en cada caso, los gradientes de esfuerzos en las direcciones x e y serán:

$$\Delta\sigma_x = k_x \cdot \Delta\sigma_z$$

Ecuación C-4: Gradiente horizontal in situ en dirección x

$$\Delta\sigma_y = k_y \cdot \Delta\sigma_z$$

Ecuación C-5: Gradiente horizontal in situ en dirección y

A continuación, se muestran los estados tensionales empleados en todos los modelos, lo cuales están referidos a diferentes valores de k:

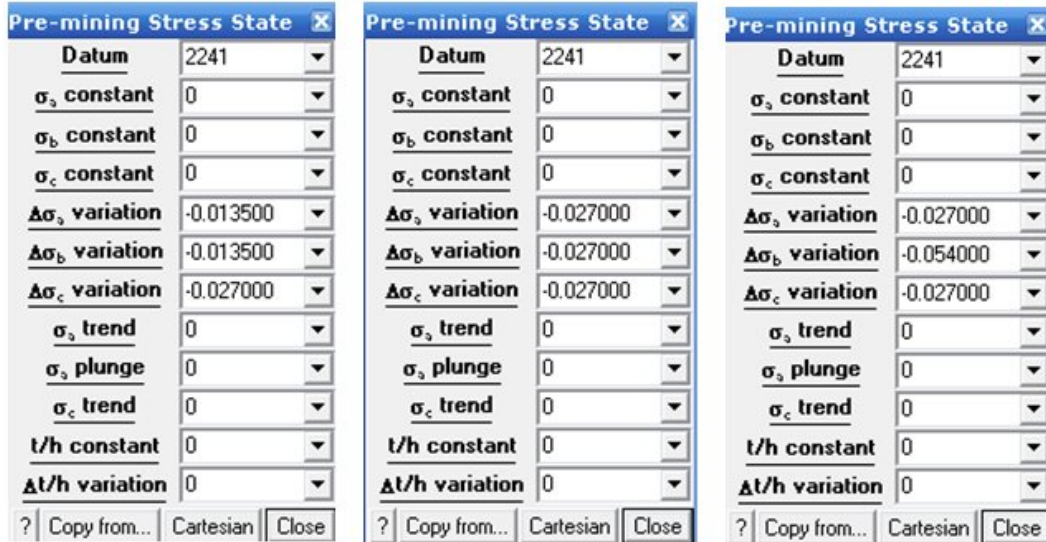


Figura C-1: Estado tensional In situ ingresado a Map3D, para k=0.5 (izquierda), k=1 (al centro) y k=2.

Se asumió un estado tensional nulo a la cota 2241, simulando la más alta montaña a esa cota. Por lo tanto, las coordenadas de los niveles de hundimiento en cada caso estudiado según profundidad fueron:

Tabla C-1: Cotas a las que se ubicó cada modelo referido a cota del datum ingresado

H: profundidad	Cota
400	1841
800	1441
1200	1041

ANEXO D

Etapas de excavación en modelos numéricos

A continuación se detalla la modelación de las etapas de incorporación de excavaciones, para cada uno de los modelos de socavación con que se trabajó: hundimiento convencional, avanzado con corte plano y avanzado con corte inclinado. La etapa 1 en todos los modelos correspondió al estado tensional pre-minería, por lo que no se consideran excavaciones en ella.

Hundimiento convencional (HC)

- **Etapa 2:** Excavación de cavidad, calles de producción, galerías de zanja y bateas hasta antes de la frente de extracción; calles de producción y de hundimiento entre la frente de extracción y la futura frente de socavación.
- **Etapa 3:** Apertura de bateas por delante del frente de extracción.
- **Etapa 4:** Socavación y apertura de la parte superior de las bateas.

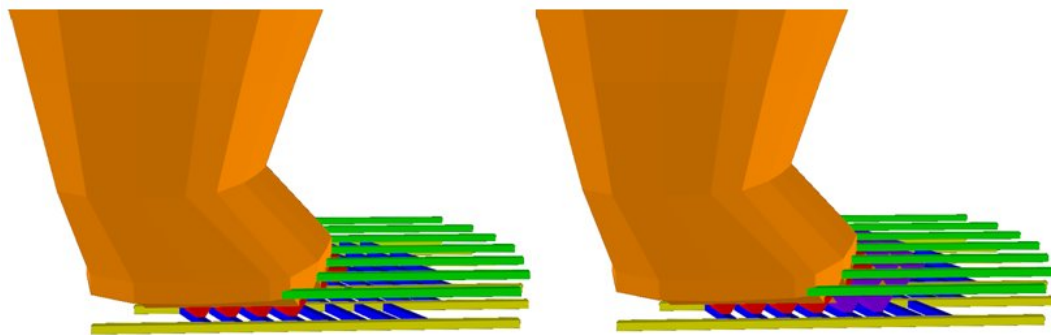


Figura D-1: Etapas 2 (izquierda) y 3 hundimiento convencional

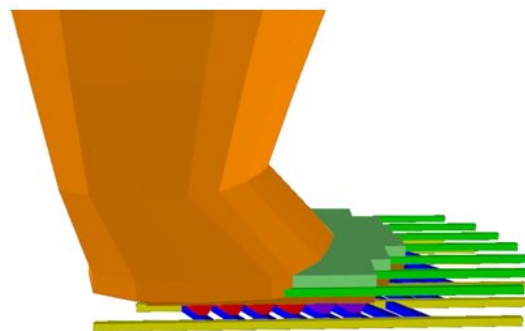


Figura D-2: Etapa 4 hundimiento convencional

Hundimiento avanzado mediante corte plano (HA-AH)

- **Etapa 2:** Excavación de cavidad, calles de producción, galerías de zanja y bateas hasta antes de la frente de extracción; calles de producción y de hundimiento entre la frente de extracción y la futura frente de socavación.
- **Etapa 3:** Socavación. El corte efectuado dependerá de la técnica modelada, entre corte horizontal angosto e inclinado angosto.
- **Etapa 4:** Excavación de galerías de zanja bajo área socavada y de calles de producción y hundimiento por delante del frente de socavación.
- **Etapa 5:** Apertura de bateas bajo área socavada, considerando como distancia de seguridad al menos una línea de bateas antes de la frente de socavación:

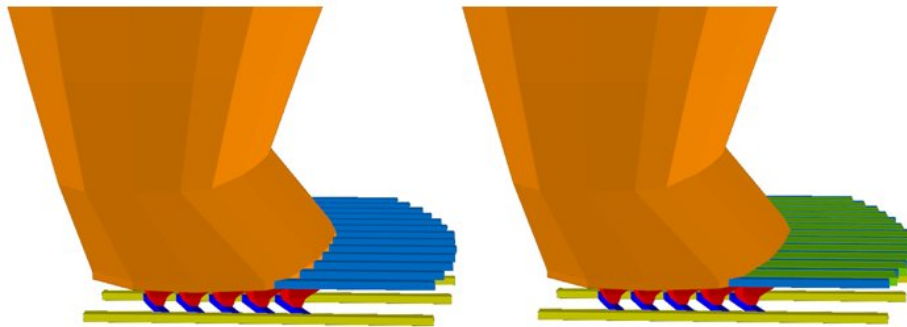


Figura D-3: Etapas 2 (izquierda) y 3 hundimiento avanzado con corte plano

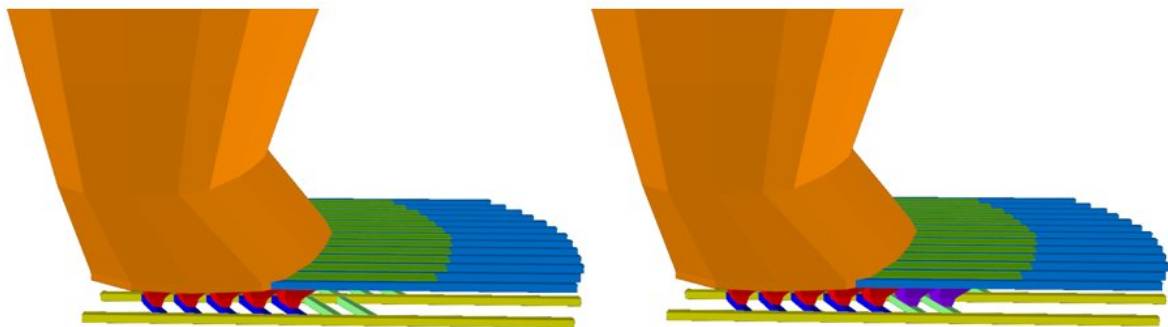


Figura D-4: Etapas 4 (izquierda) y 5 hundimiento avanzado con corte plano

Hundimiento avanzado mediante corte inclinado (HA-AI)

- **Etapa 2:** Excavación de cavidad, calles de producción, galerías de zanja y bateas hasta antes de la frente de extracción; calles de producción y de hundimiento entre la frente de extracción y la futura frente de socavación.
- **Etapa 3:** Socavación. El corte efectuado dependerá de la técnica modelada, entre corte horizontal angosto e inclinado angosto.
- **Etapa 4:** Excavación de galerías de zanja bajo área socavada y de calles de producción y hundimiento por delante del frente de socavación.
- **Etapa 5:** Apertura de bateas bajo área socavada, considerando como distancia de seguridad al menos una línea de bateas antes de la frente de socavación.

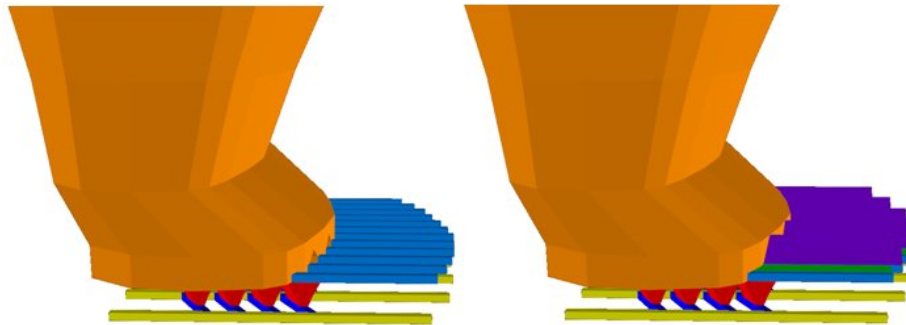


Figura D-5: Etapas 2 (izquierda) y 3 hundimiento avanzado con corte inclinado

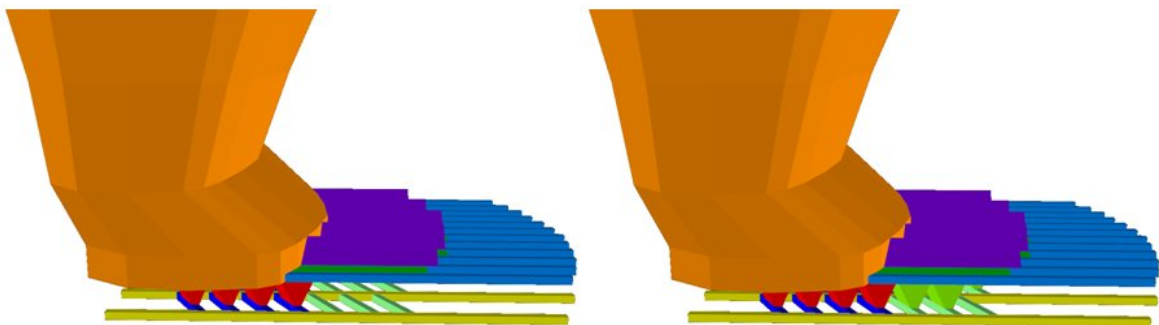


Figura D-6: Etapas 4 (izquierda) y 5 hundimiento avanzado con corte inclinado

ANEXO E

Despliegue de esfuerzos inducidos por las excavaciones

A modo de ejemplo, se muestra a continuación la historia geotécnica del modelo $z=400 - k=2$, para cada estrategia de socavación. La leyenda de colores muestra σ_1 , tomando valores entre 0 (azul oscuro) y 50 (rojo claro) MPa, para cada etapa minera contemplada.

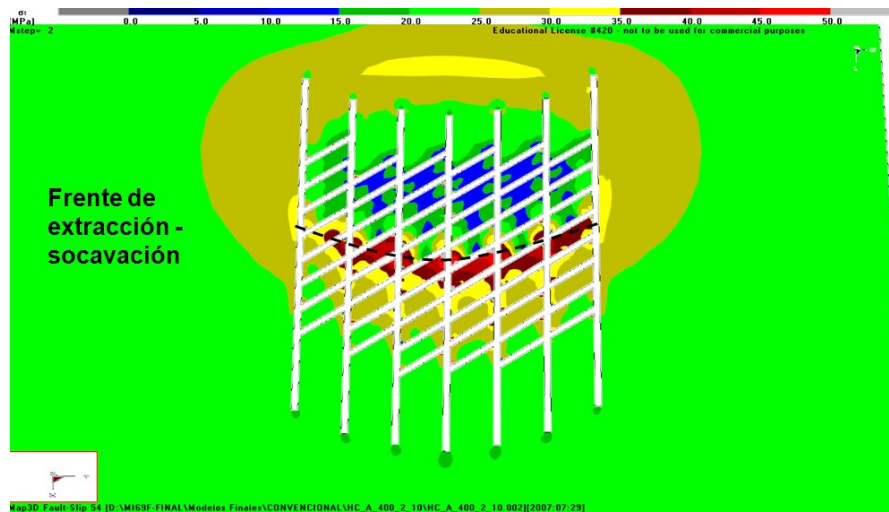


Figura E-1: HC, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 2

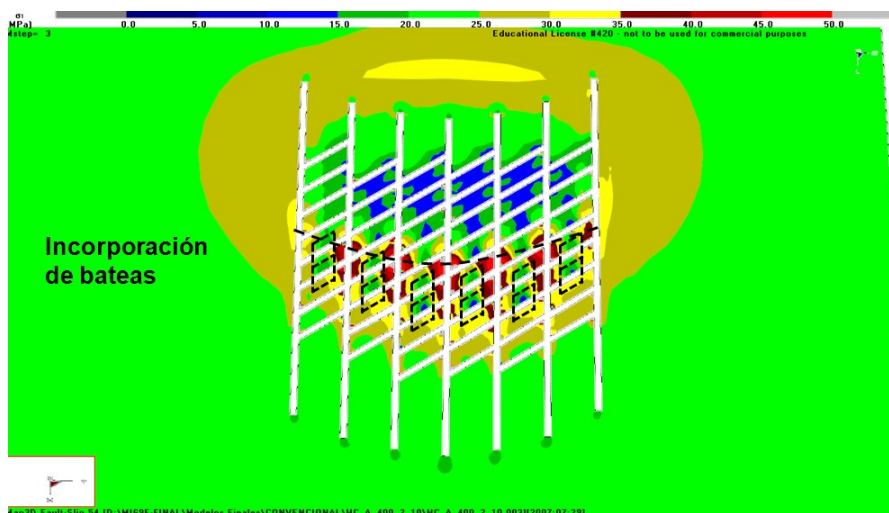


Figura E-2: HC, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 3

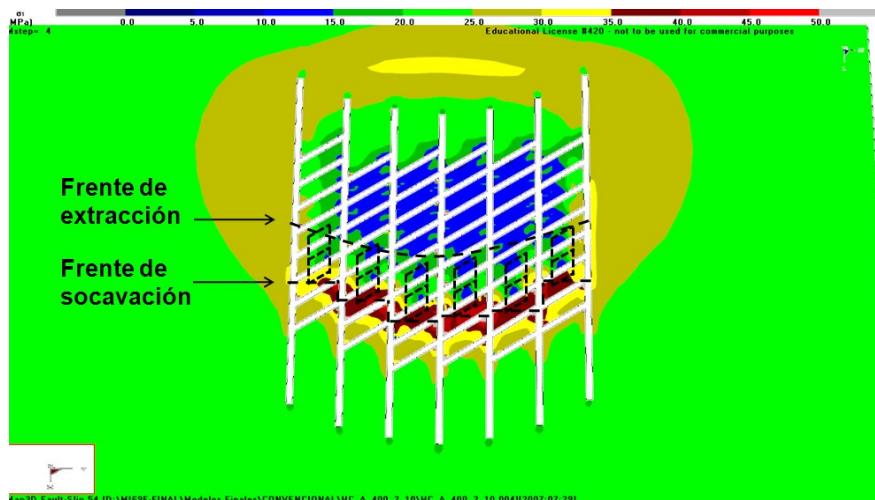


Figura E-3: HC, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 4

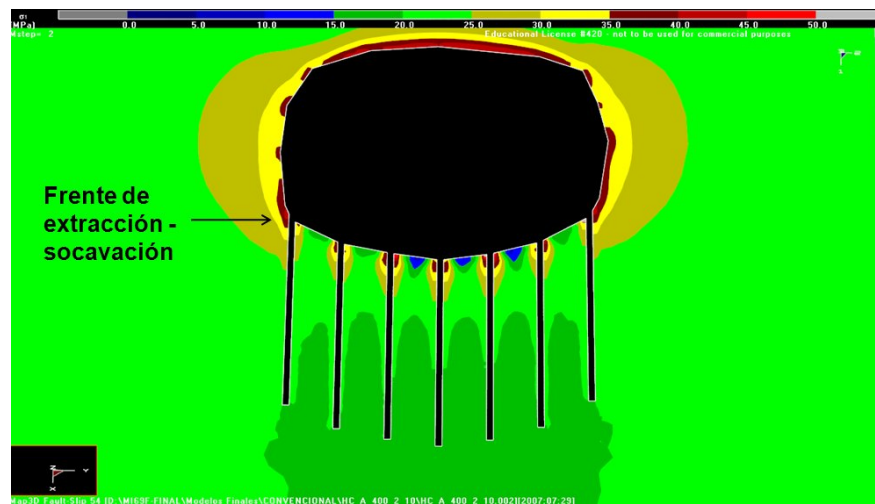


Figura E-4: HC, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 2

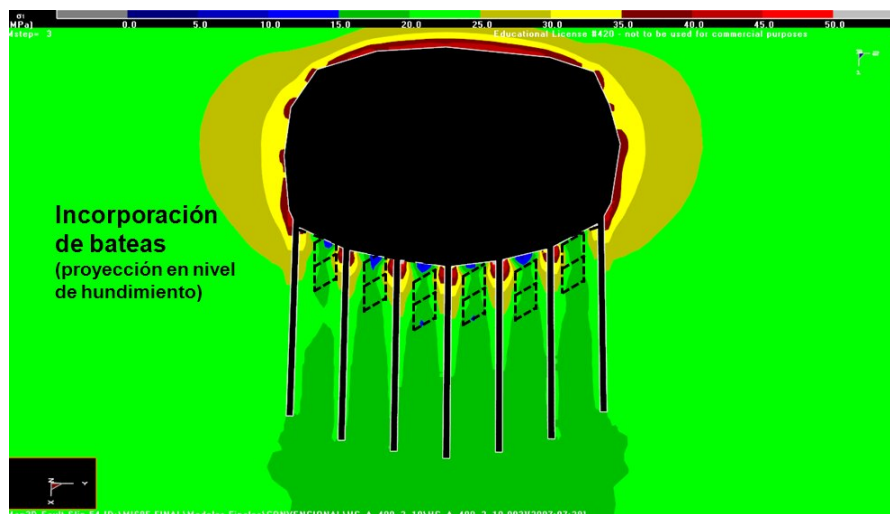


Figura E-5: HC, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 3

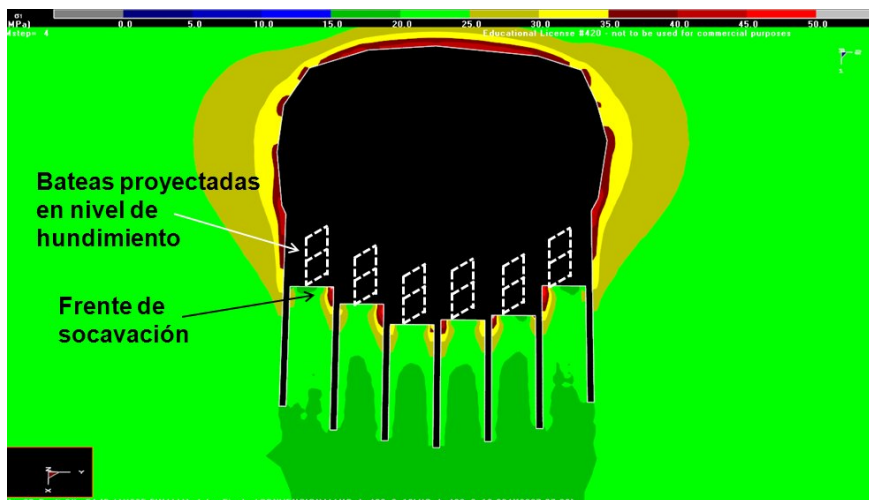


Figura E-6: HC, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 4

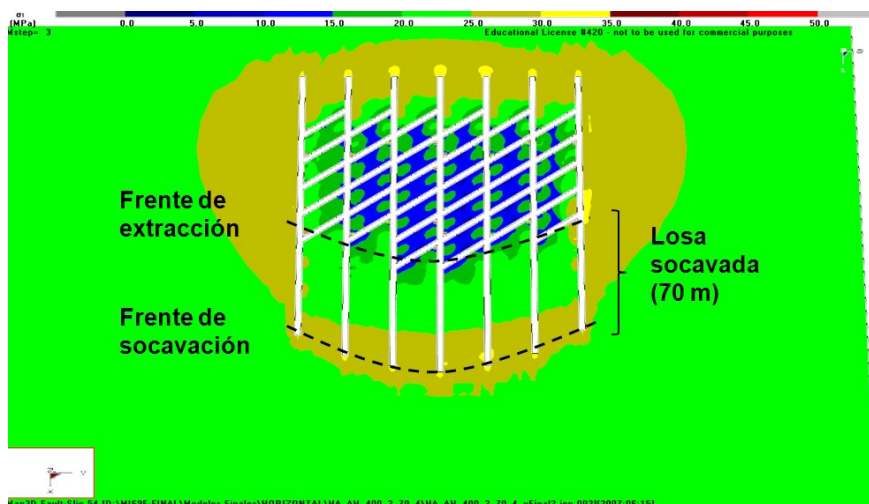


Figura E-7: HA-AH, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 3

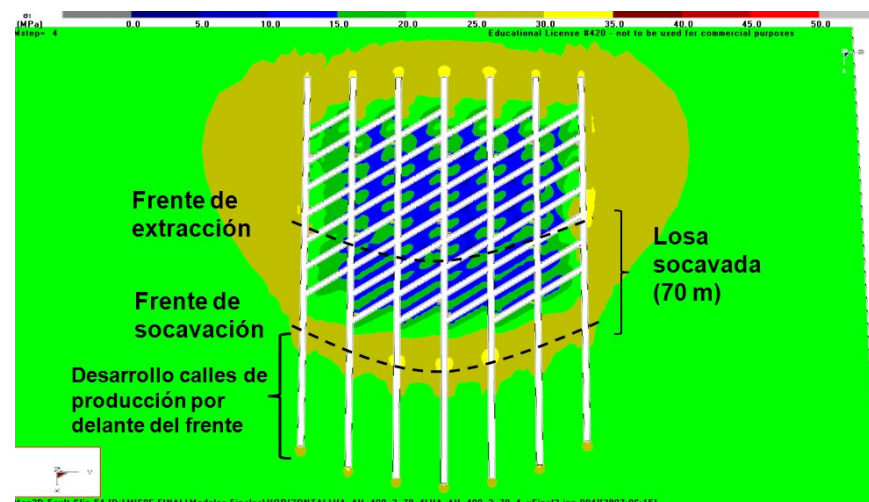


Figura E-8: HA-AH, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 4

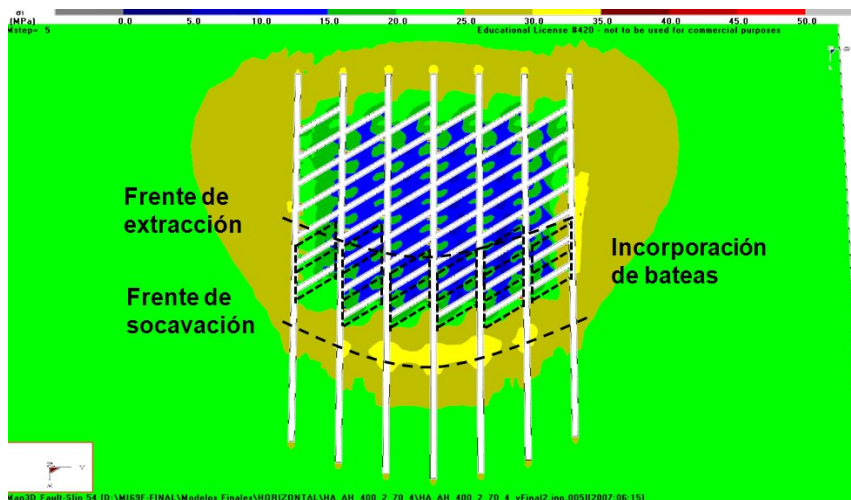


Figura E-9: HA-AH, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 5

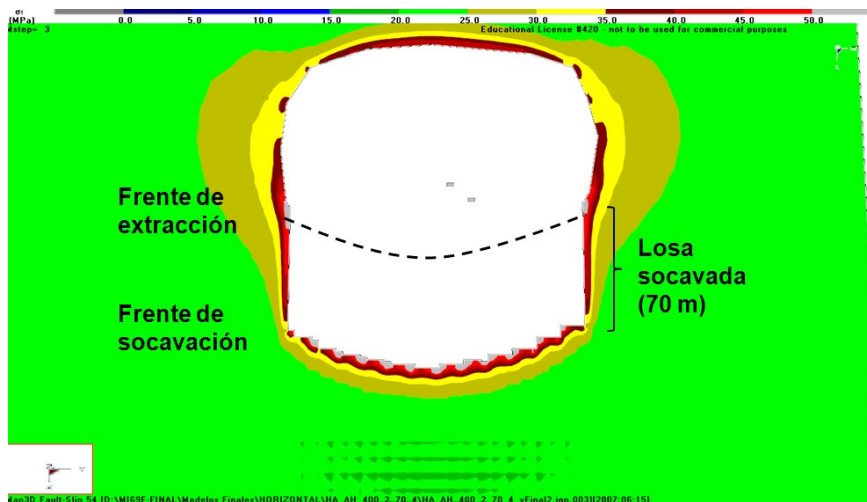


Figura E-10: HA-AH, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 3

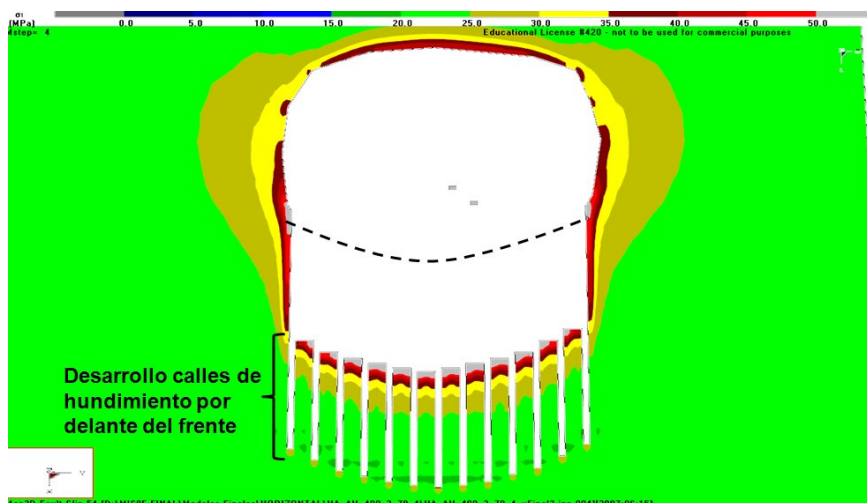


Figura E-11: HA-AH, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 4

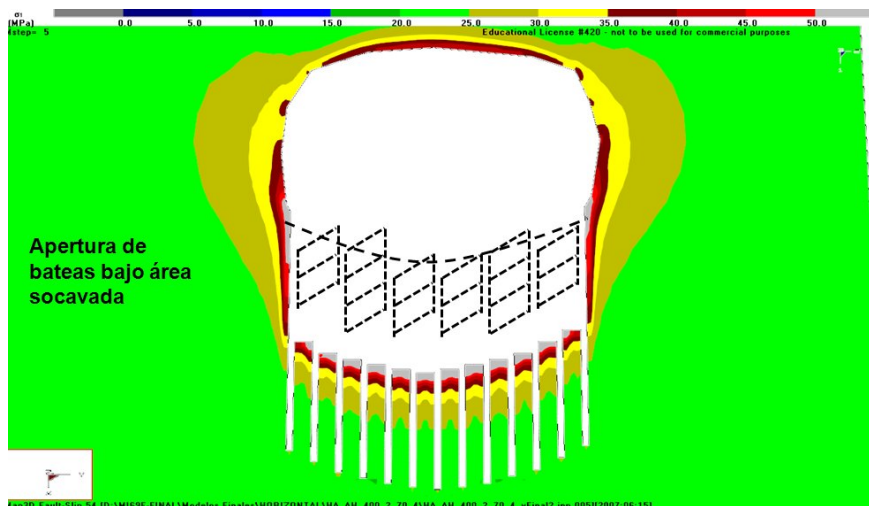


Figura E-12: HA-AH, nivel de hundimiento, $z=400$ – $k=2$, etapa 5

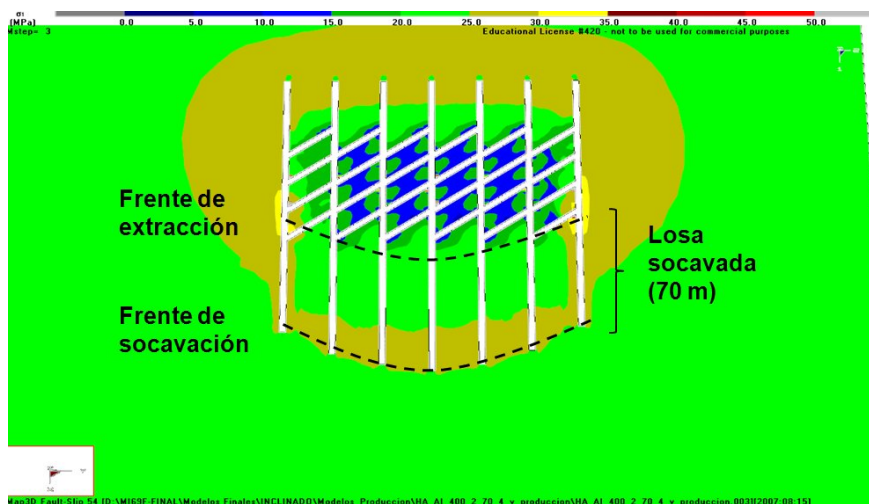


Figura E-13: HA-AI, nivel de producción, $z=400$ – $k=2$, etapa 3

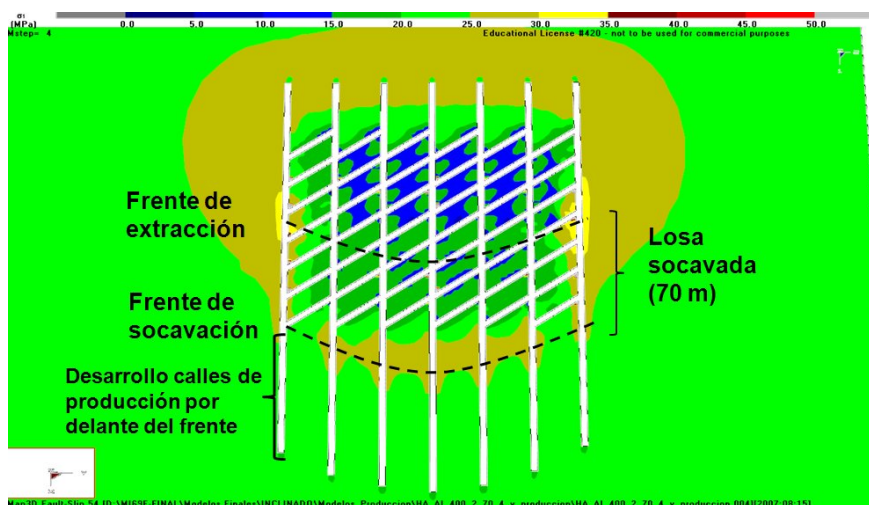


Figura E-14: HA-AI, nivel de producción, $z=400$ – $k=2$, etapa 4

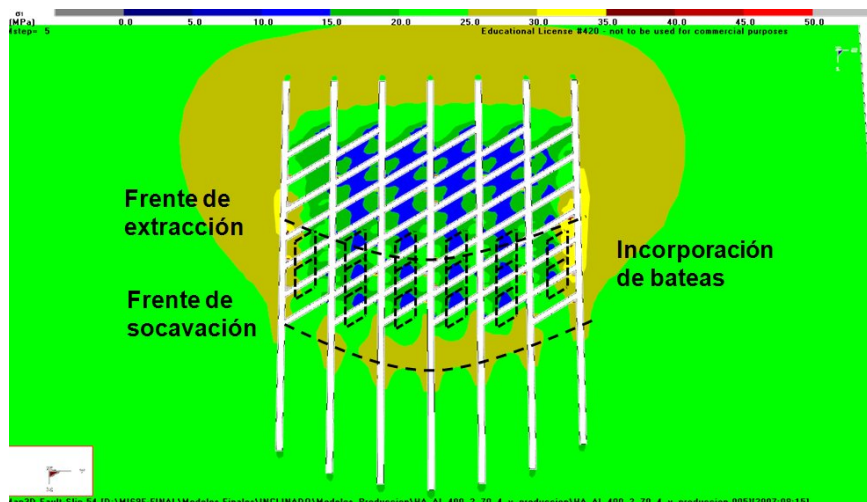


Figura E-15: HA-AI, nivel de producción, $z=400 - k=2$, etapa 5

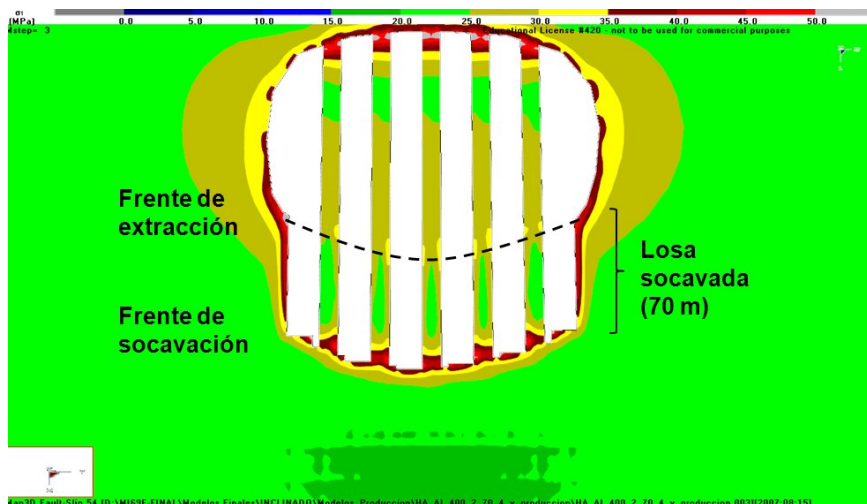


Figura E-16: HA-AI, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 3

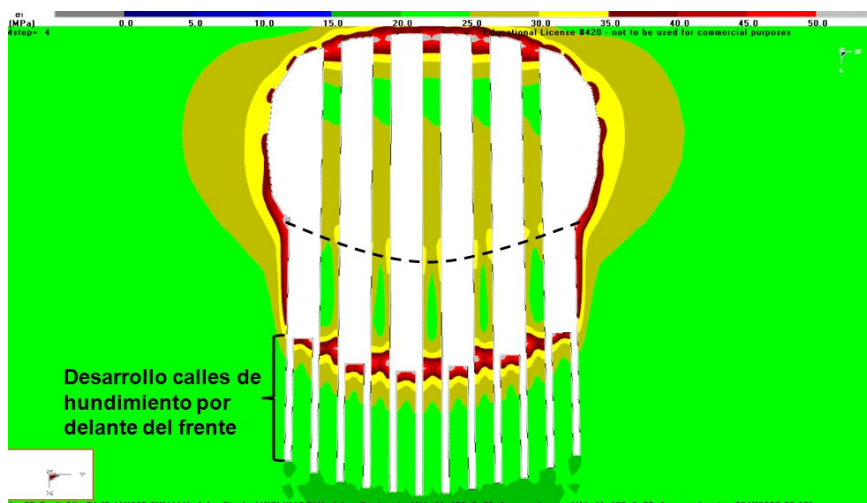


Figura E-17: HA-AI, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 4

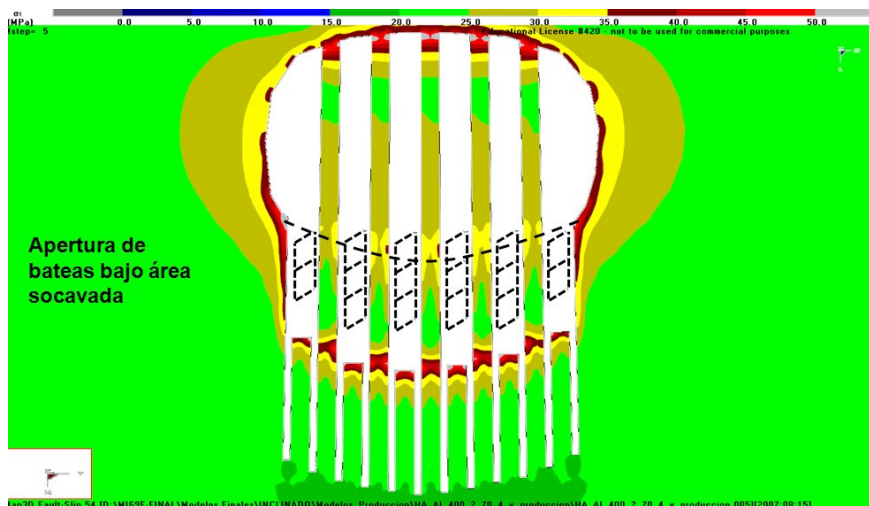


Figura E-18: HA-AI, nivel de hundimiento, $z=400 - k=2$, etapa 5