



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

**ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE BATEAS DE PANEL CAVING EN
VARIANTE DE HUNDIMIENTO CONVENCIONAL**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

MATÍAS ALFREDO SEPÚLVEDA MONTIGLIO

PROFESOR GUÍA:

JAVIER VALLEJOS MASSA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN

ANDRÉS BRZOVIC PÉREZ

CÉSAR PARDO MELLA

SANTIAGO DE CHILE

2015

RESUMEN

El NNM considera inicialmente 4 módulos de explotación independientes repartidos en el sector este y noreste de la mina El Teniente. La presente memoria nace de la necesidad de evaluar el impacto de 8 diseños de alternativas de batea distintas, lo cual considera distintas alturas de pilares corona, zanja y puente para finalmente elegir el diseño más adecuado en el contexto del NNM.

El NNM considera una explotación por panel caving con hundimiento convencional y se pondrá especial énfasis en la zona de transición de este método de explotación minera, lugar donde el abutment stress alcanza su mayor valor, lo cual corresponde a las cercanías del frente de hundimiento.

Se construyó un modelo lineal-elástico en el software de modelamiento numérico Map3D, este modelo sólo evaluará uno de estos módulos iniciales ya que se tratará de un análisis a pequeña escala. Dentro del modelo se consideraron las cavidades superiores de otras áreas de explotación del teniente, la Pipa Braden, la roca caja, las galerías de hundimiento y producción junto con puntos de vaciado, cavidad del NNM, la nariz, la socavación y ocho distintas alternativas de batea, donde cada alternativa de batea genera un modelo diferente.

A partir de niveles de esfuerzos esperados en el NNM se ajusta un tensor in-situ que fue validado según datos reales alcanzado en promedio un esfuerzo principal mayor de 61 [MPa], un esfuerzo principal intermedio de 42 [MPa] y un esfuerzo principal menor de 35 [MPa].

La envolvente de daño entrega como estado último de falla $\sigma_1 = 75 + 3\sigma_3$. Los indicadores de estabilidad utilizados fueron el Factor de seguridad (FS), el porcentaje de falla (%F) y el esfuerzo deviatórico (q). Se concluyó que los valores admisibles de estos indicadores de estabilidad son: $FS \geq 1,3$, $\%F < 20\%$ y $q \leq 70$ [MPa].

Se obtuvo que las alternativas de batea con un pilar puente de 7 [m] presentan mejores indicadores de estabilidad en el pilar puente, lo que establece una mejora en el diseño de la batea.

Por otra parte, los indicadores de estabilidad mejoran al aumentar la altura del pilar corona ($\Delta FS \approx +0,03[m^{-1}]$; $\Delta q \approx -1 \left[\frac{MPa}{m} \right]$; $\Delta \%F \approx -1 \left[\frac{\%}{m} \right]$), la altura de pilar corona de 25 metros presenta valores de estos indicadores mayores a los admisibles; por otra parte, se aconseja evitar la altura de pilar corona de 28 metros, ya que la mejora de estos indicadores no justifica el aumento en la dificultad operacional de construirlo. Dado esto se elige la alternativa 6 con pilar puente de 7 [m] y pilar corona de 25 [m] como la más adecuada para la construcción del Nuevo Nivel Mina.

“Dime y lo olvido, enséñame y lo recuerdo, involúcrame y lo aprendo”

-Benjamin Franklin

AGRADECIMIENTOS

Quisiera agradecer a mi familia por haberme guiado, enseñado y apoyado de manera incondicional durante toda mi vida; siempre con gran paciencia y amor.

También quisiera agradecer a mis amigos por los buenos momentos vividos y por vivir, el relajo en los tiempos de stress y las buenas vibras entregadas.

Agradecer a toda la gente de la oficina 201 del AMTC por las incontables horas de trabajo y la buena onda generada en el ambiente.

Agradecer a mi profesor guía Javier Vallejos por la paciencia y apoyo durante la realización de esta memoria.

TABLA DE CONTENIDO

1	Introducción	7
1.1	Motivación.....	7
1.2	Objetivos	7
1.2.1	Objetivo general.....	7
1.2.2	Objetivos específicos	7
1.3	Alcances	7
2	Antecedentes	8
2.1	Panel caving	8
2.1.1	Estrategias de socavación.....	9
2.1.2	Punto de inicio y dirección de avance del frente de hundimiento.	12
2.1.3	Forma y orientación del frente de hundimiento.	13
2.1.4	Ángulo de extracción	14
2.1.5	Ángulo de desplome.....	16
2.1.6	Diseño de bateas y pilar	17
2.1.7	Criterio de diseño de bateas	19
2.2	Abutment stress	21
2.2.1	Introducción	21
2.2.2	Aspectos generales.....	24
2.3	Modelamiento numérico.....	25
2.3.1	Introducción	25
2.3.2	Herramienta de modelamiento	26
2.3.3	Inputs Map3D	28
2.4	Contexto Nuevo Nivel Mina	31
2.4.1	El Teniente	31
2.4.2	Nuevo Nivel Mina.....	31
3	Metodología	32
3.1	Construcción y configuración de geometrías	33
3.1.1	Cavidades superiores simplificadas	33
3.1.2	Pipa Braden	34
3.1.3	Cielo y Host material	36

3.1.4	Galerías de producción y hundimiento	39
3.1.5	Puntos de vaciado.....	39
3.1.6	Cavidad y Hundibilidad del área.....	40
3.1.7	Nariz.....	42
3.1.8	Socavación	43
3.1.9	Alternativas de bateas	43
3.1.10	Modelo final.....	46
3.2	Definición de grillas y zonas de control para la interpretación de resultados	46
3.3	Indicadores de estabilidad	49
3.4	Envoltentes de daño.....	49
3.5	Aceptabilidad del diseño	50
4	Resultados y análisis de resultados	52
4.1	Resultados de alternativas de bateas	52
4.1.1	Resultados pilar puente UCL	52
4.1.2	Resultados pilar de producción	54
4.1.3	Elección de alternativa de batea.....	57
4.1.4	Resultados Abutment Stress.....	58
4.2	Validación con resultados de otros autores	60
4.3	Análisis de sensibilidad de resolución de grillas.....	65
5	Conclusiones	70
6	Bibliografía	72
7	Anexo A.....	74

Índice de tablas

Tabla 1. Ángulos de subsidencia por sector en Mina El Teniente.....	16
Tabla 2. Tensor de esfuerzos de forma principal.....	30
Tabla 3. Datum variable.....	31
Tabla 4. Gradiente y orientación de esfuerzos para cavidades.	34
Tabla 5. Datum inclinado para cavidades simplificadas.....	34
Tabla 6. Gradiente y orientación de esfuerzos para Pipa Braden.	35
Tabla 7. Datum inclinado para Pipa Braden	35
Tabla 8. Datum Host Material.....	36
Tabla 9. Estado de esfuerzos pre-minería propuesto por Karzulovic (2006) para distintas zonas de la mina El Teniente. Se destaca la zona de interés (NNM)	37
Tabla 10. Niveles de esfuerzos esperados para NNM	37
Tabla 11. Gradiente y orientación del tensor de esfuerzos seleccionados para Host Material	38
Tabla 12. Tensor de esfuerzos cavidad nuevo nivel mina	42
Tabla 13. Datum Cavidad Nuevo Nivel Mina	42
Tabla 14. Características alternativas de batea	44

Índice de figuras

Figura 1. Clasificación métodos de minería subterránea	8
Figura 2. (a) Esquemas en vista isométrica y (b) perfil de una explotación por PC	9
Figura 3. Esquema panel caving con hundimiento convencional	10
Figura 4. Esquema panel caving con hundimiento avanzado	11
Figura 5. Esquema panel caving con hundimiento previo	12
Figura 6. Frente de hundimiento y estructuras mayores (Laubscher 2003) casos ideales para cruzar una estructura en (a) perfil (b) planta	13
Figura 7. Iniciación junto a un área ya hundida. (a) dirección ideal de avance (b) dirección desfavorable de avance	13
Figura 8. Geometría del frente de hundimiento (modificado de Laubscher, 2003) (a) cóncavo (b) convexo	14
Figura 9. Guías de diseño con respecto a la orientación del frente de hundimiento (Brown 2007)	14
Figura 10. Ángulo de extracción, α	15
Figura 11. Vista en planta de bateas y ubicación de perfiles A-A', B-B', modificado de Arce, 2002	17
Figura 12. Perfil A-A' de pilares corona, modificado de Arce, 2002	18
Figura 13. Perfil B-B' de pilares zanja, modificado de Arce, 2002	18
Figura 14. Vista isométrica de bateas y pilares, modificado de Arce, 2002	19
Figura 15. Zonas de esfuerzos en panel caving	21
Figura 16. Abutment stress en variante de hundimiento convencional.	22
Figura 17. Abutment stress en variante de hundimiento avanzado	23
Figura 18. Abutment stress en variante de hundimiento previo	24
Figura 19. Ejemplo construcción en Map3D	28
Figura 20. Contexto Nuevo Nivel Mina	32
Figura 21. Módulos iniciales y módulo seleccionado para modelar en el NNM	32
Figura 22. Bloque Cavidades Simplificadas	33
Figura 23. Plano representativo Datum cavidades simplificadas	34
Figura 24. Bloque Pipa Braden	35
Figura 25. Plano representativo Datum Pipa	35
Figura 26. Bloque Cielo	36
Figura 27. Plano representativo Datum de roca caja	36
Figura 28: Gradientes ajustados para los esfuerzos principales en función de la cota del nivel ..	37

Figura 29. Esfuerzos estimados con el modelo para el NNM. (a) Grillas utilizadas para verificar valores de esfuerzos en NNM (b) Distribución del esfuerzo principal menor en planta a cota del NNM. (c) Valores promedios de esfuerzos principales para grilla en planta	38
Figura 30. (a) Bloque nivel de producción (b) Bloque nivel de hundimiento	39
Figura 31. (a) Bloques de punto de vaciado en nivel de producción (b) Detalle puntos de vaciado	39
Figura 32. Gráfico de hundibilidad de Laubscher.....	40
Figura 33. Gráfico de estabilidad extendido de Mathews(Mawdesley 2002).....	41
Figura 34. (a) Footprint socavación y dirección de esfuerzos (b) Bloque Cavidad NNM	41
Figura 35. Plano representativo Datum Cavidad Nuevo Nivel Mina	42
Figura 36. Bloque nariz.....	43
Figura 37. Bloque Socavación	43
Figura 38. Perfil general de esquema de hundimiento a modelar	44
Figura 39. Esquema alternativas de batea	45
Figura 40. Bloques de las distintas alternativas de batea	46
Figura 41. (a) Vista general de cavidad NNM, cavidades simplificadas y Pipa Braden (b) Vista en planta de frentes e infraestructura NNM.....	46
Figura 42. Grillas con respecto a la distancia al frente de socavación utilizada para obtener los resultados en un volumen de interés. (a) Pilar sin punto de vaciado. (b) Pilar con punto de vaciado (c) Planta modelo NNM-, donde indica el frente de socavación relativo al punto de vaciado, junto con las zonas de análisis.....	47
Figura 43. Definición de las zonas de control utilizadas en la interpretación de los resultados obtenidos de las grillas.....	48
Figura 44. Esfuerzos principales (σ_1 y σ_3) obtenidos de las zonas de daño del NNM y RENO. Se propone una envolvente de daño severo la cual limita los datos entre el NNM (daño moderado) y RENO (daño severo). (GMT 2015)	50
Figura 45. Esfuerzo deviatórico y porcentaje de falla en función del Factor de seguridad. Se incluyen las paredes de galerías UCL (zona de control 1) y los pilares de producción (zona de control 3) en el modelo de RENO.(GMT 2015)	51
Figura 46. Evolución de los indicadores de estabilidad con respecto a la distancia al frente de socavación para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo NNM. Zona de control 2: Pilar puente-UCL	53
Figura 47. Evolución de los indicadores de estabilidad con respecto a la distancia al frente de socavación para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo NNM. Zona de control 3: Pilar Producción sin punto de vaciado.....	54
Figura 48. Evolución de los indicadores de estabilidad con respecto a la distancia al frente de socavación para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo NNM. Zona de control 3: Pilar Producción con punto de vaciado.....	56

Figura 49. Impacto de la altura del pilar corona en el FS y esfuerzo deviatórico promedios calculados en la zona del pilar de producción (zona de control 3) para distancias entre 0 a -10 [m] con respecto al frente de socavación, para las alternativas de bateas sin punto de vaciado con $h_p=7$ [m].	58
Figura 50. Indicadores de estabilidad en función de la altura del pilar corona para las 8 alternativas de batea.	
(a) sin punto de vaciado (b) con punto de vaciado	59
Figura 51. Casos evaluados en estudio de Trueman, 2002	61
Figura 52. Resultados originales de Trueman para nivel de producción con razón de esfuerzos 1:2:1	62
Figura 53. Resultados de Trueman v/s resultados NNM para el nivel de producción.....	62
Figura 54. Resultados originales de Trueman para nivel de hundimiento con razón de esfuerzos 1:2:1	63
Figura 55. Resultados de Trueman v/s resultados NNM para el nivel de hundimiento	64
Figura 56. Efecto de resolución (a) resolución 1,0[m] (b) resolución 0,5[m] (c) resolución 0,3[m]	65
Figura 57. Resultados análisis de sensibilidad de resolución de grilla para pilar corona	66
Figura 58. Resultados análisis de sensibilidad de resolución de grilla para pilar de producción. .	68
Figura 59. Malla Teniente de 34mx22m.....	74
Figura 60. Sección de calles del nivel de producción (izquierda) y nivel de hundimiento (derecha)	74

1 Introducción

Actualmente se encuentra en construcción y constante actualización el Nuevo Nivel Mina del El Teniente, la nueva zona de explotación de esta división, la cual está diseñada para mantener el ritmo de producción de esta mina, y está situada en una profundidad mayor que todos los niveles anteriores explotados, lo que entrega una situación desconocida del punto de vista empírico en la mina.

La primera bajada considera 4 módulos independientes de panel caving con hundimiento convencional en la zona noreste de esta división, la presente memoria evaluará el impacto geomecánico de 8 distintas alternativas de batea y sus diferentes dimensiones.

1.1 Motivación

La principal motivación de esta memoria consiste en analizar la estabilidad de los pilares críticos en el panel caving con hundimiento convencional para diferentes configuraciones de bateas en el Nuevo nivel Mina de División El Teniente, tomando especial atención en la zona de transición, donde los esfuerzos inducidos alcanzan valores menos favorables desde el punto de vista geomecánico.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Elección de la alternativa de batea más idónea para ser construida en el Nuevo Nivel Mina, desde el punto de vista geomecánico y operacional.

1.2.2 Objetivos específicos

- Revisar aspectos del diseño de bateas.
- Construcción de modelos 3D de bateas.
- Proponer metodología para análisis de estabilidad.
- Evaluar impacto de puntos de vaciado en estabilidad del pilar de producción.
- Análisis de sensibilidad de resolución de mallas en Map3D

1.3 Alcances

- Se utilizará un modelo CHILE (Continuo, homogéneo, isótropo, lineal-elástico).
- Se usará el software Map3D el cual utiliza elementos de borde.
- Solo se incluirá la variante convencional de panel caving en el estudio.
- Se compararán las alternativas de bateas en términos relativos.
- Se mantendrán fijas las mallas de producción y hundimiento.
- Se considerará un solo dominio geotécnico sin estructuras geológicas como fallas.

2 Antecedentes

Los métodos de explotación de minería subterránea son usualmente clasificados según sus requerimientos de soporte de la cavidad desde donde se extrae el mineral. Los métodos de explotación por hundimiento son aquellos donde no se requiere ningún tipo de soporte.

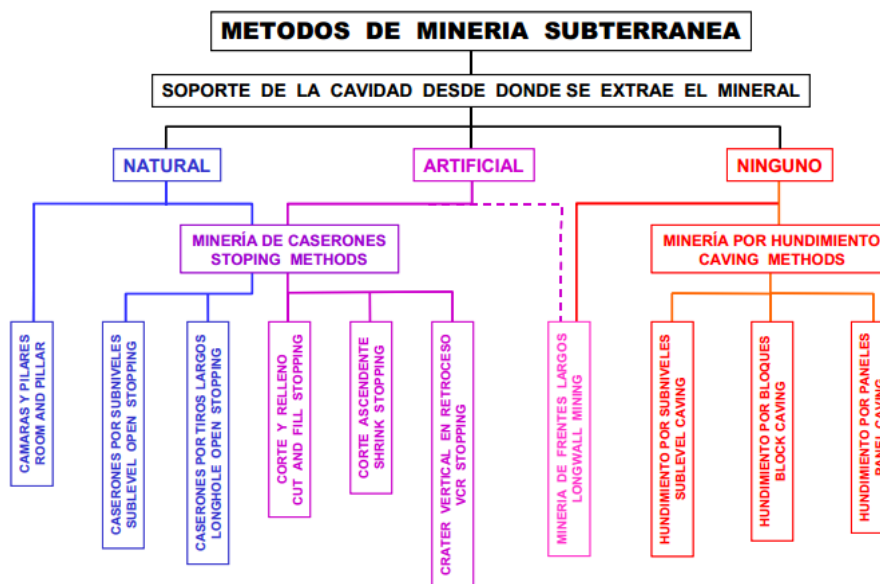


Figura 1. Clasificación métodos de minería subterránea

La minería por caving permite extraer una gran cantidad de mineral, a un ritmo de extracción elevado, de manera eficiente y económica; aprovechando la fuerza de gravedad. Esto se logra generando un corte basal denominado undercut, el cual inicia y propaga el hundimiento de manera vertical.

Existen 3 métodos principales para explotar por hundimiento: block caving (BC), panel caving (PC) y sublevel caving (SLC); dentro del panel caving existen variantes, la variante convencional se caracteriza por mantener paralela la línea de incorporación de puntos de extracción con la línea de avance del frente de hundimiento.

2.1 Panel caving

El panel caving o hundimiento por paneles es un método de explotación masivo, donde se socava mediante perforación y tronadura la base de un panel de producción (undercut) con un frente de avance continuo llamado frente de hundimiento, el cual genera el ingreso de área a producción para mantener o alcanzar la producción objetivo. Las ventajas del método son:

- Permite la extracción de rocas más competentes y de mayores granulometrías.
- Se puede desarrollar minería a gran escala, logrando leyes de corte pequeñas.

- Permite un mejor control de la dilución horizontal.
- Alta recuperación, alta tasa de producción (10.000 a 45.000 TPD), alta productividad (200 a 250 t/hombre-turno) y bajo costo de extracción dado que aprovecha la gravedad.
- Alto grado de mecanización.

Desventajas:

- Requiere sincronizar de manera adecuada todas sus fases (desarrollo, construcción, socavación y extracción).
- Alto costo de preparación.
- Dilución entre 10 y 20% típicamente.
- Riesgos de colapsos, colgaduras, sismicidad inducidas y estallidos de roca si la actividad minera no es bien conducida (especialmente en roca primaria).
- La extracción minera, genera una serie de cambios en la condición geomecánica del macizo rocoso, como los cambios en magnitud y orientación de los esfuerzos principales respecto a la posición relativa al frente de socavación, los cuales deben ser manejados con especial atención.

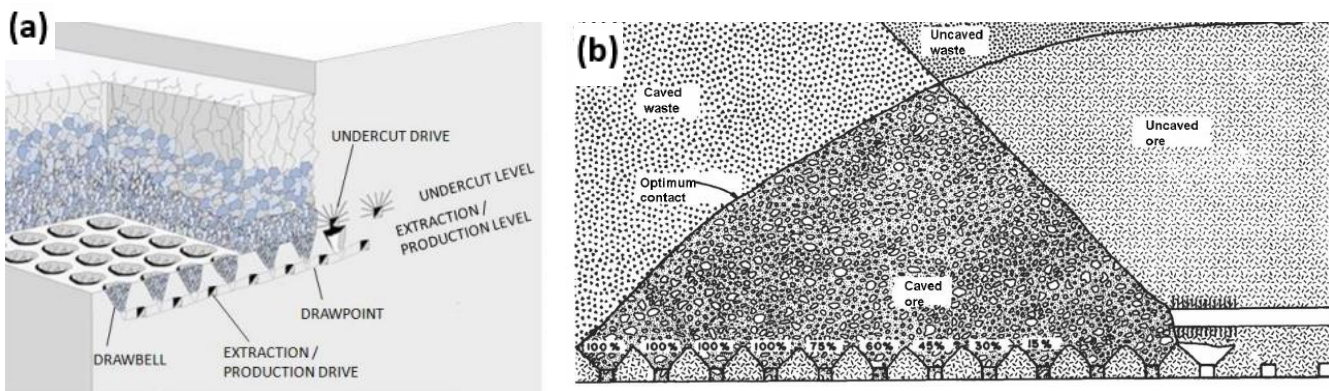


Figura 2. (a) Esquemas en vista isométrica y (b) perfil de una explotación por PC

2.1.1 Estrategias de socavación

De manera general se pueden diferenciar 3 tipos de estrategias de socavación en el método de Panel Caving: hundimiento convencional, hundimiento previo y hundimiento avanzado.

Hundimiento convencional

Es la estrategia de socavación más conocida y antigua. Los frentes de socavación y extracción se llevan de forma paralela, además, esta variante se caracteriza por la mayor flexibilidad otorgada a la construcción del nivel de producción, dado que se construye de manera previa a la socavación. Bajo criterios de planificación se puede señalar que corresponde a la mejor variante de panel caving en el secuenciamiento de obras, al considerar la perforación y tronadura de pilares y

zanjas delante del frente de socavación, con todos los desarrollos y construcciones realizados delante del frente.

El hundimiento convencional consta de 4 pasos:

1. Los desarrollos, para todos los niveles, se encuentran adelantados respecto al frente de socavación a una distancia que depende de las características de cada sector productivo.
2. Se realiza la apertura de bateas, sin conectarla con el piso del UCL, dejando así un pilar puente.
3. Tronadura de socavación en UCL, la cual inicia y propaga el hundimiento, además termina de abrir las bateas, lo que permite recibir el esponjamiento de la socavación.
4. Inicio de extracción.

Todo lo anterior conlleva a que el macizo rocoso cercano al frente de socavación y entre los niveles de producción y hundimiento se encuentre bajo un alto y, además, variable nivel de esfuerzos, conocido como abutment stress.

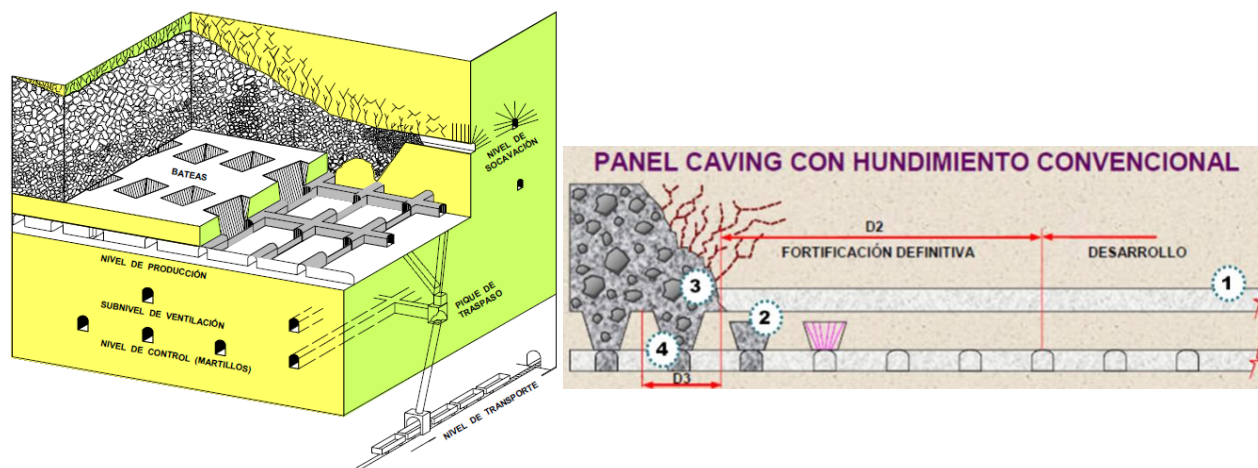


Figura 3. Esquema panel caving con hundimiento convencional

Hundimiento avanzado

Esta estrategia de hundimiento busca alejar la zona de abutment stress del frente de extracción. Se desarrollan algunas labores en el nivel de producción antes de socavar, por lo que solo parte de las labores de este nivel se desarrollan bajo área socavada. La principal desventaja es que cualquier problema en el nivel de producción afecta al de socavación y viceversa, dado que se busca mantener una distancia horizontal constante entre niveles.

Esta variante busca dar flexibilidad en la preparación minera, ya que presenta 3 situaciones de preparación de desarrollos y obras, las cuales son:

- Hundimiento avanzado mediante calles.

- Hundimiento avanzado mediante calles y armado de zanjas.
- Hundimiento avanzado mediante calles, armado de zanjas y construcción del punto de extracción.

El hundimiento avanzado consta de 5 pasos:

1. Se realizan los desarrollos del nivel de hundimiento y algunas labores del nivel de producción.
2. Se socava el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de socavación hasta cierta distancia delante del frente de extracción.
3. Se terminan las labores en el nivel de producción (generalmente galerías zanja), en sector bajo área socavada.
4. Se realiza perforación y tronadura de la bate, bajo área socavada.
5. Se inicia la extracción de mineral.

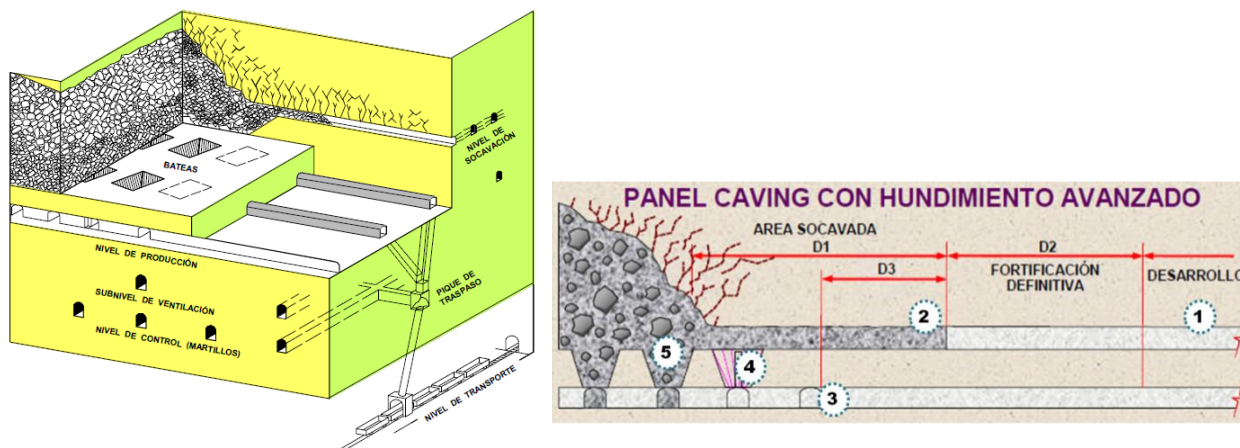


Figura 4. Esquema panel caving con hundimiento avanzado

Hundimiento previo

En esta variante el frente de socavación va adelantado respecto al frente de preparación y extracción del nivel de producción. Las labores de este nivel se terminan de desarrollar y se abren las bateas cuando estas se ubican completamente bajo área socavada. La zona de abutment stress se genera por delante del frente de socavación, por lo que el nivel de producción no sufre efectos directos de la zona de transición.

Esta estrategia está relacionada principalmente a dar estabilidad de construcción al nivel de producción y lograr una mejor disponibilidad de área para el sector, aunque se deben considerar las interferencias operacionales en este nivel.

El hundimiento previo consta de 5 pasos:

1. Se realizan los desarrollos en el nivel de hundimiento.
2. Se socava el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de socavación hasta que se encuentra a cierta distancia por delante de los futuros frentes de extracción y preparación.
3. Se desarrollan todas las labores del nivel de producción bajo área socavada.
4. Se realiza la perforación y posterior voladura de la zanja bajo área socavada.
5. Se inicia la extracción de mineral, a una cierta distancia de los frentes de socavación y de preparación.

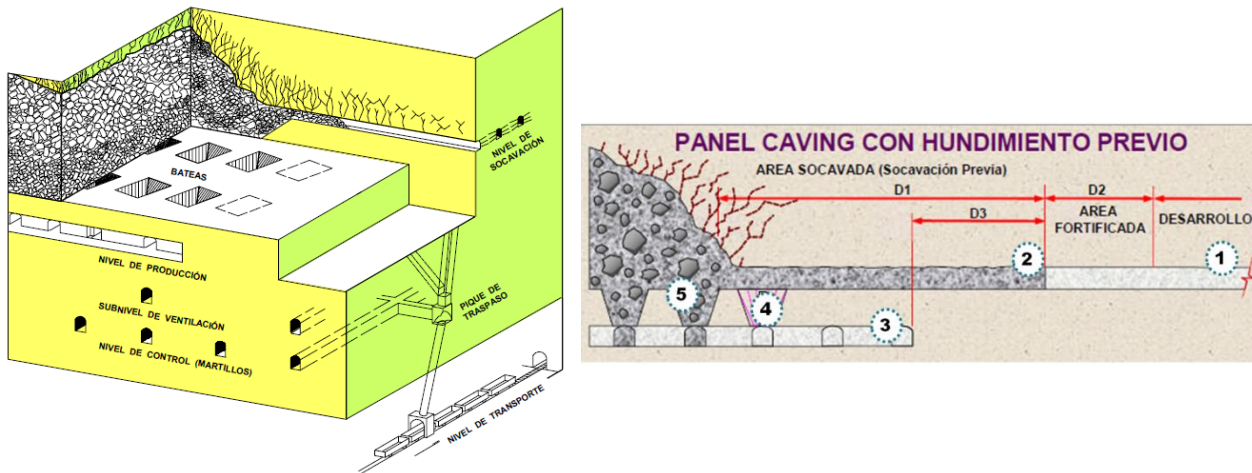


Figura 5. Esquema panel caving con hundimiento previo

2.1.2 Punto de inicio y dirección de avance del frente de hundimiento.

La elección del punto de inicio para generar el undercut y la dirección de preferencia puede estar influenciada por varios factores según (Brown 2007):

- **La forma del cuerpo mineralizado:** si el cuerpo es más extenso en una dirección, se preferirá avanzar a ancho completo, siempre que esto sea operacionalmente factible.
- **La distribución de ley dentro del cuerpo mineralizado:** para obtener los retornos más altos posibles en los primeros periodos de los flujos de caja y así obtener el mejor negocio posible, se deben extraer inicialmente las leyes más altas.
- **Las direcciones y magnitudes de los esfuerzos in-situ:** se debe seguir una dirección paralela al esfuerzo principal mayor horizontal, en caso de ir perpendicular se generarán niveles altos de abutment stress en el frente de extracción que irán incrementando con el avance del frente.
- **La variabilidad de la resistencia del macizo rocoso:** el hundimiento debiese ser más fácil de iniciar en roca más débil, además, porque los esfuerzos inducidos por el frente de avance debiesen aumentar a medida que se avanza.
- **La presencia y orientación de estructuras mayores:** se deben evitar las fallas tipo cuña o asentamiento de macro bloques en los niveles productivos, por lo que se recomienda orientar el frente de socavación lo menos paralelo posible a estas estructuras. Además, es mejor cruzar estructuras mayores con el mayor ángulo posible.

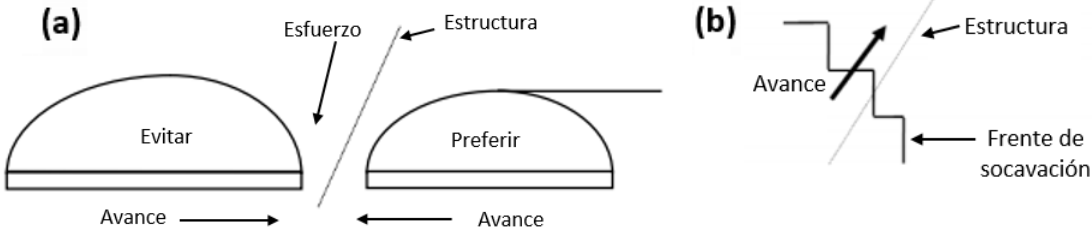


Figura 6. Frente de hundimiento y estructuras mayores (Laubscher 2003) casos ideales para cruzar una estructura en (a) perfil (b) planta

- **La presencia de otras áreas hundidas con anterioridad en la vecindad:** lo ideal es comenzar el caving desde el área previamente hundida, ya que en caso contrario (avance hacia esta área) se creará un pilar con altos esfuerzos, lo que puede llevar a una falla.

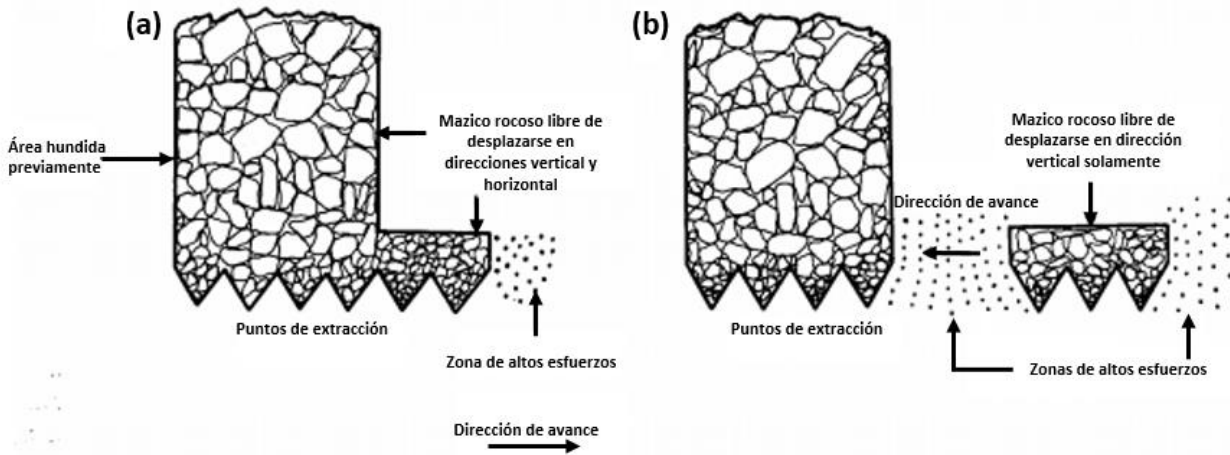


Figura 7. Iniciación junto a un área ya hundida. (a) dirección ideal de avance (b) dirección desfavorable de avance

2.1.3 Forma y orientación del frente de hundimiento.

Un hundimiento cuadrado o circular tendrá un radio hidráulico mayor que un con forma rectangular, por lo que se inducirá la socavación de mejor manera. Por otra parte, lograr un frente plano es muy difícil de lograr y se deben evitar las esquinas muy pronunciadas; luego se prefiere adoptar un frente curvo con un largo radio de curvatura.

Una cara convexa producirá esfuerzos de tracción en el frente, por lo que socavará de mejor manera que uno cóncavo, pero también existirá menor estabilidad en el nivel de producción. El cóncavo proveerá un mejor control de estructuras mayores, ya que aumenta el confinamiento de éstas, por lo que se preferirá un frente cóncavo (Laubscher 2003).

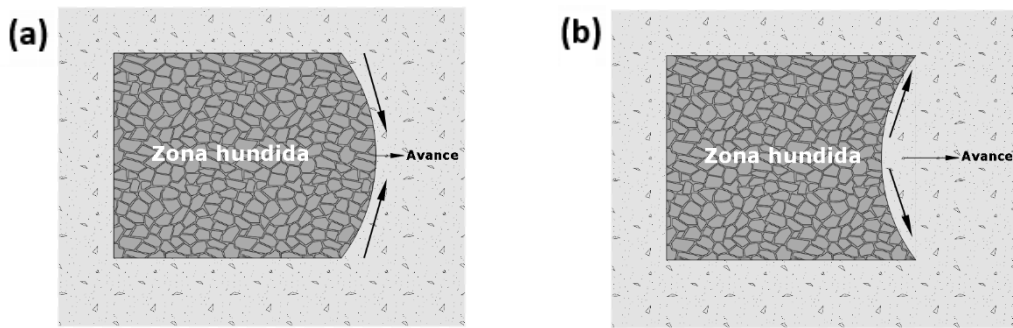


Figura 8. Geometría del frente de hundimiento (modificado de Laubscher, 2003) (a) cóncavo (b) convexo

Con respecto a la orientación del frente, en la Figura 9 se muestra un diagrama empírico propuesto por (Brown 2007), indicando buenas prácticas a realizar en este sentido.

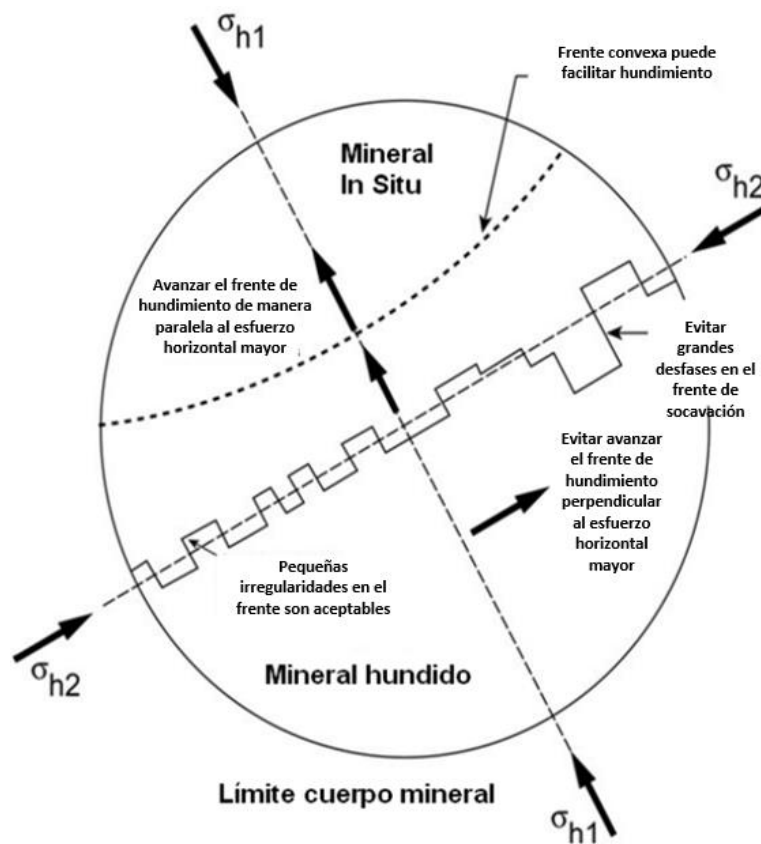


Figura 9. Guías de diseño con respecto a la orientación del frente de hundimiento (Brown 2007)

2.1.4 Ángulo de extracción

El ángulo de extracción se considera entre la próxima batea a ser incorporada a la producción y el último punto de extracción en quiebre (zona de extracción en quiebre, menor al 30% de extracción de la altura sólida de mineral primario). Se mide a cota piso del Nivel de Hundimiento, desde el centro de la batea a ser incorporada, y en la dirección de avance del frente de hundimiento (Figura 10)

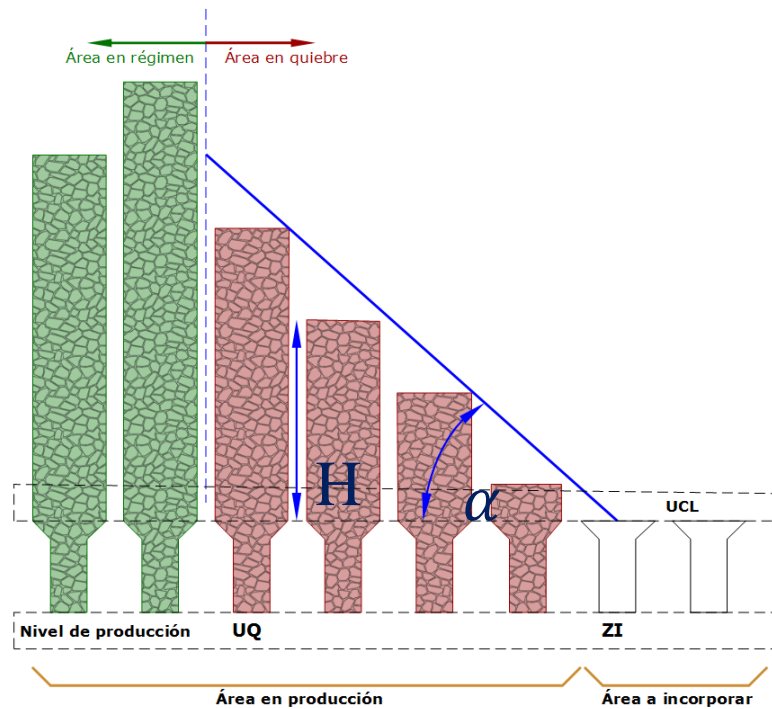


Figura 10. Ángulo de extracción, α

Donde:

- α corresponde al ángulo de extracción.
- H corresponde a la altura extraída de roca mineralizada.
- UQ es el último punto en quiebre.
- ZI es la primera zanja a incorporar.

Empírica y analíticamente, se ha estimado que al extraer un 30% de la columna sólida de roca primaria se logra quebrar completamente dicha columna. En consecuencia, la velocidad de extracción se encuentra en función creciente respecto a la columna de mineral primario, debido a que la actividad sísmica (que representa el quiebre), va creciendo en altura a medida que la extracción aumenta.

El valor del ángulo de extracción varía entre 30° a 45° y relaciona la velocidad de extracción con la velocidad de socavación, debido a que el ángulo de extracción se origina por el vector de extracción y el vector de socavación. Si la velocidad de la socavación aumenta, este ángulo disminuye, pero si esta velocidad aumenta en la misma magnitud que la velocidad de extracción, el ángulo no cambia y la restricción se cumple.

El ángulo de extracción es uno de los parámetros más importantes, junto con el desfase de frente extracción/socavación, en el control del desarme progresivo del volumen activo, por lo tanto, mantener este parámetro regulado es de vital importancia para asegurar la producción de un sector.

2.1.5 Ángulo de desplome

Cuando el hundimiento conecta con la superficie se produce la subsidencia. La extensión de esta expresión superficial del caving depende de varios factores (Brown 2007):

- El manto del cuerpo mineralizado.
- La forma del cuerpo.
- La resistencia del cuerpo.
- La resistencia de la roca caja
- La presencia de estructuras mayores como fallas o diques.
- La profundidad del nivel UCL y el campo de esfuerzo in situ asociado.
- El manto de la topografía superficial.
- Otras excavaciones o explotaciones pre existentes.

Se define la extensión de la subsidencia mediante el ángulo de fractura, ángulo de subsidencia o ángulo de desplome, el cual es el ángulo entre la horizontal y el extremo de la roca fracturada que forma la cavidad.

Los ángulos de subsidencia de El Teniente son detallados en la Tabla 1, según la nota interna GMRD-SGM-NI-3-2014.(Pardo 2014).

Tabla 1. Ángulos de subsidencia por sector en Mina El Teniente

Sector	Ángulos de subsidencia			
	Norte	Sur	Este	Oeste
Mina Esmeralda	68°/58°	71°/60°	71°/55°	71°/60°
Panel 1 Esmeralda	68°/58°	71°/50°	71°/55°	71°/50°
Mina Reservas Norte	66°/55°	77°/70°	64°/57°	65°/55°
Mina Diablo Regimiento	76°/66°	70°/65°	83°/60°	86°/77°
Mina Pilar Norte	66°/55°	75°/55°	65°/55°	74°/65°
Mina Dacita	67°/56°	74°/65°	75°/60°	70°/60°
Mina Suapi-Suapi Norte	70°/50°	77°/62°	67°/50°	-
Pipa Norte	-	77°/66°	67°/50°	67°/50°
Extensión Fw Pipa Norte	-	77°/60°	67°/50°	67°/50°
Proyecto extensión Hw Pipa Norte	70°/50°	77°/60°	67°/50°	67°/50°
Proyecto New Det	67°/50°	74°/60°	67°/50°	67°/50°
Proyecto Pacífico Superior	70°/50°	77°/62°	68°/55°	80°/50°

Donde se observa que el ángulo varía entre 50° y 86°.

2.1.6 Diseño de bateas y pilar

El diseño de las bateas para el método de Panel Caving y sus variantes, está condicionado por distintos parámetros y restricciones. El paso de la explotación de roca secundaria a primaria (como es el caso de El Teniente) originó la introducción de importantes cambios tecnológicos en el proceso de extracción del mineral. La nueva situación requiere extraer mayores volúmenes de mineral para hacer el negocio más rentable, por lo que las dimensiones de las distintas labores mineras debieron ajustarse a este nuevo requerimiento.

Luego existe una contraposición del punto de vista económico con el geomecánico, dado que al ocupar los equipos de mayor tamaño posible se incurriría en economías de escala, pero estos equipos requieren de galerías de mayor sección, lo que es poco deseable desde el punto de vista de la estabilidad, especialmente, en profundidades mayores (esfuerzos de mayor magnitud).

Para definir la geometría de una batea, se utilizarán dos perfiles, Figura 11:

- A-A': Ubicado entre dos calles de producción a través de la zanja.
- B-B': Ubicado de manera perpendicular a las zanjas.

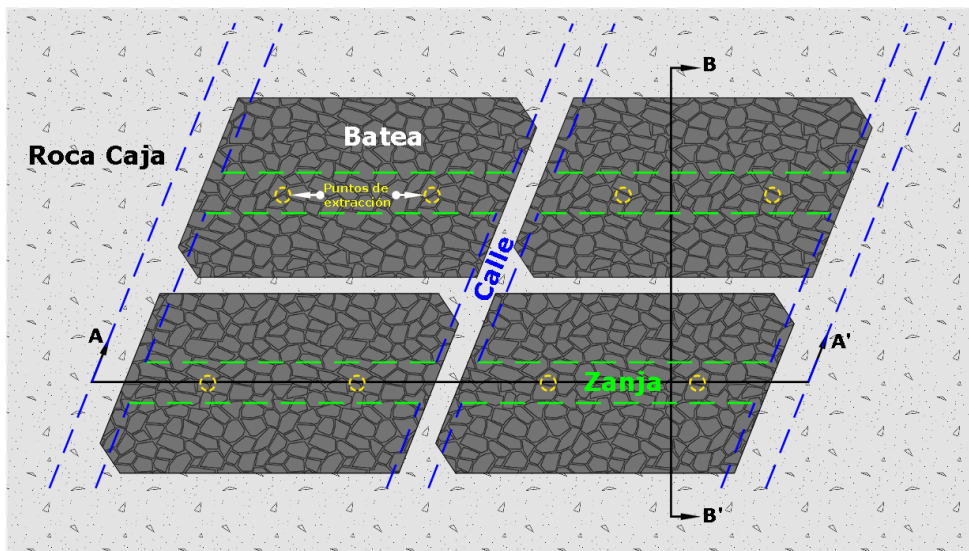


Figura 11. Vista en planta de bateas y ubicación de perfiles A-A', B-B', modificado de Arce, 2002

La batea se puede definir como una labor de geometría semejante a una tolva, cuya función es recibir el material quebrado proveniente del hundimiento. Cada batea consta de dos puntos de extracción, ubicados en cada extremo de ella, entre calles contiguas, donde los puntos de extracción se comunican inmediatamente con las galerías-zanjas. (Figura 12, corte A-A')

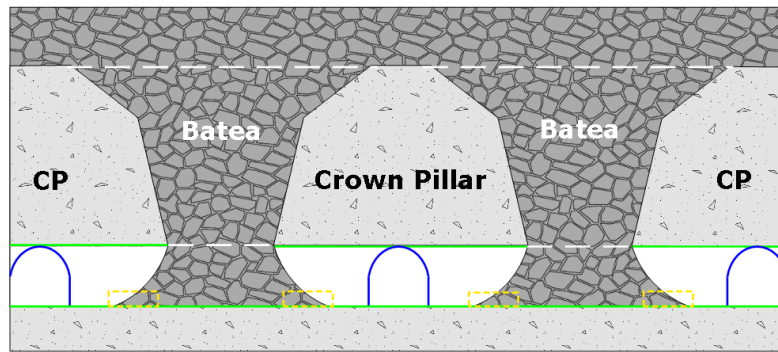


Figura 12. Perfil A-A' de pilares corona, modificado de Arce, 2002

El Crown Pillar (Pilar Corona) corresponde a la porción de macizo rocoso que existe entre el nivel de producción (NP) y el nivel de hundimiento (UCL) visto entre calles de producción. En cambio el pilar zanja es aquel que se forma entre zanjas del NP. (Figura 13, corte B-B')

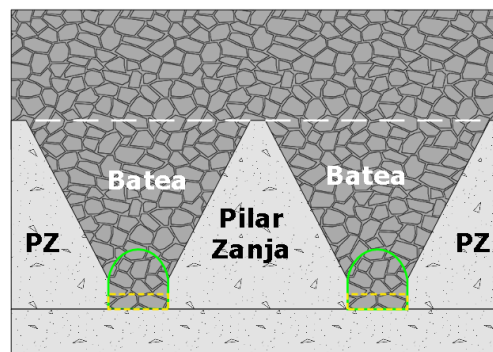


Figura 13. Perfil B-B' de pilares zanja, modificado de Arce, 2002

La Figura 14 representa una vista isométrica de la batea, donde se observan todos los componentes anteriormente mencionados (pilar corona, pilar zanja, nivel de producción, etc.).

Cabe destacar la diferencia de altura que existe entre el pilar zanja y el pilar corona o Crown pillar, ya que este diseño minero considera la existencia de un pilar puente, que se construye a partir de la inclusión de tiros negativos desde el nivel de UCL cuando se genera la socavación. La altura del pilar corona será la suma de la altura del pilar zanja con la altura del pilar puente.

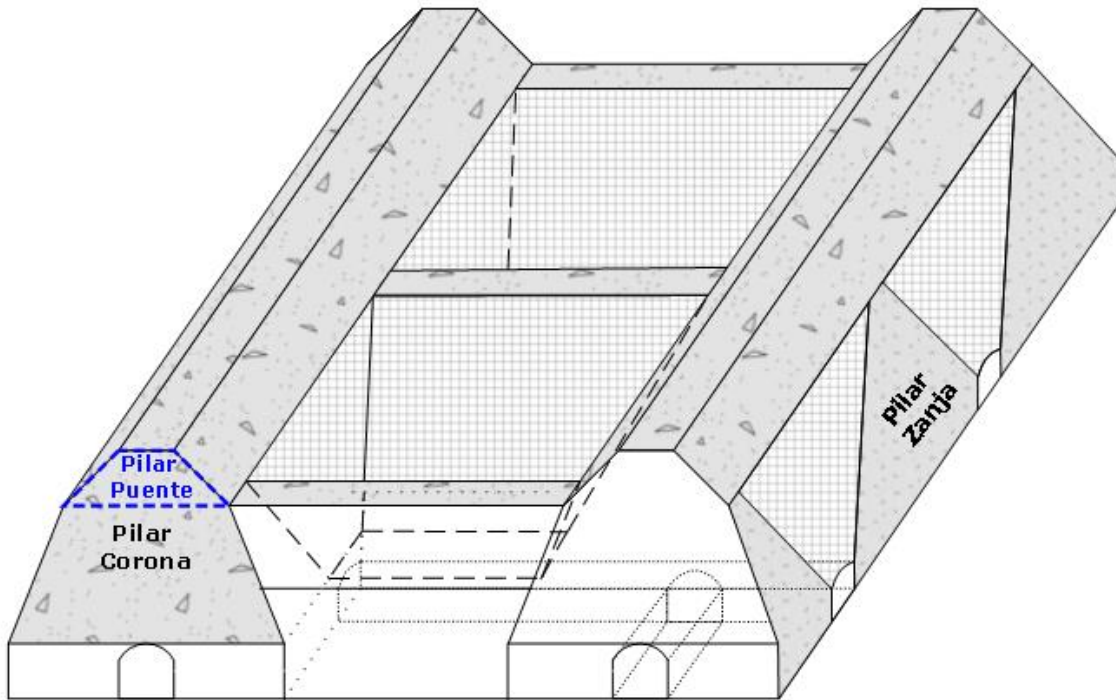


Figura 14. Vista isométrica de bateas y pilares, modificado de Arce, 2002

2.1.7 Criterio de diseño de bateas

Criterios geomecánicos

- Estabilidad del pilar corona efectivo.
- Generar una eficiente interacción entre los puntos de extracción, de tal forma que no se generen bóvedas aisladas (colgaduras).
- Evitar la formación de puntos de apoyo a la altura del ápex mayor (evitando generar zonas con mineral estático).
- Reducir los daños al punto de extracción, visera y pilar corona.

Criterios Operacionales

- El diseño geométrico de la batea debe permitir el adecuado flujo del material presente en el sector, de acuerdo a las curvas de fragmentación de diseño.
- La visera de la batea debe contar con un diseño que permita la duración sin daños mayores para toda la vida útil del punto, de acuerdo a la altura de columna del punto de extracción.
- El método constructivo de la batea debe optimizar la perforación y posterior tronadura de la misma, evitando al máximo las pérdidas de perforación y los daños en la visera.

- El sistema constructivo de la batea debe ser lo más sencillo posible, evitando la exposición del personal a riesgos, producto de la caída de rocas desde las caras libres creadas por la tronadura.
- Los diseños de las bateas deben adaptarse a las condiciones estructurales particulares de cada sector, siendo necesario en algunos casos diseños de excavación específicos.
- Los diseños deben adaptar la perforación y tronadura de la batea a las características geológicas locales.
- Los diseños de perforación y tronadura deben asegurar la conexión del techo de la batea a la cota del piso del nivel de hundimiento.
- Para el diseño de las bateas, se deben incorporar todos los antecedentes y experiencias sobre el flujo de mineral y metodologías de excavación obtenidas en el hundimiento convencional, previo y avanzado.
- El diseño y tamaño de batea debe permitir una adecuada operación de los equipos LHD, de acuerdo a la malla de extracción de cada sector.

2.2 Abutment stress

2.2.1 Introducción

La extracción minera, genera una serie de cambios en la condición geomecánica del macizo rocoso in-situ, entre estos se encuentran los esfuerzos inducidos generados, los que van variando tanto en orientación como en magnitud a medida que se acercan al frente de socavación, originando 3 zonas principales:

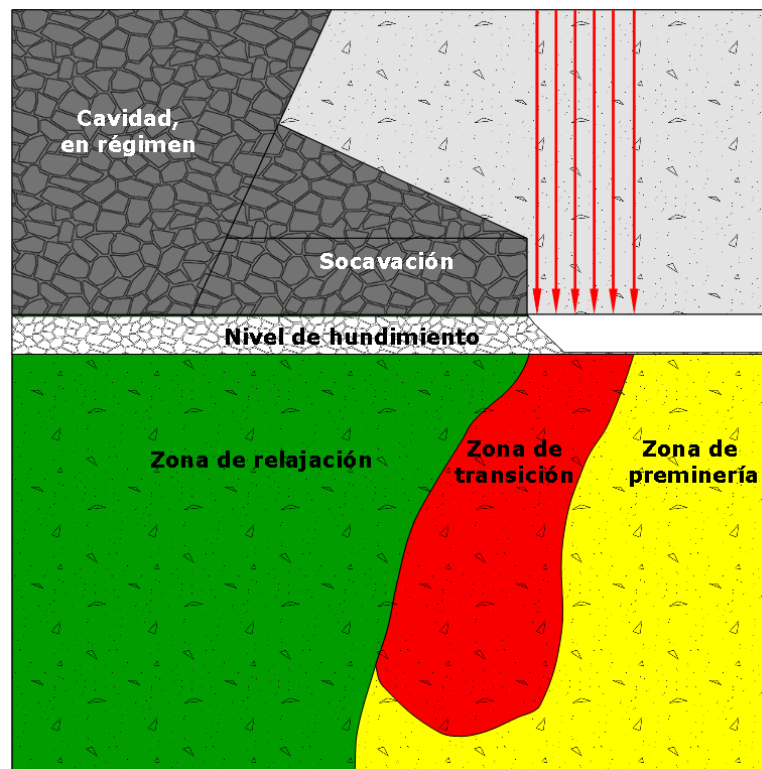


Figura 15. Zonas de esfuerzos en panel caving

Zona de preminería: En esta zona el macizo rocoso se encuentra alejado de la minería asociada al avance del frente de socavación, por lo que mantiene su estado in-situ.

Zona de transición (Abutment stress): Es la zona del macizo rocoso donde el estado tensional presenta continuos cambios, aumentando y rotando. En este lugar se debe prestar especial atención, desde el punto de vista geomecánico, ya que presenta las condiciones de esfuerzos más altas de todo el proceso minero del PC.

Zona de relajación: En esta zona el macizo rocoso se encuentra bajo socavación y fuera del efecto generado por el frente de socavación, teniendo esfuerzos inducidos de menor magnitud que en la zona de transición.

Cabe destacar que en la figura anterior es el esquema general en Panel Caving, ya que no se representa el nivel de producción ni las bateas dado que cada estrategia de socavación es

diferente en estos aspectos, luego reaccionan de manera diferente al abutment stress. Además las zonas no son representadas de manera exacta, ya que dependen de las condiciones y contexto de minería.

Panel caving con socavación convencional:

El abutment stress vertical afecta delante del frente de socavación mientras que las trayectorias de los esfuerzos principales mayores afectan la zona del Nivel de producción que se ubica delante del frente de hundimiento, produciendo una primera degradación del Crown-pillar y los pilares del nivel de producción.

Posteriormente, la apertura de las bateas de extracción aumentará el daño al macizo rocoso, el cual será finalmente afectado por un nuevo avance del frente de hundimiento.

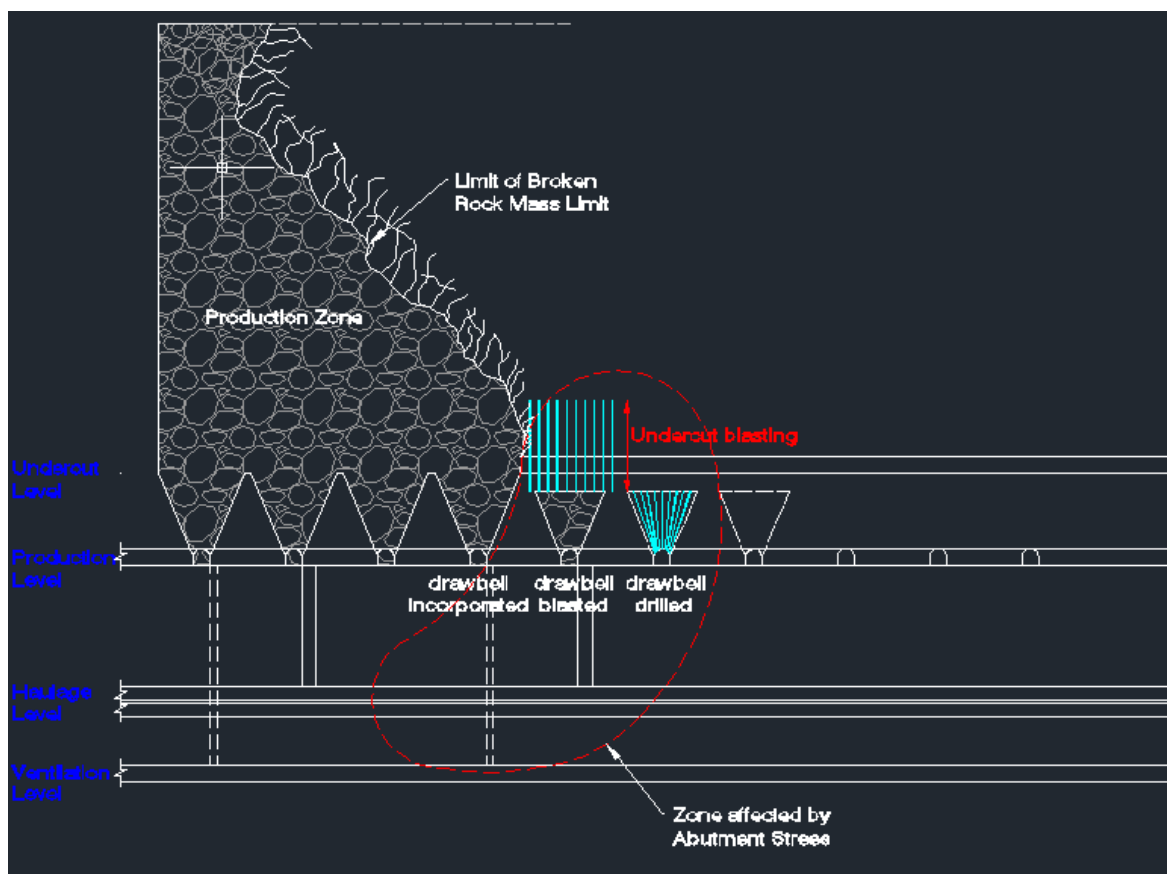


Figura 16. Abutment stress en variante de hundimiento convencional.

Panel caving con socavación avanzada:

La zona de abutment stress se forma adelante del frente de socavación y tiene un efecto menor sobre las labores del nivel de producción.

Las trayectorias de los esfuerzos principales mayores afectan la zona del nivel de producción que se ubica delante del frente de socavación, pero como la apertura de bateas se produce después del

paso del frente de socavación, el daño final inducido en los pilares de producción es menor que en el caso de PC convencional.

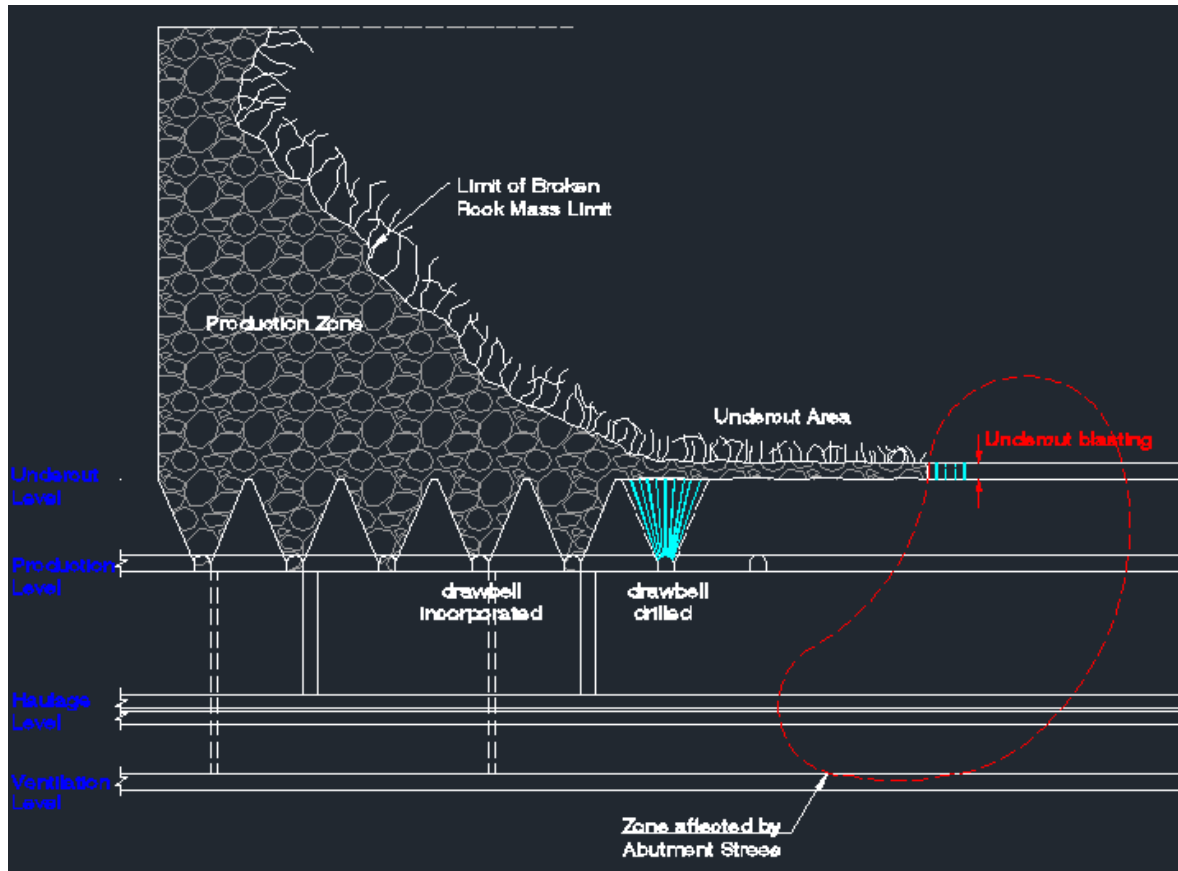


Figura 17. Abutment stress en variante de hundimiento avanzado.

Panel caving con socavación previa:

La zona de abutment stress se forma delante del frente de socavación y tiene un efecto menor sobre las labores de producción, con un área abierta mucho menor.

Las trayectorias de los esfuerzos principales mayores no afectan el nivel de producción. Además, como la apertura de bateas se produce después del paso del frente de socavación, el daño final inducido en los pilares del nivel de producción es mucho menor que para PC convencional

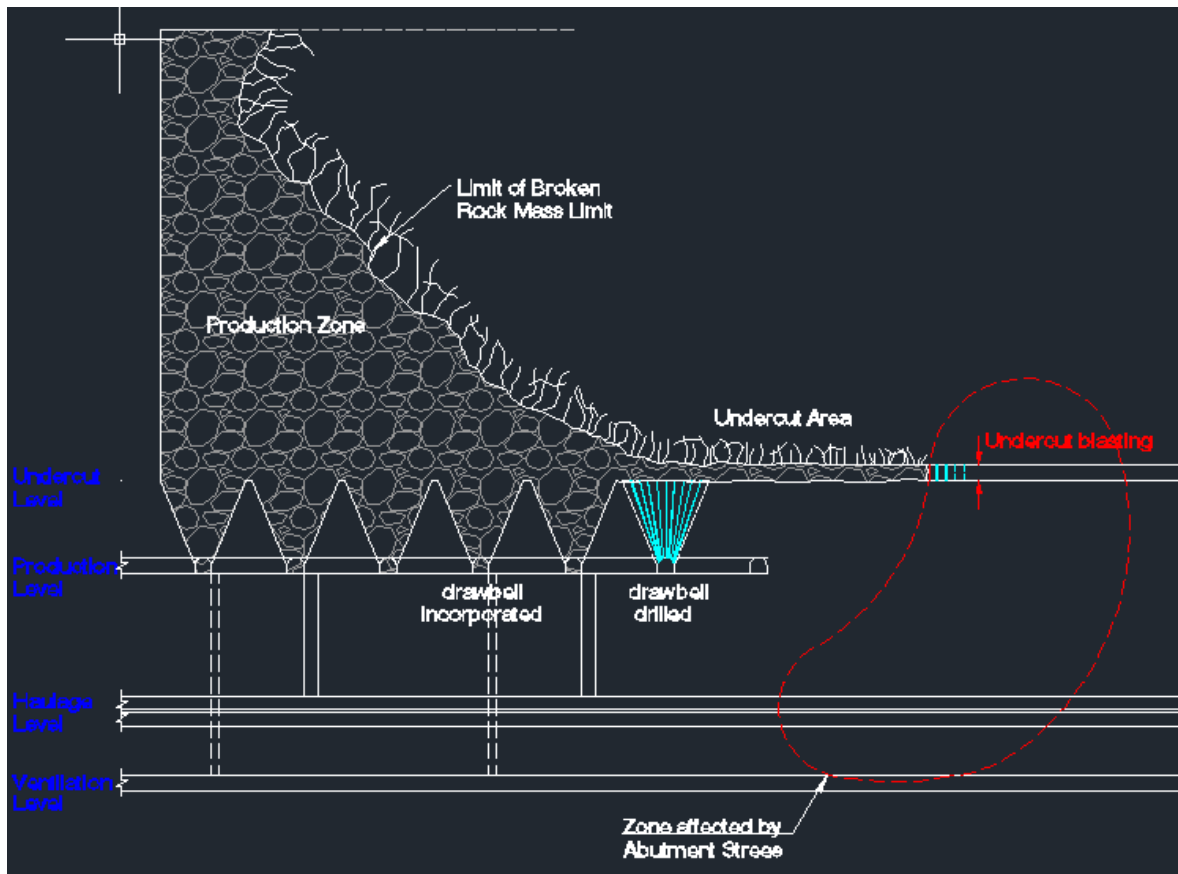


Figura 18. Abutment stress en variante de hundimiento previo

2.2.2 Aspectos generales

(Trueman et al. 2002) utilizó modelamiento numérico para definir y comprobar ciertos aspectos con respecto al abutment stress

Nivel de producción:

- La magnitud del abutment stress depende de los esfuerzos in-situ y de su orientación.
- Si se duplica el radio hidráulico de una cavidad, los esfuerzos inducidos en este nivel aumentan en 20% aproximadamente en la mayoría de los casos. Existen excepciones en el caso de que el esfuerzo principal mayor sea aproximadamente horizontal y perpendicular al avance del frente.
- Cuando la separación vertical entre el nivel de producción y el nivel de socavación (altura del pilar corona) está en el rango de 10-20 m, un cambio de 5 metros produce una variación aproximada en los esfuerzos inducidos de 10%.
- Los esfuerzos inducidos experimentan cambios drásticos a medida que se acercan o alejan del frente de socavación, una excepción ocurre en el caso que el esfuerzo principal mayor es aproximadamente horizontal y es perpendicular al avance del caving.
- En el caso de utilizar la variante avanzada, se perciben esfuerzos inducidos significativamente menores cuando el frente está 15 metros delante de la sección del nivel

de producción siendo analizada, lo que otorga algo de credibilidad a la regla de los 45°. Existe la misma excepción que el punto anterior.

- Para un hundimiento avanzado, cualquier excavación adelante del frente de socavación está sujeta a los mismos niveles de esfuerzos inducidos a un hundimiento convencional. Sólo las excavaciones que están bajo caving se ven beneficiadas de manera significativa.

Nivel de socavación (UCL):

- En general las magnitudes de los esfuerzos inducidos incrementan con el radio hidráulico.
- Los esfuerzos inducidos son generalmente mayores mientras más cerca se esté del frente de socavación, disminuyendo drásticamente los primeros 15 metros de distancia. Excepción cuando el esfuerzo principal mayor es aproximadamente horizontal y es perpendicular al avance del caving.
- Los esfuerzos inducidos máximos son mayores en el nivel de socavación en comparación con el nivel de producción.

2.3 Modelamiento numérico

2.3.1 Introducción

El modelamiento numérico es una herramienta de análisis utilizado en ingeniería que consiste esencialmente en estudiar sistemas reales mediante una representación físico-matemática. Esta representación se realiza mediante una discretización del medio real en un conjunto finito de elementos, para los cuales se establecen leyes de comportamiento y propiedades índices. De esta forma, la respuesta del medio real se estima a partir del ensamble de las respuestas individuales de los elementos en los que se discretiza.

No obstante lo anterior, un modelo numérico es tan solo una simplificación de la realidad, debido a la gran cantidad de parámetros que la definen y a las pocas entradas que permiten los modelos. Por lo tanto, un modelo numérico no duplica la realidad, sólo entrega tendencias bajo ciertos supuestos y limitaciones a ser definidos al momento de utilizarse como una herramienta de ayuda a la solución de algún problema de ingeniería.

Una de las formas para reducir la incertidumbre en los resultados entregados es validar o calibrar los modelos, a través de soluciones analíticas conocidas (por ejemplo, cuál es la respuesta a la ecuación de Kirsch) y de casos conocidos con datos disponibles de terreno (caracterización geológica, geotécnica y geomecánica del macizo rocoso, geometría del problema y, por ejemplo, daño observado). Este último debe, además, contar con información en calidad y cantidad que sean adecuadas, para reducir la incertidumbre de los resultados obtenidos.

El propósito de utilizar modelos numéricos en geomecánica es tener una idea cercana a la realidad del comportamiento mecánico del macizo rocoso frente a ciertas condiciones de borde, iniciales y a cambios inducidos.

2.3.2 Herramienta de modelamiento

El presente modelo está desarrollado mediante el software Map3D, el cual utiliza el método de elementos de borde o contorno (BEM en inglés), que supone inicialmente un medio infinito, isótropo, homogéneo, elástico y continuo, el cual, para desarrollar el modelo, debe ser complementado con volúmenes finitos que encierran cavidades o materiales de diferentes características a las del medio infinito inicial. Estos volúmenes internos se desarrollan por medio de elementos de fuerzas ficticias, los cuales simulan la reacción de un material distinto al medio inicial por medio de un conjunto de fuerzas aplicadas en los contornos del volumen.

La técnica resolutive para problemas de elementos de contorno se basa en el desarrollo de las ecuaciones de equilibrio, continuidad y elasticidad, las que están expresadas en términos de esfuerzos y deformación. Dada esta metodología, el modelo solicita como parámetro de entrada principal el campo inicial de esfuerzos, el Módulo de Young (E) y la Razón de Poisson (μ). Estas condiciones hacen que el modelamiento sea relativamente sencillo y rápido de procesar, sin embargo, es imposible que éste refleje la redistribución de esfuerzos luego que la resistencia de la roca ha sido sobrepasada, ya que se utilizará un modelo elástico.

El modelamiento numérico es una manera matemática de simular como el macizo rocoso responde a la minería. Esto se logra utilizando ciertas restricciones físicas a la respuesta de este macizo:

Equilibrio: Las fuerzas aplicadas siempre deben estar en equilibrio en todos los lugares del modelo. Si se toma un cubo de material de manera arbitraria, los esfuerzos actuantes deben estar balanceados.

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

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

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

Donde X, Y, Z representan fuerzas que afectan todos los puntos del cuerpo, como presiones de fluidos, calor, actividad sísmica, gravedad, etc.

Continuidad o ecuaciones de compatibilidad: En el continuo del macizo rocoso, el principio de conservación de la masa se debe cumplir. No puede desaparecer material, tampoco ser creado.

$$\frac{\delta^2 \epsilon_{xx}}{\delta y^2} + \frac{\delta^2 \epsilon_{yy}}{\delta x^2} = \frac{2\delta^2 \epsilon_{xy}}{\delta x \delta y}$$

$$\frac{\delta^2 \epsilon_{yy}}{\delta z^2} + \frac{\delta^2 \epsilon_{zz}}{\delta y^2} = \frac{2\delta^2 \epsilon_{yz}}{\delta y \delta z}$$

$$\frac{\delta^2 \epsilon_{zz}}{\delta x^2} + \frac{\delta^2 \epsilon_{xx}}{\delta z^2} = \frac{2\delta^2 \epsilon_{zx}}{\delta z \delta x}$$

$$\frac{\delta^2 \epsilon_{xx}}{\delta y \delta z} = \frac{\delta}{\delta x} \left(-\frac{\delta \epsilon_{yz}}{\delta x} + \frac{\delta \epsilon_{zx}}{\delta y} + \frac{\delta \epsilon_{xy}}{\delta z} \right)$$

$$\frac{\delta^2 \epsilon_{yy}}{\delta z \delta x} = \frac{\delta}{\delta y} \left(-\frac{\delta \epsilon_{zx}}{\delta y} + \frac{\delta \epsilon_{xy}}{\delta z} + \frac{\delta \epsilon_{yz}}{\delta x} \right)$$

$$\frac{\delta^2 \epsilon_{zz}}{\delta x \delta y} = \frac{\delta}{\delta z} \left(-\frac{\delta \epsilon_{xy}}{\delta z} + \frac{\delta \epsilon_{yz}}{\delta x} + \frac{\delta \epsilon_{zx}}{\delta y} \right)$$

Elasticidad: En todos los lugares donde no se sobrepase la resistencia de la roca, esta se deforma de manera lineal-elástica.

$$\sigma_{xx} = \sigma_{xx}^0 + [(1 - \nu)\epsilon_{xx} + \nu(\epsilon_{yy} + \epsilon_{zz})] \cdot \frac{E}{[(1 + \nu)(1 - 2\nu)]}$$

$$\sigma_{yy} = \sigma_{yy}^0 + [(1 - \nu)\epsilon_{yy} + \nu(\epsilon_{zz} + \epsilon_{xx})] \cdot \frac{E}{[(1 + \nu)(1 - 2\nu)]}$$

$$\sigma_{zz} = \sigma_{zz}^0 + [(1 - \nu)\epsilon_{zz} + \nu(\epsilon_{xx} + \epsilon_{yy})] \cdot \frac{E}{[(1 + \nu)(1 - 2\nu)]}$$

$$\tau_{xy} = \tau_{xy}^0 + \epsilon_{xy} \cdot \frac{E}{(1 + \nu)}$$

$$\tau_{yz} = \tau_{yz}^0 + \epsilon_{yz} \cdot \frac{E}{(1 + \nu)}$$

$$\tau_{zx} = \tau_{zx}^0 + \epsilon_{zx} \cdot \frac{E}{(1 + \nu)}$$

Cabe destacar que es en las restricciones de elasticidad donde se introducen los esfuerzos de pre minería o in-situ ($\sigma^0 | \tau^0$).

Estas ecuaciones son expresadas como ecuaciones diferenciales, por lo que deben ser resueltas sobre el volumen de macizo rocoso satisfaciendo las condiciones de borde. Los elementos de borde resuelven las ecuaciones de manera analítica y utilizan una aproximación numérica.

El método de elementos de borde termina con una ecuación del tipo:

$$\sigma_{superficie} = \sigma_{campo lejano} + M P$$

Donde M es un set de ecuaciones simultáneas y P representa las cargas o deformaciones que deben ser aplicadas para que el stress superficial de las excavaciones sea cero.

2.3.3 Inputs Map3D

La construcción en Map3D consta de varios pasos:

2.3.3.1 Geometrías

Inicialmente, se deben construir los bloques de material a analizar. La interface de Map3D consta con un módulo independiente de dibujo CAD, el cual permite la construcción de geometrías 3D dentro del mismo programa; además, es posible importar archivos DXF (Drawing Exchange Format) que son archivos de dibujo ampliamente utilizados por varios programas tales como Vulcan o AutoCad para una mayor rapidez y facilidad en la generación de los modelos.

Es posible construir formar complejas mediante la unión o intersección de varios bloques simples tal como se ilustra a continuación:

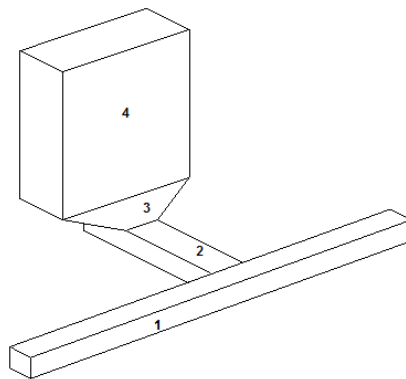


Figura 19. Ejemplo construcción en Map3D

Donde a partir de 4 bloques se construye un punto de extracción. El bloque 1 representa una calle de producción, el bloque 2 representa un cruzado o zanja, el bloque 3 representa la batea y el bloque 4 representa un caserón. Además, Map3D genera de manera automática la intersección de dos o más bloques en caso de existir, lo que ahorra tiempo de construcción.

El programa permite objetos 2D, los cuales se emplean generalmente para representar planos de falla; estos no serán utilizados en el presente modelamiento, ya que escapan de los alcances de esta memoria.

Cabe destacar que todo lo que rodea los bloques construidos es considerado como la roca caja o host material por el programa.

2.3.3.2 Código de material

Es necesario asignar un código de material, o material code, a cada bloque construido, este representa el material que existe en el volumen definido dentro de este bloque; para luego, en etapas posteriores, definir las propiedades de cada material por separado.

Por defecto la roca caja o host material tiene el número 1. Cada región que tenga propiedades distintas al host (esfuerzos in-situ, parámetros elásticos, resistencia, etc.) deberá tener asignado un número diferente de material, para estos casos existen tres alternativas de código:

Código de material 0: especifica que el elemento o bloque tiene esfuerzos nulos en su superficie, es decir, se aplica a excavaciones, superficies o paredes de un rajo.

Códigos de material negativos (-M): especifica que el elemento o bloque tendrá esfuerzos superficiales iguales al estado de esfuerzos asociado al número de material M. Esto es útil para modelar esfuerzos que varían con la profundidad como los rellenos. Los códigos negativos serán utilizados, en esta memoria, para modelar las cavidades generadas por extracción mediante hundimiento.

Códigos de material positivos (+M): especifica que la región encerrada por un elemento o bloque se comportará de acuerdo a las propiedades asociadas al número de material M. Esto se utiliza para definir regiones que tienen propiedades diferentes al host material (mineralizaciones, unidades geológicas, etc.).

El programa utiliza una convención, en la cual, los números más altos de material tienen mayor prioridad que los de bajo material en el caso de intersecciones, por lo que se recomienda utilizar números altos para relleno.

2.3.3.3 Propiedades elásticas

Como se utilizará un modelo lineal-elástico sólo es necesario introducir, a priori, el módulo de Young (E) y la razón de Poisson (ν) de los diferentes materiales, ya que son necesarios para que el modelo pueda generar una correcta distribución de los esfuerzos inducidos.

2.3.3.4 Estado de esfuerzos in-situ

El estado de esfuerzos pre-minería puede ser ingresado con sus componentes principales o con sus componentes cartesianas.

En el presente modelo se utilizó la forma principal de los esfuerzos, los cuales requiere los siguientes parámetros:

Tabla 2. Tensor de esfuerzos de forma principal

Parámetros
Datum
σH_{max} constant
σH_{min} constant
$\sigma Vert$ constant
$\Delta\sigma H_{max}$
$\Delta\sigma H_{min}$
$\Delta\sigma Vert$
Trend σH_{max}
Plunge σH_{max}
Trend $\sigma Vert$

Donde σH_{max} corresponde al esfuerzo máximo subhorizontal, σH_{min} corresponde al esfuerzo mínimo subhorizontal y $\sigma Vert$ corresponde al esfuerzo subvertical. Estos esfuerzos son perpendiculares entre sí por definición. Se dice subhorizontal y subvertical ya que no deben ser exactamente horizontal o verticales.

El rumbo y el buzamiento de σH_{max} son ajustados mediante Trend σH_{max} y Plunge σH_{max} respectivamente. El rumbo de $\sigma Vert$ es ajustado por Trend $\sigma Vert$. El resto de las direcciones del tensor de esfuerzos se obtiene por la condición de ortogonalidad.

Cabe destacar que por convención la coordenada Z del modelo corresponde a la cota o elevación, la coordenada X corresponde al este y la coordenada Y corresponde al norte.

La magnitud del tensor en cada punto (X, Y, Z) del modelo es calculado como una variación lineal con la profundidad:

$$\sigma H_{max}(X, Y, Z) = \sigma H_{max} constant + \Delta\sigma H_{max} \cdot (Z - Datum)$$

$$\sigma H_{min}(X, Y, Z) = \sigma H_{min} constant + \Delta\sigma H_{min} \cdot (Z - Datum)$$

$$\sigma Vert(X, Y, Z) = \sigma Vert constant + \Delta\sigma Vert \cdot (Z - Datum)$$

Si el sistema coordenado del modelo construido cuenta con valores positivos de Z hacia arriba (como es el presente caso), los gradientes de esfuerzos deben ser introducidos como valores negativos para que el esfuerzo aumente con la profundidad.

El Datum corresponde a la cota donde los esfuerzos son conocidos (ingresados como las constantes de las formulas anteriores), ya sea por mediciones de esfuerzos en la mina o por estar en la superficie donde estas constantes son nulas.

El Datum se puede ingresar como una cota constante o como variable en función de las coordenadas (X,Y,Z). Esto último se utiliza cuando la topografía no es regular y presenta una pendiente dominante o plano representativo dentro de la superficie del terreno, para lo cual el programa pide como input los siguientes valores:

Tabla 3. Datum variable

Parámetros
X_{Datum}
Y_{Datum}
Z_{Datum}
δx_{Datum}
δy_{Datum}
Dip Of Plane (°)
DipDir (°)

El Datum es finalmente calculado como:

$$Datum(X, Y, Z) = Z_{Datum} + \Delta Z_{Datum}$$

$Datum(X, Y, Z) = Z_{Datum} + \delta x_{Datum} \cdot (X - X_{Datum}) + \delta y \cdot (Y - Y_{Datum})$ La pendiente del plano puede ser definida por su Dip/DipDir o también ingresando $\delta x/\delta y$ directamente, donde $\delta x, \delta y$ corresponden al cambio o de las coordenadas X o Y al introducir un cambio unitario en Z, es decir, cuanto cambian los valores de X e Y con respecto a Z

2.4 Contexto Nuevo Nivel Mina

2.4.1 El Teniente

El Teniente corresponde a una división de Codelco Chile, es una mina subterránea de cobre. Está ubicada en la cordillera de los andes en la zona centro de Chile a 70 km al SSE de Santiago.

Es el depósito conocido más grande de cobre-molibdeno en el mundo. Los tipos de roca principales son andesita, diorita y brechas hidrotermales. Desde 1906 se han explotado más de 1.000 millones de toneladas de mineral. La mina se encuentra en un ritmo de explotación de alrededor de 140 Ktpd utilizando métodos mecanizados de caving.

La mineralización está situada alrededor de un estéril en forma de pipa, conocido como pipa Braden.

2.4.2 Nuevo Nivel Mina

El Proyecto Nuevo Nivel Mina (NNM) de El Teniente corresponde a una explotación subterránea que contempla extraer reservas ubicadas bajo los niveles Teniente Sub-6 (cota 2101 m.s.n.m.) y Esmeralda (cota 2210 m.s.n.m). Los sectores Andes norte y Andes central serán las primeras áreas en producción. La cota del nivel de hundimiento será 1880, 100 m bajo el nivel más

profundo de la mina (Teniente 8). Sus reservas son de 1548,5 MTon con una ley media de 1,00% de CuT y de 0,027% de MoT.

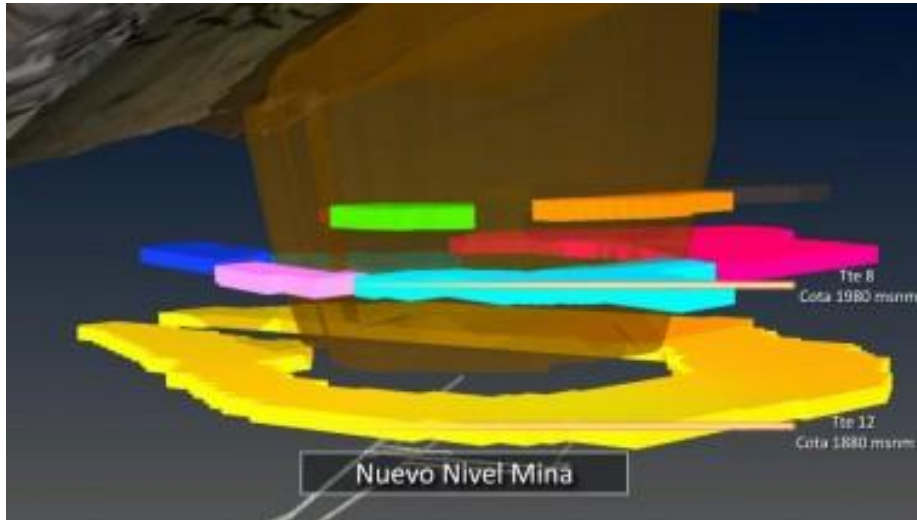


Figura 20. Contexto Nuevo Nivel Mina

3 Metodología

La explotación del nuevo nivel mina se iniciará en Andes norte y Andes central, lo que corresponde al noreste y este de la pipa Braden, esta primera bajada consiste en 4 módulos independientes de explotación; el presente estudio evaluará el diseño de 8 alternativas de bateas, para encontrar la que presente la mejor estabilidad desde el punto de vista geomecánico. Por esta razón, sólo será necesario incluir un módulo en el modelo, ya que se trata de un análisis a pequeña escala.

En la Figura 21 se muestran los 4 módulos iniciales y el módulo seleccionado, además se puede observar el barrio cívico, el cual está emplazado en la pipa Braden.

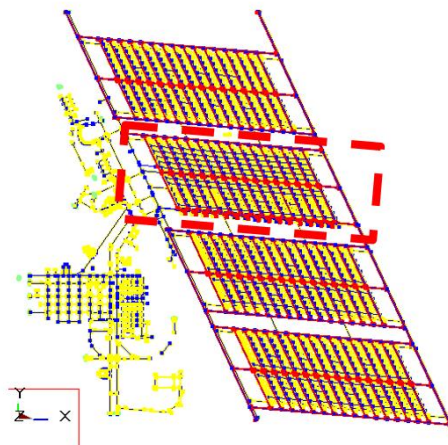


Figura 21. Módulos iniciales y módulo seleccionado para modelar en el NNM

3.1 Construcción y configuración de geometrías

Tal como se ha mencionado, el modelamiento numérico en Map3d requiere definir la geometría, las propiedades y la condición de esfuerzo de los diferentes bloques (ya sean excavaciones o materiales distintos al host material), los cuales serán a continuación especificados:

3.1.1 Cavidades superiores simplificadas

Por facilidad del modelamiento, se unieron todas las cavidades generadas por la extracción de material de todo El Teniente en una cavidad simplificada, la cual tendrá un código de material negativo, ya que los esfuerzos del modelo solo reaccionan con su superficie (no a través).

La geometría resultante de esta cavidad fue entregada por la superintendencia de geomecánica (SGM) de División El Teniente (DET) e involucra todos los niveles superiores al NNM (Fortuna, Teniente 4 Norte y Sur, Teniente 5 Pilares, Isla LHD, Quebrada Teniente, SUAPI, Esmeralda, Diablo regimiento)

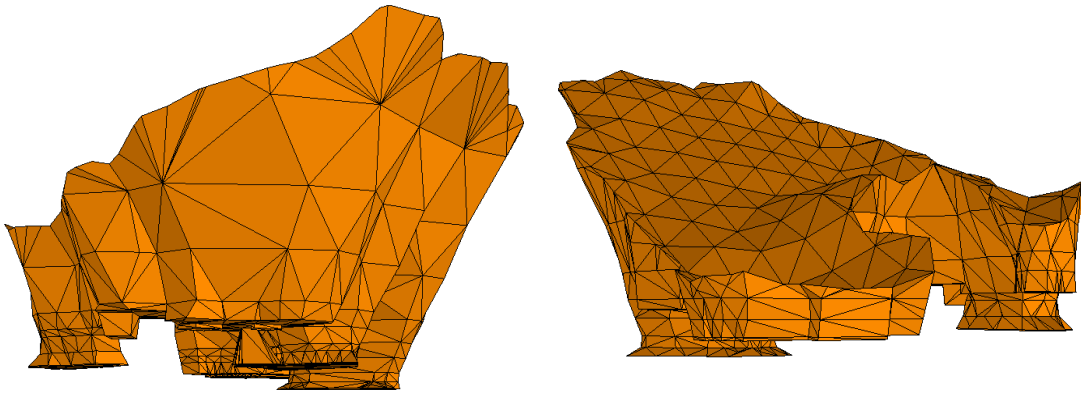


Figura 22. Bloque Cavidades Simplificadas

Se considera una densidad in situ del macizo rocoso de $0,027 \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right]$ y un esponjamiento del 35% para el material quebrado en las cavidades, se obtiene una densidad aparente de $0,02 \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right]$, lo que entrega el esfuerzo vertical del material quebrado producto de la gravedad.

Se considera que las cavidades generadas por la extracción en régimen en sistemas de Panel Caving poseen un empuje activo del quebrado que queda representada por una carga distribuida linealmente. Luego, la razón entre el esfuerzo horizontal y vertical estimado para el empuje del quebrado queda dada por $k_a = \tan^2 \left(45 - \frac{\phi}{2} \right)$, donde ϕ es el ángulo de fricción del material quebrado. Considerando $\phi = 38^\circ$ se obtiene $k_a = 0,24$. Con lo cual se obtienen los esfuerzos horizontales del material quebrado.

Todo esto resulta en la configuración indicada en la Tabla 4 y es generalizable para todas las cavidades generadas por PC.

Tabla 4. Gradiente y orientación de esfuerzos para cavidades.

Parámetro	Valor
$\Delta\sigma H_{max}$	-0,0048
$\Delta\sigma H_{min}$	-0,0048
$\Delta\sigma Vert$	-0,02
Trend σH_{max}	270
Plunge σH_{max}	0
Trend $\sigma Vert$	180

Además se utilizará un Datum inclinado para representar de mejor manera los esfuerzos existentes dentro de estas cavidades simplificadas.

Tabla 5. Datum inclinado para cavidades simplificadas

Parámetro	Valor
X	2200
Y	200
Z	3523
dx	0,48
dy	-0,16
Dip Of Plane (°)	-26,7
Dip Dir (°)	108,9

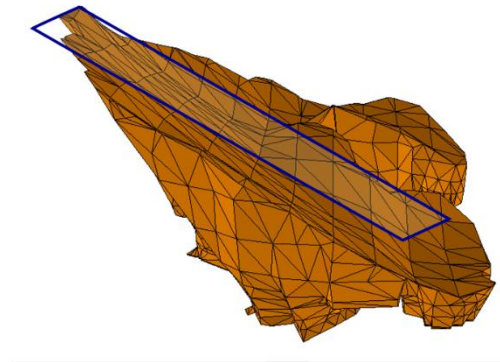


Figura 23. Plano representativo Datum cavidades simplificadas

Este bloque contará con un módulo de elasticidad de 250 [MPa] y una razón de Poisson de 0,2. (Mark and Pierce 2009)

3.1.2 Pipa Braden

La geometría de la Pipa Braden también fue entregada por la SGM. Este bloque tendrá código de material positivo, ya que los esfuerzos fluyen a través de este.

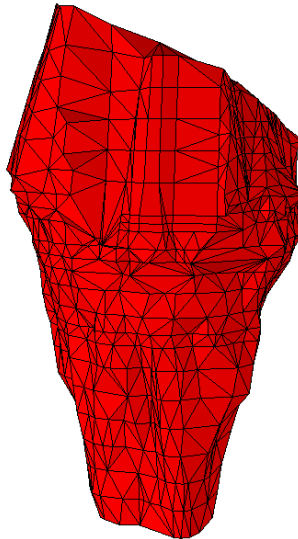


Figura 24. Bloque Pipa Braden

La pipa cuenta con un módulo de elasticidad de 26.000 [MPa] según lo expuesto por (Arias et al.) y una razón de Poisson de 0,25.

Tabla 6. Gradiente y orientación de esfuerzos para Pipa Braden.

Parámetro	Valor
$\Delta\sigma H_{max}$	-0,027
$\Delta\sigma H_{min}$	-0,025
$\Delta\sigma Vert$	-0,020
Trend σH_{max}	80
Plunge σH_{max}	30
Trend $\sigma Vert$	180

Se utilizará un Datum inclinado para representar de mejor manera la condición de esfuerzos de la Pipa Braden.

Tabla 7. Datum inclinado para Pipa Braden

Parámetro	Valor
X	814,3
Y	-187,8
Z	2800
dx	0,417
dy	-0,253
Dip Of Plane (°)	-26
Dip Dir (°)	121,2

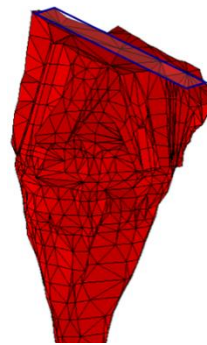


Figura 25. Plano representativo Datum Pipa

3.1.3 Cielo y Host material

El cielo es utilizado para representar la topografía del terreno en el cual está emplazado la Mina El Teniente; más específicamente, sirve para incluir, en el modelo numérico, el efecto que tiene la alta montaña sobre los esfuerzos in-situ del host material.

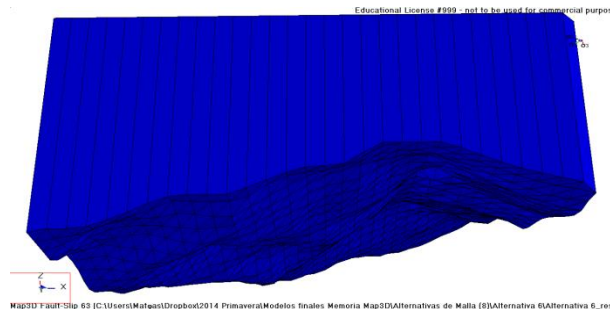


Figura 26. Bloque Cielo

Se realizó un estudio de sensibilidad el cual concluyó que el cielo no era directamente utilizable como bloque en Map3D para representar el efecto deseado, por lo que se usó la opción de Datum inclinado del Host Material para incluir la influencia de la alta montaña, luego, el cielo fue dejado como Inactive Fictitious Force, es decir, como un bloque inactivo.

Tabla 8. Datum Host Material

Parámetro	Valor
X	2400
Y	800
Z	3640
dx	0,36
dy	0,05
Dip Of Plane (°)	-20
Dip Dir (°)	82

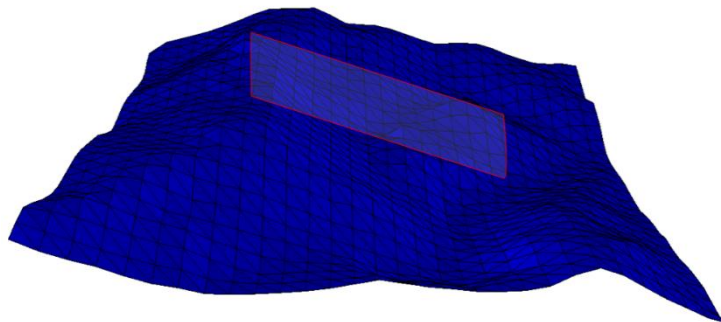


Figura 27. Plano representativo Datum de roca caja

Por su parte el Host material o roca caja (código de material 1) requiere de un tensor de esfuerzos, el cual debe tener consistencia con los niveles de esfuerzos esperados en el sector del NNM.

A partir del modelo conceptual del campo de esfuerzos en mina El Teniente descrito por (Karzulovic 2006) es posible observar los valores típicos compilados en zonas de interés

Tabla 9. Estado de esfuerzos pre-minería propuesto por Karzulovic (2006) para distintas zonas de la mina El Teniente. Se destaca la zona de interés (NNM)

Sector	Nivel	Zona	Cota (m.s.n.m)	Prof. (m)	Sv	SHNS (MPa)	SHEW	KNS	KEW	S1	S2	S3	α1	α2	α3	δ1	δ2	δ3
										(MPa)			(grados)					
Ten 3 Isla	Ten 3	Central	2419	405	16.8	33.7	21.5	2.01	1.28	34.6	21.1	16.3	192.6	100.8	306.9	-6.8	-14.5	-73.9
Ten 3 Hw		Hw	2435	390	14.2	14.0	25.6	0.99	1.80	26.0	16.6	11.2	279.6	377.6	182.1	-7.8	-45.2	-43.7
Ten 4 Sur	Ten 4	Fw	2360	690	24.8	20.4	26.9	0.82	1.08	28.4	23.8	19.8	272.3	127.3	13.9	-32.7	-51.9	-17.4
Ten 4 Sur/Isal/Fortuna/Rgto.		Central	2346	525	19.6	28.8	28.2	1.47	1.44	34.0	24.2	18.5	315.0	224.4	114.0	-14.9	-5.7	-74.0
Ten 5 Isla/Fortuna/Pilares	Ten 5	Central	2286	455	14.9	24.5	17.2	1.64	1.15	24.6	18.3	13.7	188.1	280.2	91.6	-3.7	-29.8	-59.9
Esmeralda	Esmeralda	Fw	2232	815	30.1	40.4	38.4	1.34	1.28	46.0	35.5	27.3	44.1	141.1	276.0	-18.1	-20.4	-62.2
		Central	2177	675	22.4	33.4	35.6	1.49	1.59	37.9	33.9	19.7	111.2	208.4	307.0	-21.8	-5.6	-67.4
		Hw	2184	635	23.0	33.6	31.1	1.46	1.35	42.8	24.0	20.9	137.8	38.5	240.0	-10.8	-40.2	-47.8
Ten 6/Diablo-Regimiento	Ten 6	Central	2163	525	23.7	36.9	35.5	1.56	1.50	44.0	30.7	21.3	316.8	224.6	116.1	-18.5	-6.5	-70.3
Pipa Norte		QT	2190	220	8.0	18.8	12.0	2.35	1.50	25.8	7.7	5.4	325.0	217.3	66.4	-14.7	-49.2	-37.1
Ten Sub 6	Sub 6	Central	2107	670	25.3	31.2	35.2	1.23	1.39	36.3	30.9	24.6	285.5	193.7	77.0	-13.8	-7.1	-74.4
Túnel Río Blanco	Ten 7	Fw	2031	970	27.9	28.7	31.4	1.03	1.13	39.2	28.5	20.4	252.6	357.1	108.6	-36.6	-18.6	-47.4
Ten 7		Central	2055	660	25.8	26.7	36.3	1.03	1.41	41.2	26.5	21.0	263.5	356.6	96.5	-28.9	-5.6	-60.5
Ten Sub 6 (Acarreo)		Hw	2065	575	13.4	25.4	27.7	1.90	2.07	39.0	15.7	11.7	48.1	141.5	312.3	-4.5	-37.8	-51.8
Ten 8 (Acarreo)	Ten 8	Central	1987	815	27.7	45.0	32.6	1.62	1.18	48.7	32.0	24.6	156.2	251.5	57.5	-6.9	-37.8	-51.4
		Hw	1984	920	24.3	28.4	40.0	1.17	1.65	40.9	28.5	23.3	87.7	179.9	307.0	-12.5	-9.8	-74.0
NNM	NNM	Fw	1780	1270	40.6	59.6	53.3	1.47	1.31	65.6	47.5	40.3	145.5	236.0	11.1	-4.8	-4.9	-83.1
		Central	1839	921	28.1	46.9	39.9	1.67	1.42	50.9	35.9	28.1	148.9	58.9	236.3	0.0	-0.7	-89.3

Por lo que los esfuerzos de referencia para ajustar el modelo serán:

Tabla 10. Niveles de esfuerzos esperados para NNM

Sector NNM	σ1 [MPa]	σ2 [MPa]	σ3 [MPa]
Fw	66	48	40
Central	51	36	28

Adicionalmente, a partir de un ajuste de los esfuerzos principales como función de la cota de cada nivel, indicados en la tabla anterior, es posible obtener un gradiente de esfuerzos preliminar a ser utilizado para el host material.

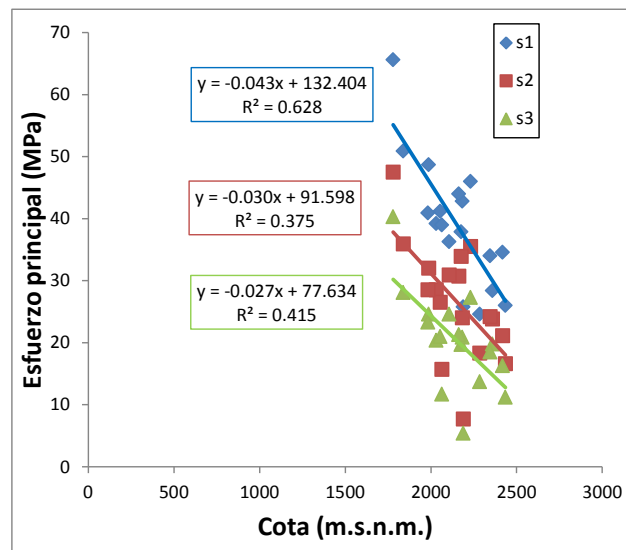
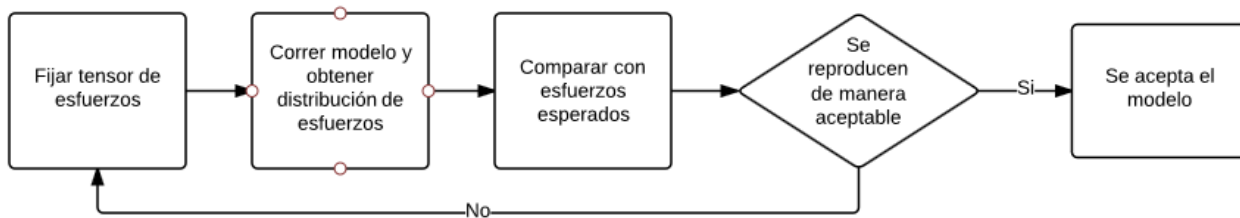


Figura 28: Gradientes ajustados para los esfuerzos principales en función de la cota del nivel

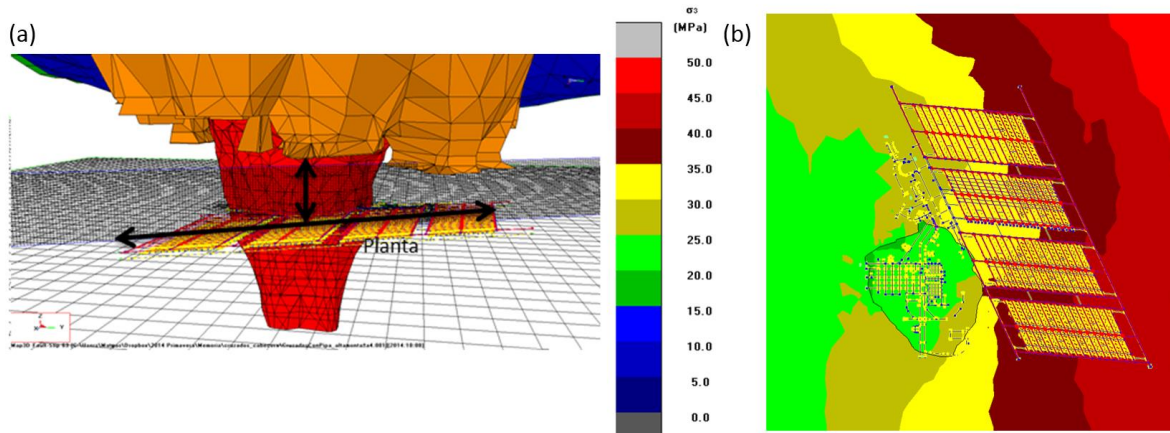
Utilizando la información generada anteriormente, se utiliza el siguiente procedimiento iterativo para calibrar el tensor de esfuerzos en el modelo:



Con lo que finalmente se ajustó el gradiente final presentado en la Tabla 11. La Figura 29 presenta los resultados de los esfuerzos estimados con el modelo para el NNM.

Tabla 11. Gradiente y orientación del tensor de esfuerzos seleccionados para Host Material

Parámetro	Valor
$\Delta\sigma_{H_{max}}$	-0,043
$\Delta\sigma_{H_{min}}$	-0,033
$\Delta\sigma_{Vert}$	-0,029
Trend $\sigma_{H_{max}}$	325
Plunge $\sigma_{H_{max}}$	15
Trend σ_{Vert}	180



(c) Valores promedio de esfuerzos para grilla en planta												
Esfuerzo	Magnitud				Trend (°)				Plunge (°)			
	min	max	prom	d.e.	min	max	prom.	d.e.	min	max	prom.	d.e.
σ_1	37	71	61	5	301	352	325	10	3	19	13	3
σ_2	28	51	42	4	34	260	187	78	0	69	7	7
σ_3	24	43	35	3	54	231	127	32	18	84	75	5

Figura 29. Esfuerzos estimados con el modelo para el NNM. (a) Grillas utilizadas para verificar valores de esfuerzos en NNM (b) Distribución del esfuerzo principal menor en planta a cota del NNM. (c) Valores promedio de esfuerzos principales para grilla en planta

De la Figura 29 se puede verificar que la distribución en planta del esfuerzo principal menor a cota del nivel de producción (b) y el nivel de esfuerzos promedio modelado en el NNM (c) coinciden con el valor esperado promedio de la Tabla 10. Niveles de esfuerzos esperados para NNM.

El host material tiene un módulo de elasticidad de 40.000 [MPa] y una razón de Poisson de 0,25, lo cual corresponde a las propiedades elásticas de CMET en El Teniente.

3.1.4 Galerías de producción y hundimiento

Se utiliza una malla tipo teniente de 34[m]x22[m], las galerías del nivel de hundimiento cuentan con una sección de 4,0[m] x 4,0[m] y las calles y zanjas del nivel de producción tienen una sección de 5,2[m] x 4,5 [m].

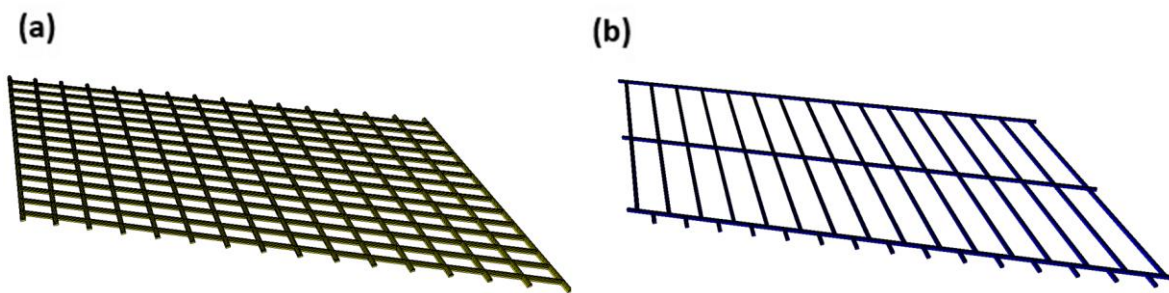


Figura 30. (a) Bloque nivel de producción (b) Bloque nivel de hundimiento

Ambos niveles tienen un código de material 0 ya que son excavaciones, entonces no cuentan con propiedades elásticas ni tensor de esfuerzos.

3.1.5 Puntos de vaciado

Dentro del diseño se consideran dos líneas de puntos de vaciado que corren de manera paralela, los puntos de vaciado tienen una altura de 5,2[m] y serán críticos al evaluar la estabilidad de los pilares corona, ya que reducen directamente el volumen del pilar de roca caja que recibe los esfuerzos inducidos del PC. También son una excavación, por lo que tienen código de material 0.

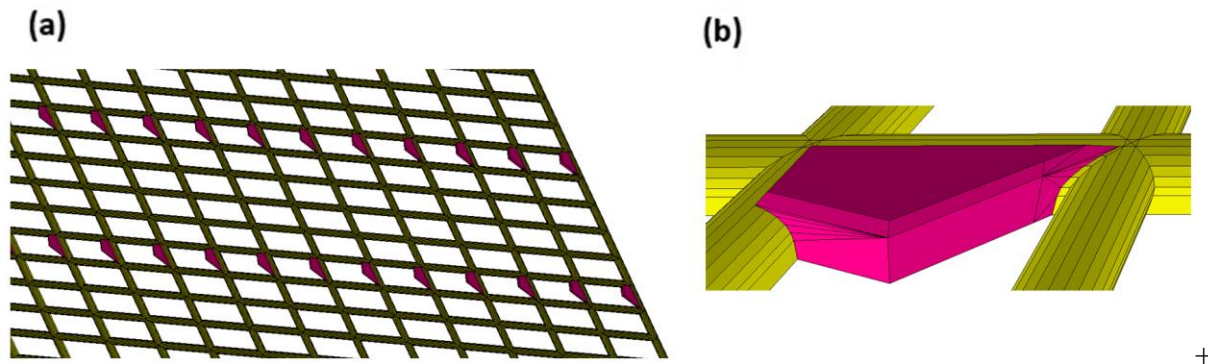


Figura 31. (a) Bloques de punto de vaciado en nivel de producción (b) Detalle puntos de vaciado

3.1.6 Cavidad y Hundibilidad del área

Se construirá una socavación con un frente cóncavo, con dirección de crecimiento subparalelo al esfuerzo principal mayor, tendrá un footprint o área basal de 16.090 m² y un perímetro de 537 metros, lo que corresponde a un radio hidráulico de 30 metros.

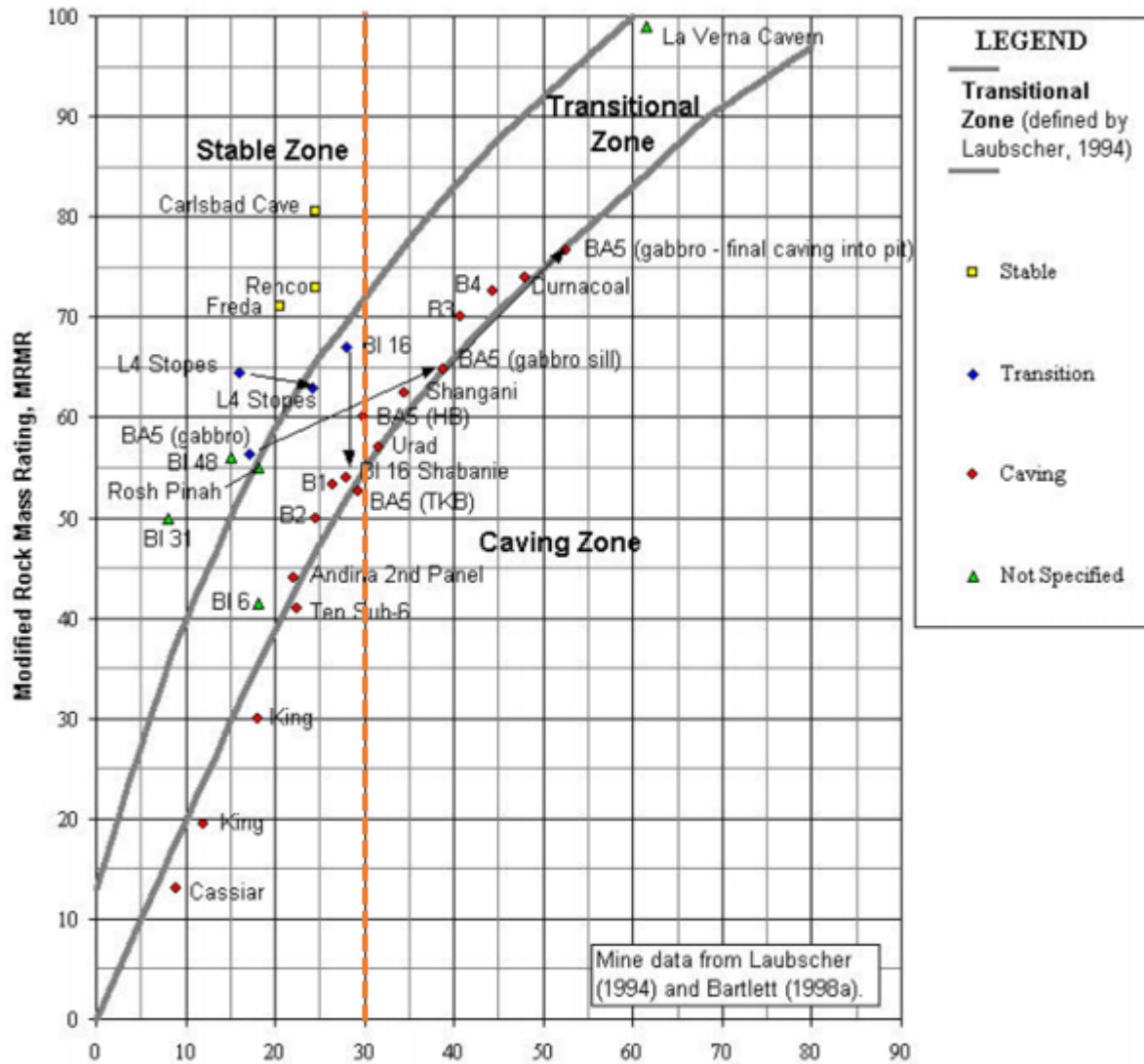


Figura 32. Gráfico de hundibilidad de Laubscher.

A partir de los gráficos de estabilidad propuestos por Laubscher y Mawdesley se puede observar que un radio hidráulico de 30 metros garantiza hundibilidad para los casos de El Teniente. Se asumirá que esta condición es extrapolable al nuevo nivel mina, es decir, la cavidad conecta con superficie u otras cavidades con un radio hidráulico de 30 metros.

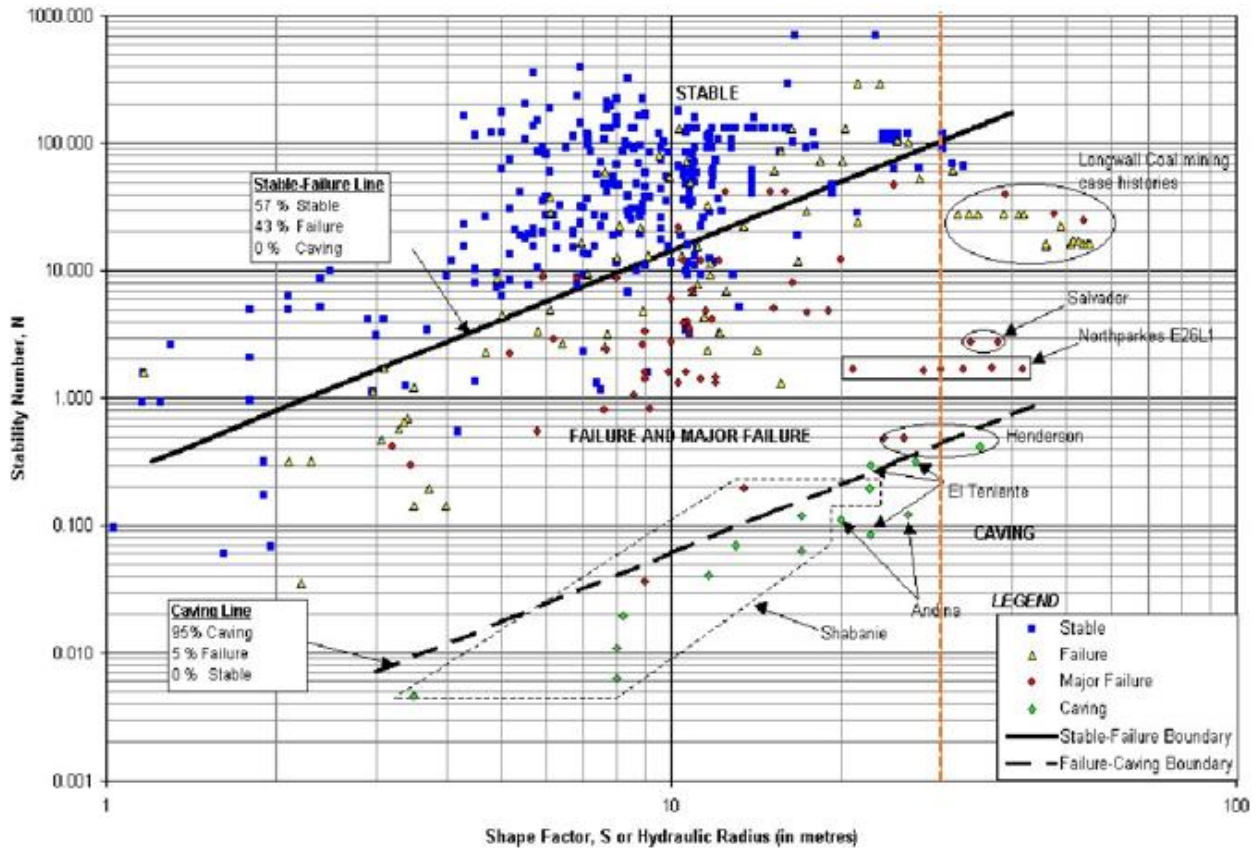


Figura 33. Gráfico de estabilidad extendido de Mathews(Mawdesley 2002)

Se utilizará un ángulo de desplome de 70° dado que es representativo de las condiciones de El Teniente, por simplicidad este ángulo se replicará en todas las direcciones del hundimiento (Este, Oeste, Norte y Sur).

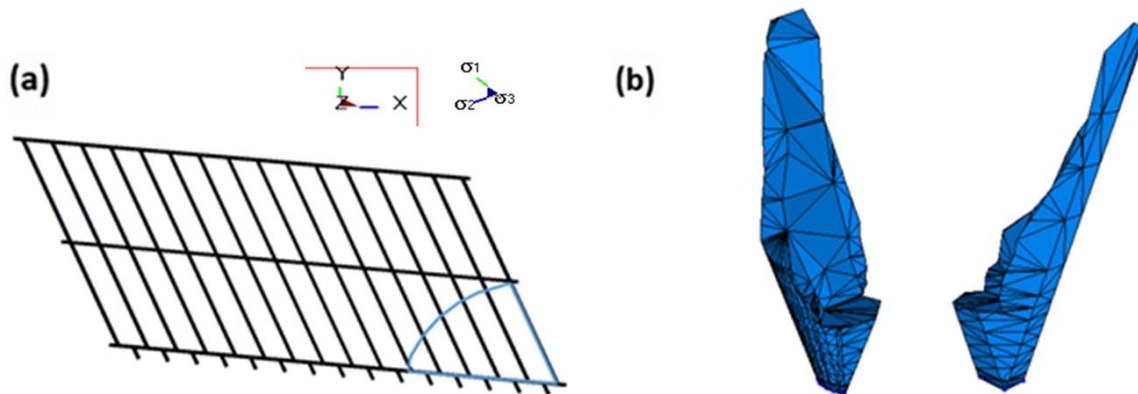


Figura 34. (a) Footprint socavación y dirección de esfuerzos (b) Bloque Cavidad NNM

Al igual que las cavidades simplificadas tendrá un código negativo y utilizará el mismo tensor de esfuerzos, además de un módulo de Young de 250 [MPa] y una razón de Poisson de 0,2 (Mark and Pierce 2009).

Tabla 12. Tensor de esfuerzos cavidad nuevo nivel mina

Parámetro	Valor
$\Delta\sigma H_{max}$	-0.0048
$\Delta\sigma H_{min}$	-0.0048
$\Delta\sigma Vert$	-0.02
Trend σH_{max}	270
Plunge σH_{max}	0
Trend $\sigma Vert$	180

También se utilizará un Datum inclinado para representar la inclinación de esta cavidad.

Tabla 13. Datum Cavidad Nuevo Nivel Mina

Parámetro	Valor
X	2400
Y	800
Z	3640
dx	0.36
dy	0.05
Dip Of Plane (°)	-20
Dip Dir (°)	82

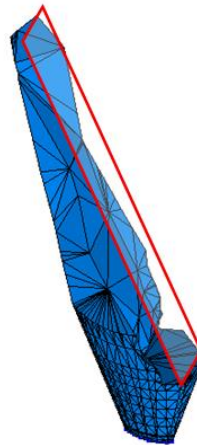


Figura 35. Plano representativo Datum Cavidad Nuevo Nivel Mina

3.1.7 Nariz

La nariz cuenta con un ángulo que varía entre 30° y 45°. Tendrá código de material 0, será utilizado como material excavado por simplicidad, esto ya que según análisis de sensibilidad realizados a la nariz, a la socavación y a las bateas; se concluyó que no es necesario inicializarlos como material quebrado, ya que el impacto de hacerlo de esta manera es nulo sobre los resultados.

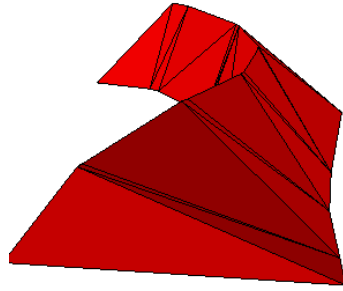


Figura 36. Bloque nariz

3.1.8 Socavación

La socavación tiene una altura de 18,6 [m] desde el piso del nivel de hundimiento y un ancho de 17 [m] hacia ambos lados desde el centro del UCL, abarcando así los 34 [m] en total de ancho que tiene la malla. El largo o distancia de avance desde la cavidad del NNM es variable, para poder representar varias condiciones de escalón o desfase entre frentes.

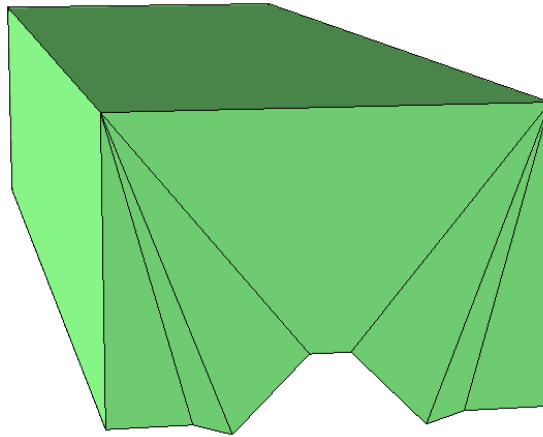


Figura 37. Bloque Socavación

Al igual que la nariz, se inicializará como material excavado de código de material 0.

3.1.9 Alternativas de bateas

Se considerarán dos líneas de bateas abiertas por delante del frente de socavación obteniendo el siguiente perfil general.

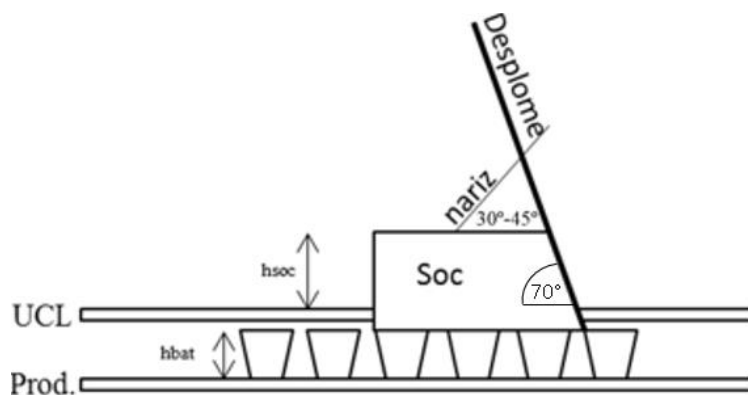


Figura 38. Perfil general de esquema de hundimiento a modelar

El objetivo final de la presente memoria consiste en evaluar el impacto de utilizar 8 distintas alternativas de bateas, cuyas características de presentan en la Tabla 14.

Tabla 14. Características alternativas de batea

Característica	Alternativas de bateas							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Altura crown pillar, hcp [m]	22	22	23	23	25	25	28	28
Altura zanja, hz [m]	17	15	18	16	20	18	23	21
Pilar puente, hp [m]	5	7	5	7	5	7	5	7
Área crown pillar [m ²]	295	280	310	295	340	325	385	370
Volumen batea [m ³]	2802	2370	3017	2586	3448	3017	4095	3664

Donde se observa que las alternativas impares cuentan con altura de pilar puente de 5 metros mientras que las alternativas pares 7 metros. La altura del pilar corona va creciendo con el número, partiendo en 22 metros y llegando hasta 28 metros, donde cada par de alternativas (1-2, 3-4, 5-6 y 7-8) comparten este valor. La diferencia entre la altura del Crown pillar y el pilar puente entrega la altura de zanja.

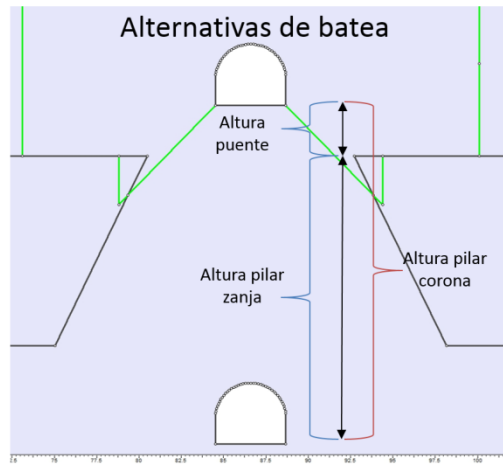
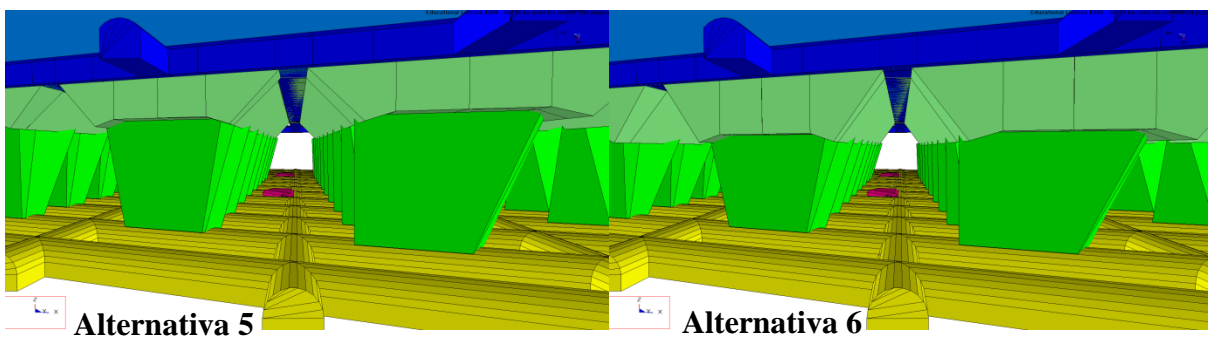
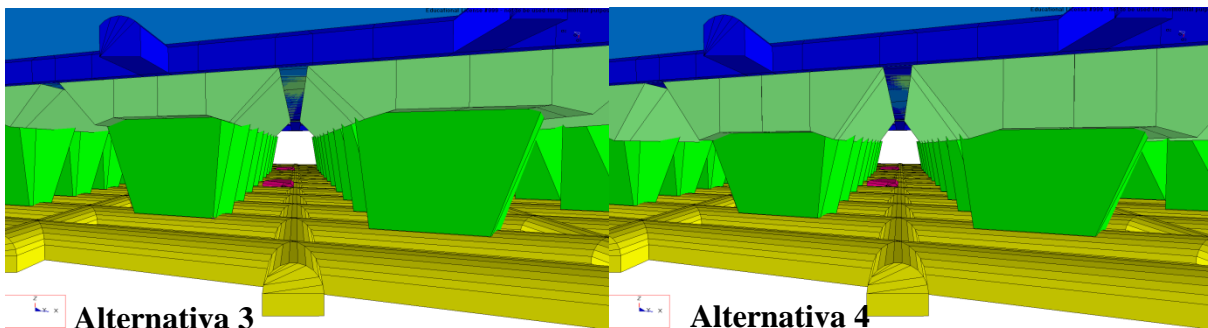
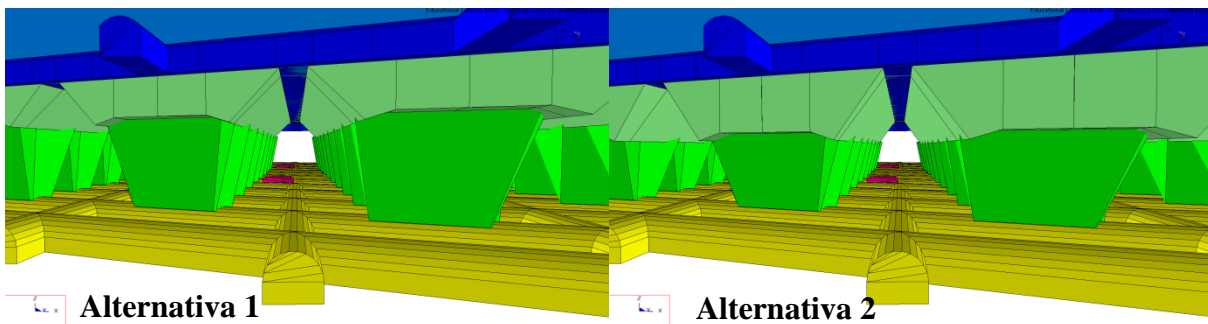


Figura 39. Esquema alternativas de batea

Las bateas serán inicializadas como excavación con número de material 0.



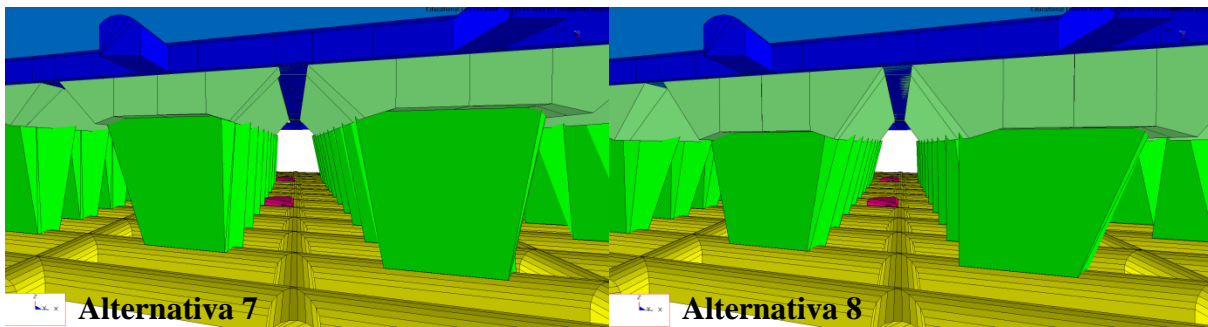


Figura 40. Bloques de las distintas alternativas de batea

3.1.10 Modelo final

El modelo final queda definido por todos los bloques explicados anteriormente.

En la Figura 41 (a) se observa como la cavidad del nuevo nivel mina se conecta con el resto de las cavidades simplificadas y como la extracción en El Teniente rodea la Pipa Braden donde se encuentra el barrio cívico de esta Mina. Por su parte en Figura 41(b) se observa el detalle de los frentes de socavación y de extracción junto con la infraestructura del NNM.

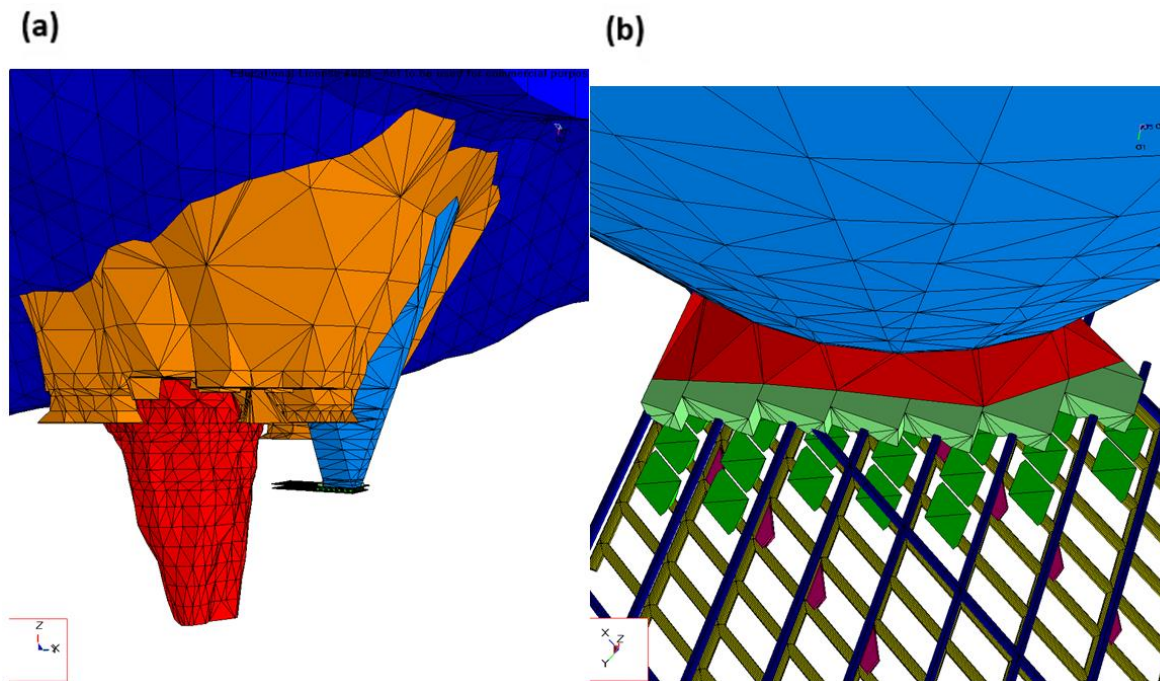


Figura 41. (a) Vista general de cavidad NNM, cavidades simplificadas y Pipa Braden (b) Vista en planta de frentes e infraestructura NNM

3.2 Definición de grillas y zonas de control para la interpretación de resultados

Para la obtención de resultados de los modelos se utiliza una serie de grillas transversales a las calles y paralelas al frente de socavación que abarcan desde el piso del nivel de producción hasta

el techo de la socavación (Figura 42). Estas grillas son utilizadas para determinar la distribución de esfuerzos en una zona de interés y su evolución con respecto a la distancia al frente de socavación (d). Distancias adelante y detrás del frente de socavación se consideran como positivas y negativas, respectivamente. El grupo de grillas tiene un espaciamiento de 2 [m], y se colocan en zonas sin y con presencia de punto de vaciado bajo el frente de socavación, teniendo así el peor escenario posible (punto de vaciado bajo zona de transición) y un escenario de control (sin punto de vaciado bajo zona de transición), con lo que se podrá evaluar el efecto del punto de vaciado en la estabilidad de las galerías adyacentes.

Pilar sin punto de vaciado bajo socavación

Pilar con punto de vaciado bajo socavación

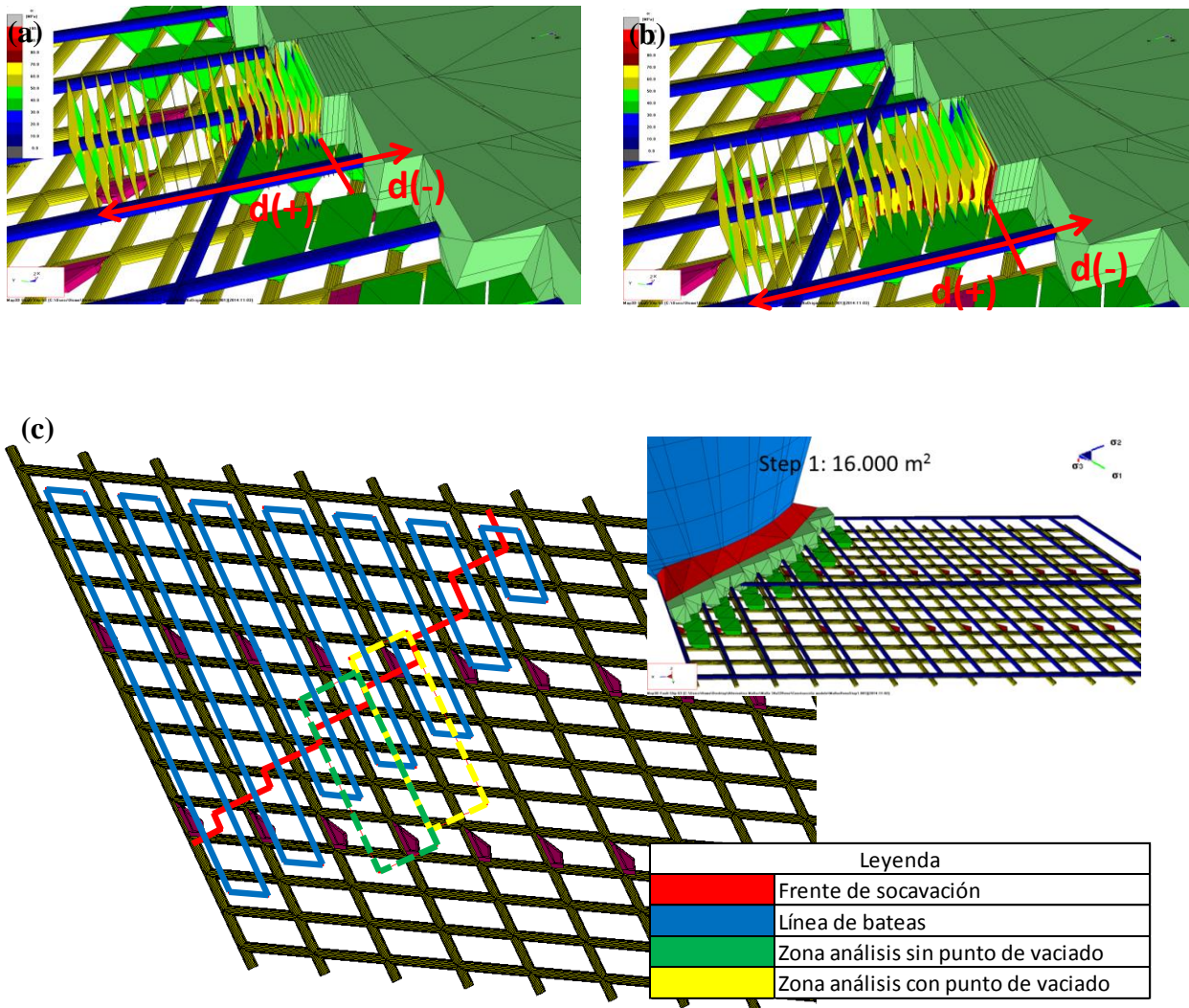


Figura 42. Grillas con respecto a la distancia al frente de socavación utilizada para obtener los resultados en un volumen de interés. (a) Pilar sin punto de vaciado. (b) Pilar con punto de vaciado (c) Planta modelo NNM-, donde indica el frente de socavación relativo al punto de vaciado, junto con las zonas de análisis.

Para la interpretación de los resultados obtenidos de cada grilla se definen las siguientes zonas de control (Figura 43):

- **Zona 1:** Paredes galerías UCL. Cotas desde piso UCL hasta techo galerías UCL.
- **Zona 2:** Pilar puente-UCL. Cotas desde techo de batea hasta piso nivel UCL.
- **Zona 3:** Pilar de producción. Cotas desde piso nivel producción hasta 2[m] sobre techo galerías producción. Los 8 [m] de ancho definidos para el pilar de producción, se utiliza para incluir dentro del volumen de análisis la totalidad de los puntos de vaciado.

Un aspecto importante a considerar en el estudio es la utilización de grillas con espaciamiento fijo de 0,3[m] x 0,3[m]. De esta manera es posible asegurar que los resultados son comparables al establecer valores promedios dentro de una zona de control.

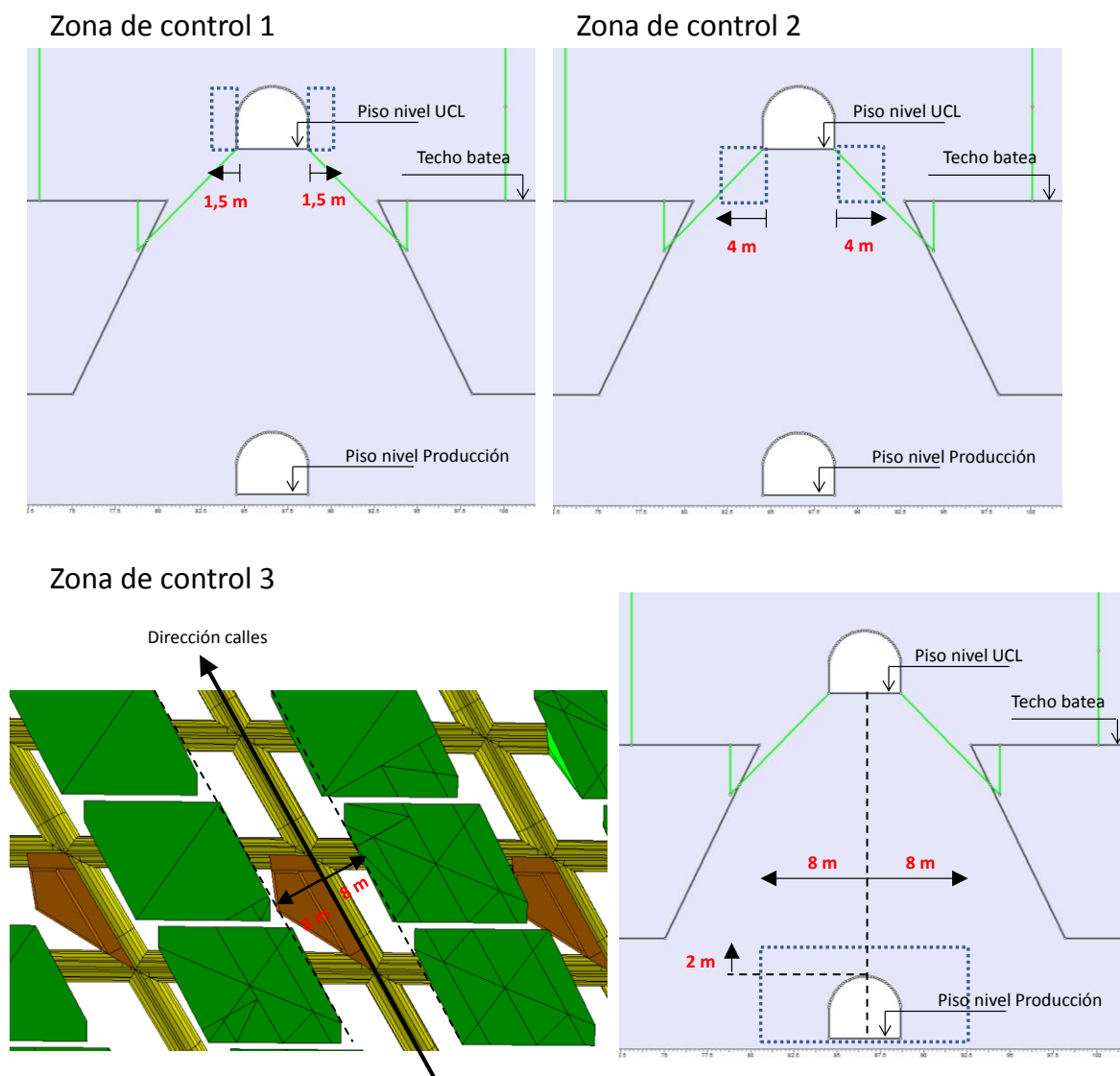


Figura 43. Definición de las zonas de control utilizadas en la interpretación de los resultados obtenidos de las grillas.

3.3 Indicadores de estabilidad

Los indicadores de estabilidad calculados en las zonas de control corresponden a:

- Esfuerzos principales promedios: principales mayor (s_1), intermedio (s_2), y menor (s_3).
- Esfuerzo deviatorico definido por:

$$q = s_1 - s_3 \quad (1)$$

- Factor de seguridad (F.S.) definido por:

$$FS = \frac{s_1^{res} - s_3}{s_1 - s_3} \quad (2)$$

Donde:

$s_1^{res} = UCS + \tan\psi s_3$ es la envolvente de falla de daño severo calibrada en la sección 3.4

- Porcentaje de falla definido por:

$$\% \text{ de falla } (\%F) = \frac{\text{número de nodos con } FS \leq 1}{\text{número total de nodos}} \quad (3)$$

3.4 Envoltentes de daño

Las envoltentes mostradas a continuación fueron calibradas por GMT (Geomecánica, minería y tecnología) a partir de daños observados en el NNM y en RENO. Donde en el NNM se observaron daños moderados en túneles de acceso y en RENO se observaron daños severos cerca del frente de extracción.

La Figura 44 presenta los puntos combinados del NNM y RENO. De esta figura se propone una envolvente de daño severo la cual separa la nube de puntos entre el NNM (daño moderado) y RENO (daño severo). Esta envolvente queda representada por: $s_1 = 75 + 3s_3$.

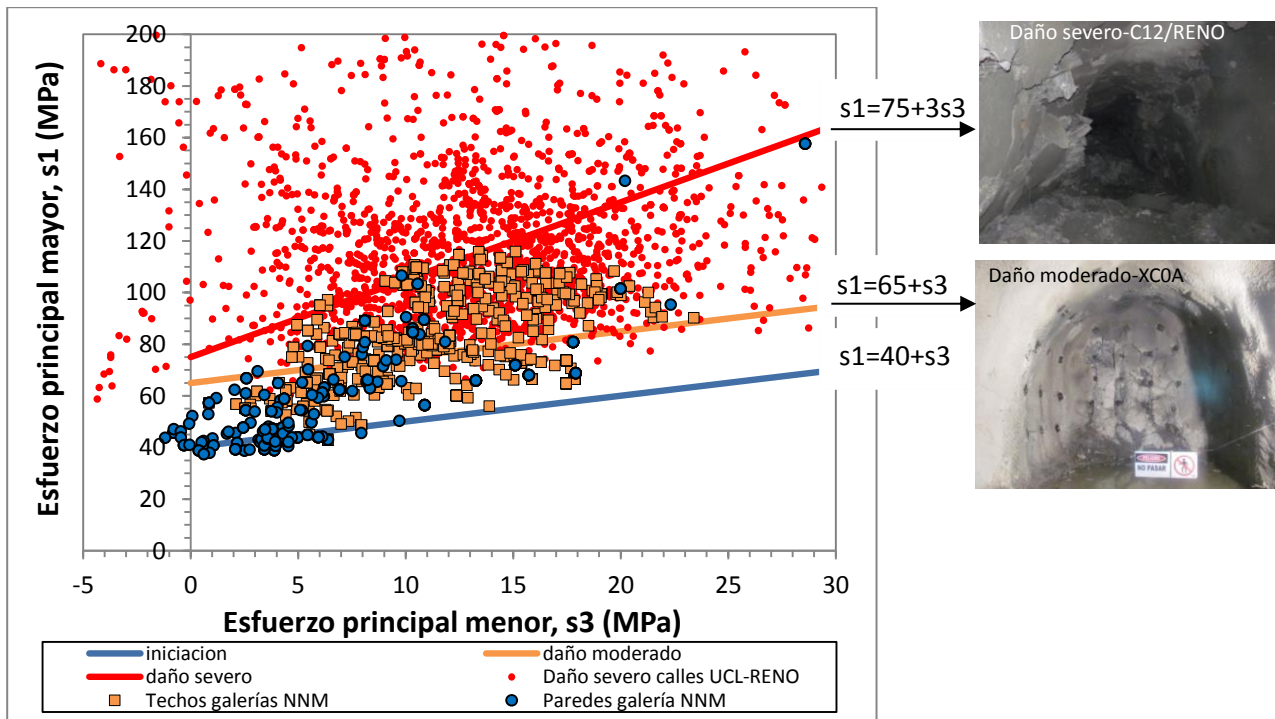


Figura 44. Esfuerzos principales (σ_1 y σ_3) obtenidos de las zonas de daño del NNM y RENO. Se propone una envolvente de daño severo la cual limita los datos entre el NNM (daño moderado) y RENO (daño severo). (GMT 2015)

3.5 Aceptabilidad del diseño

GMT, realizó un modelamiento de dos steps o pasos en RENO, el primero representaba una situación inicial sin daño, el segundo presenta un avance en la explotación minera y daños en sus galerías de hundimiento de las cuales se determinó lo siguiente:

La envolvente de daño severo determinada en la sección 3.4 representa un estado de esfuerzos último, con la cual se manifiesta una interferencia operacional en el proceso minero. Este estado último no debe ser utilizado para el diseño. Es por esto que se deben establecer valores admisibles para el Factor de Seguridad (FS), el porcentaje de falla (%F) y el esfuerzo deviatórico (q). Con este objetivo, se calculan los esfuerzos y FS promedios ($s1$, $s3$, q, FS) y el %F, para los steps 1 y 2 en el modelo de RENO, en las siguientes zonas:

- Zona de control 1 en las grillas que se encuentran a distancias entre +6 a +15 [m] con respecto al frente de socavación y que presenta daños severos en las galerías UCL.
- Zona de control 3 en las grillas que se encuentran a distancias de -10 [m] con respecto al frente de socavación y que no presenta daños en el pilar de producción.

La Figura 45 presenta el esfuerzo deviatórico y el porcentaje de falla como función del Factor de seguridad para las zonas y grillas definidas anteriormente.

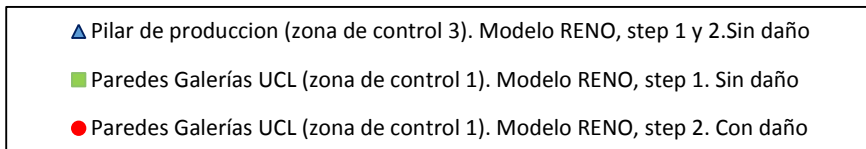
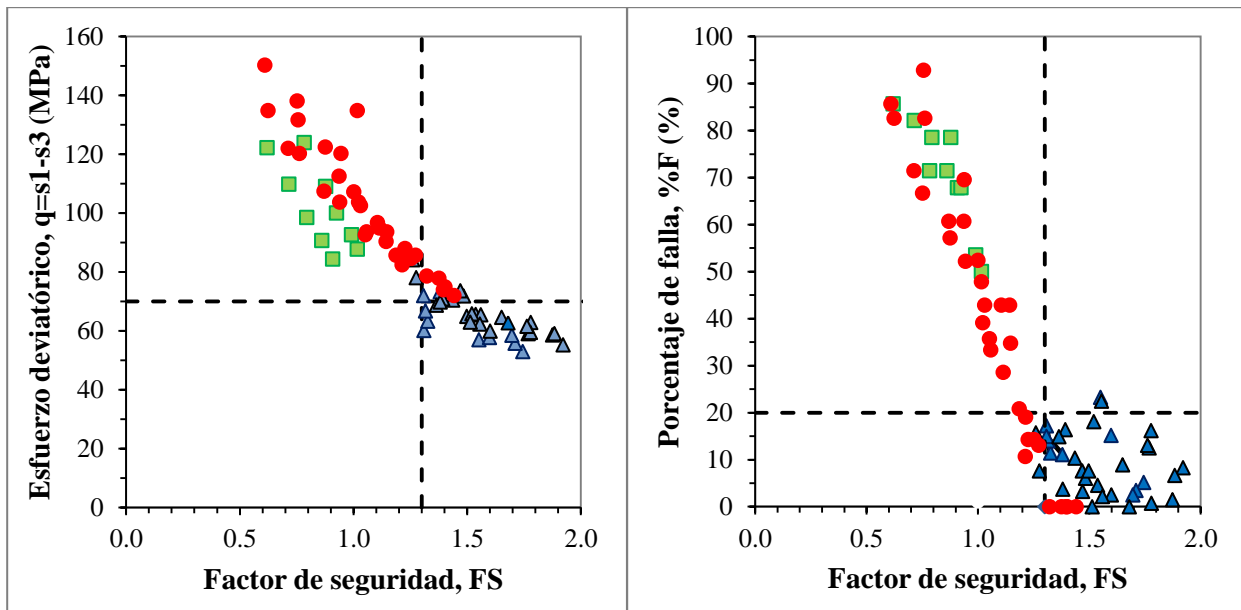


Figura 45. Esfuerzo deviatorico y porcentaje de falla en función del Factor de seguridad. Se incluyen las paredes de galerías UCL (zona de control 1) y los pilares de producción (zona de control 3) en el modelo de RENO. (GMT 2015)

En la Figura 45 se observa que las zonas definidas para el análisis de los pilares de producción en el modelo de RENO, los cuales no presentan daño, tienen $\%F \leq 22,5\%$, $FS \geq 1,26$ y, en general, $q \leq 70$ [MPa]. Por lo tanto, se establecen los siguientes valores para el diseño: $FS \geq 1,3$, $\%F < 20\%$ y $q \leq 70$ [MPa]. Estos valores representan el límite de aceptabilidad de los indicadores de estabilidad para que la zona de análisis sea considerada como estable y serán utilizados como referencia para identificar las zonas críticas en los resultados de los modelos numéricos. Notar que los valores obtenidos están influenciados por el tamaño y la ubicación de las zonas de control definidas en la sección 3.2. Adicionalmente, de la Figura 45 se observa que las paredes de las galerías UCL, en el step 2 (con daño) presentan un mayor esfuerzo deviatorico que en el step 1 (sin daño). Sin embargo, los indicadores de estabilidad $\%F$ y FS , poseen valores mayores a los admisibles, es decir, la envolvente de daño severo propuesta en la sección no separa de buena manera la condición de estabilidad de las paredes de las galerías UCL en los step 1 y 2.

4 Resultados y análisis de resultados

4.1 Resultados de alternativas de bateas

4.1.1 Resultados pilar puente UCL

La Figura 46 presenta los indicadores de estabilidad como función de la distancia al frente de socavación en la zona del pilar puente del UCL (zona de control 2) para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo del NNM.

Se reconoce que las alternativas 1, 3, 5 y 7 ($h_p=5$ [m]) y 2, 4, 6 y 8 ($h_p=7$ [m]) presentan en el pilar puente un esfuerzo deviatórico del orden de 170 [MPa] y 150 [MPa], respectivamente, a una distancia de +1 [m] con respecto al frente de socavación. Esto permite concluir que las alternativas con mayor altura de pilar puente ($h_p=7$ [m]) presentan un menor esfuerzo deviatórico en el pilar puente cercano al frente de socavación lo que se traduce en un mejor diseño de la batea. Se observa que la zona de mayor sollicitación involucra una distancia de 0 a +10 [m] con respecto al frente de socavación. La zona de esfuerzos inducidos alcanza una distancia de hasta +30 [m] con respecto al frente de socavación.

RESULTADOS PILAR PUENTE UCL-ALTERNATIVAS DE BATEAS NNM

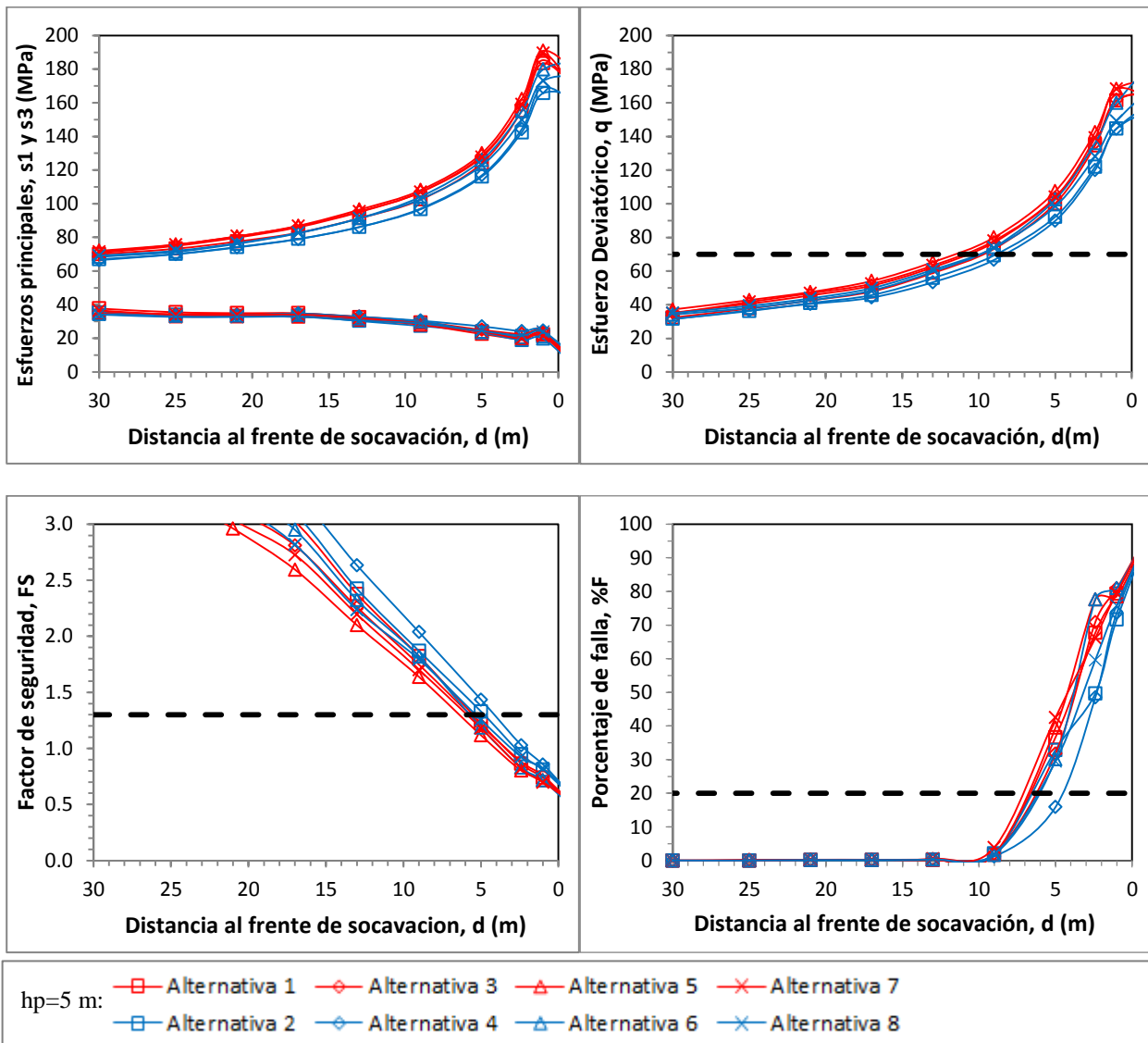


Figura 46. Evolución de los indicadores de estabilidad con respecto a la distancia al frente de socavación para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo NNM. Zona de control 2: Pilar puente-UCL.

4.1.2 Resultados pilar de producción

RESULTADOS PILAR DE PRODUCCIÓN SIN PUNTO DE VACIADO-ALTERNATIVAS DE BATEAS NNM

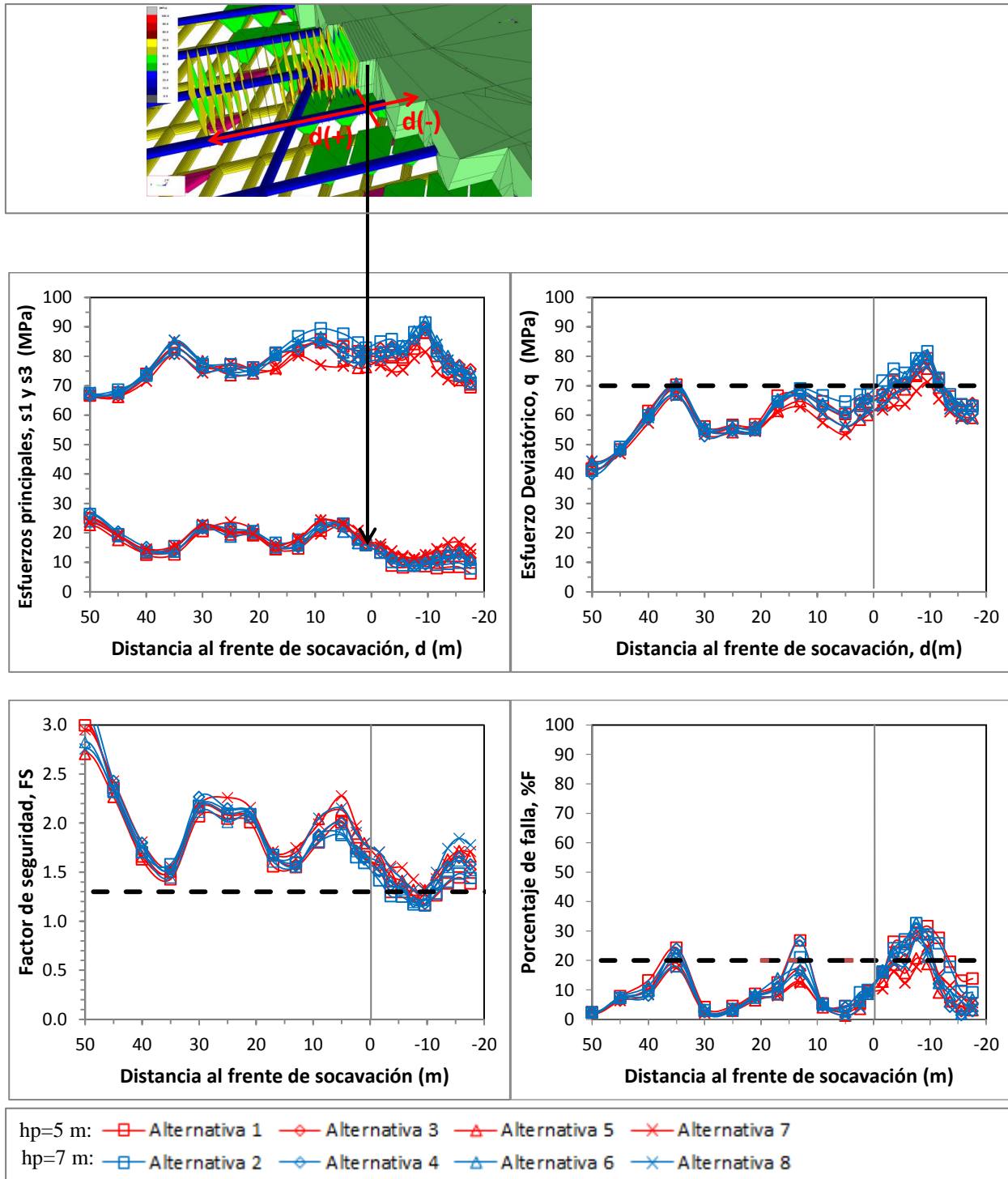


Figura 47. Evolución de los indicadores de estabilidad con respecto a la distancia al frente de socavación para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo NNM. Zona de control 3: Pilar Producción sin punto de vaciado.

La Figura 47 presenta los indicadores de estabilidad como función de la distancia al frente de socavación en la zona del pilar de producción (zona de control 3) sin punto de vaciado para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo del NNM.

Se observa que la zona de mayor sollicitación involucra una distancia de 0 a -10 [m] con respecto al frente de socavación. En esta zona, se observa un esfuerzo deviatorico máximo entre 70 a 80 [MPa], un porcentaje de falla que alcanza hasta 30% y un FS es menor a 1,3. La zona de esfuerzos inducidos alcanza aproximadamente +50 [m] de distancia con respecto al frente de socavación.

RESULTADOS PILAR DE PRODUCCIÓN CON PUNTO DE VACIADO-ALTERNATIVAS DE BATEAS NNM

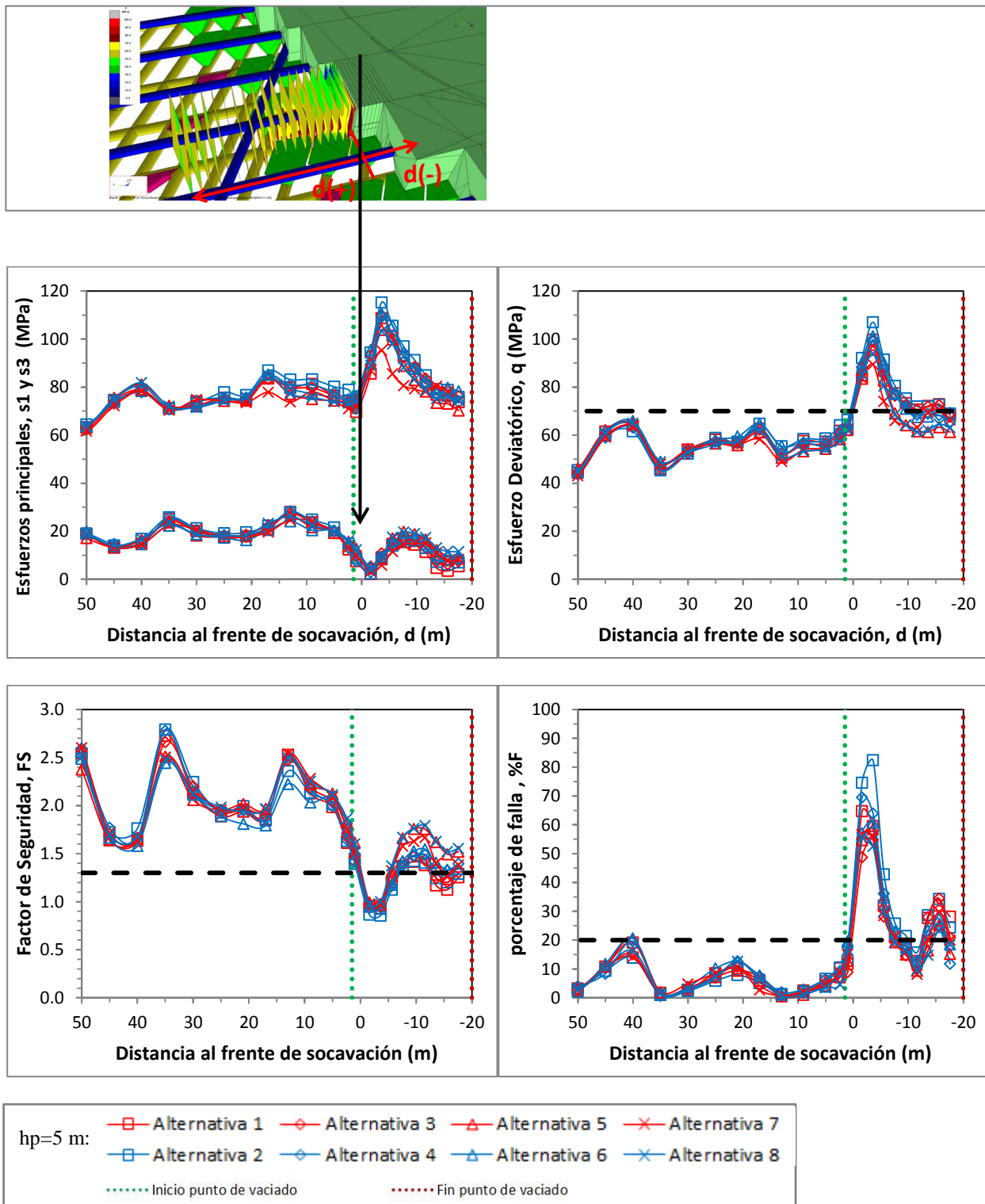


Figura 48. Evolución de los indicadores de estabilidad con respecto a la distancia al frente de socavación para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo NNM. Zona de control 3: Pilar Producción con punto de vaciado.

La Figura 48 presenta los indicadores de estabilidad como función de la distancia al frente de socavación en la zona de control 3 del pilar de producción con punto de vaciado para las ocho alternativas de diseño de bateas en el modelo del NNM. En la figura también se incluye con líneas punteadas verticales el inicio y fin del punto de vaciado.

Al comparar los resultados de la Figura 48 (con punto de vaciado) con los de la Figura 47 (sin punto de vaciado), se observa que la presencia del punto de vaciado produce una disminución del esfuerzo principal menor y un aumento del esfuerzo principal mayor para distancias entre 0 a -5 [m] con respecto al frente de socavación. Esto produce un aumento del esfuerzo deviatórico alcanzando valores del orden de 100 [MPa]. En esta zona el porcentaje de falla supera el 50% y el FS es menor a 1,0. El análisis anterior sustenta que existe una zona potencial a la falla en el pilar de producción (zona de control 3) con punto de vaciado cuando el frente de socavación se encuentra según la configuración geométrica indicada en la Figura 42. Los esfuerzos inducidos alcanzan una distancia de hasta +50 [m] con respecto al frente de socavación.

El impacto promedio del punto de vaciado en la zona del pilar de producción es cuantificado en los diseños mediante:

$$FS_{con\ punto} \approx 0,9 FS_{sin\ punto}; \quad q_{con\ punto} \approx 1,1 q_{sin\ punto}; \quad \%F_{con\ punto} \approx 1,6 \%F_{sin\ punto}$$

4.1.3 Elección de alternativa de batea

Del análisis anterior es necesario concluir que altura del pilar puente UCL y altura del pilar corona son las más adecuadas para el diseño, es decir, elegir la alternativa de batea más idónea para el NNM. A partir de la Figura 46 se selecciona para el diseño las alternativas con mayor altura de pilar puente ($hp=7$ [m]), debido a que presentan menores esfuerzos deviatóricos en la zona del pilar puente.

La Figura 49 presenta el FS y esfuerzo deviatórico promedios calculados en la zona del pilar de producción (zona de control 3), para distancias entre 0 a -10 [m] con respecto al frente de socavación, en función de la altura del pilar corona (h_{cp}) para las alternativas de bateas sin punto de vaciado con $hp=7$ [m].

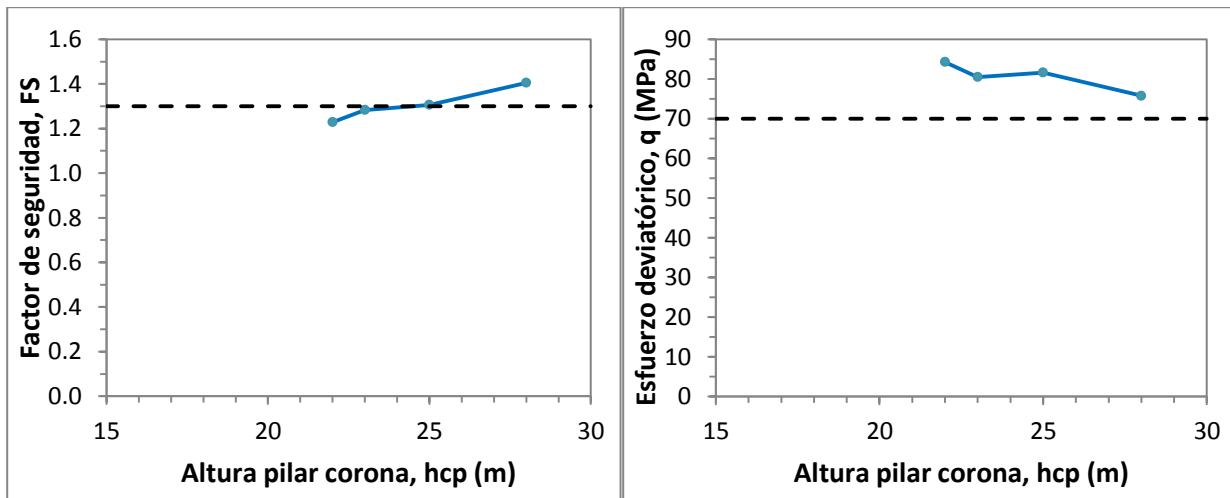


Figura 49. Impacto de la altura del pilar corona en el FS y esfuerzo deviatorico promedios calculados en la zona del pilar de producción (zona de control 3) para distancias entre 0 a -10 [m] con respecto al frente de socavación, para las alternativas de bateas sin punto de vaciado con $h_p=7$ [m].

De la figura anterior se observa que a medida que aumenta la altura del pilar corona se produce, en la zona de análisis, un aumento del FS y una disminución del esfuerzo deviatorico. El FS comienza a ser mayor al admisible para una $h_{cp}=25$ [m]. Sin embargo, todas las alternativas de bateas presentan un esfuerzo deviatorico mayor al admisible. Basándose en este análisis, se propone una altura de pilar corona de $h_{cp}=25$ [m], ya que es la mínima que cumple los criterios de diseño. Por su parte, se aconseja evitar la alternativa de altura de pilar corona de $h_{cp}=28$ [m] dado que las complicaciones operacionales que conlleva lograr esta altura no se ven justificadas por la leve mejora en los indicadores de estabilidad.

Finalmente se obtiene la alternativa de batea 6 como la más apropiada para la construcción del NNM ($h_p=7$ [m] y $h_{cp}=25$ [m]).

4.1.4 Resultados Abutment Stress

A partir de los análisis de los resultados es posible identificar las zonas críticas de los diseños. En el caso del pilar de producción (zona de control 3) la zona crítica queda representada para distancias entre 0 a -10 [m] con respecto al frente de socavación. En esta zona se procede a calcular los valores promedios de los indicadores de estabilidad. Los resultados son presentados en la Figura 50 en función de la altura del pilar corona para los pilares de producción de las alternativas de batea.

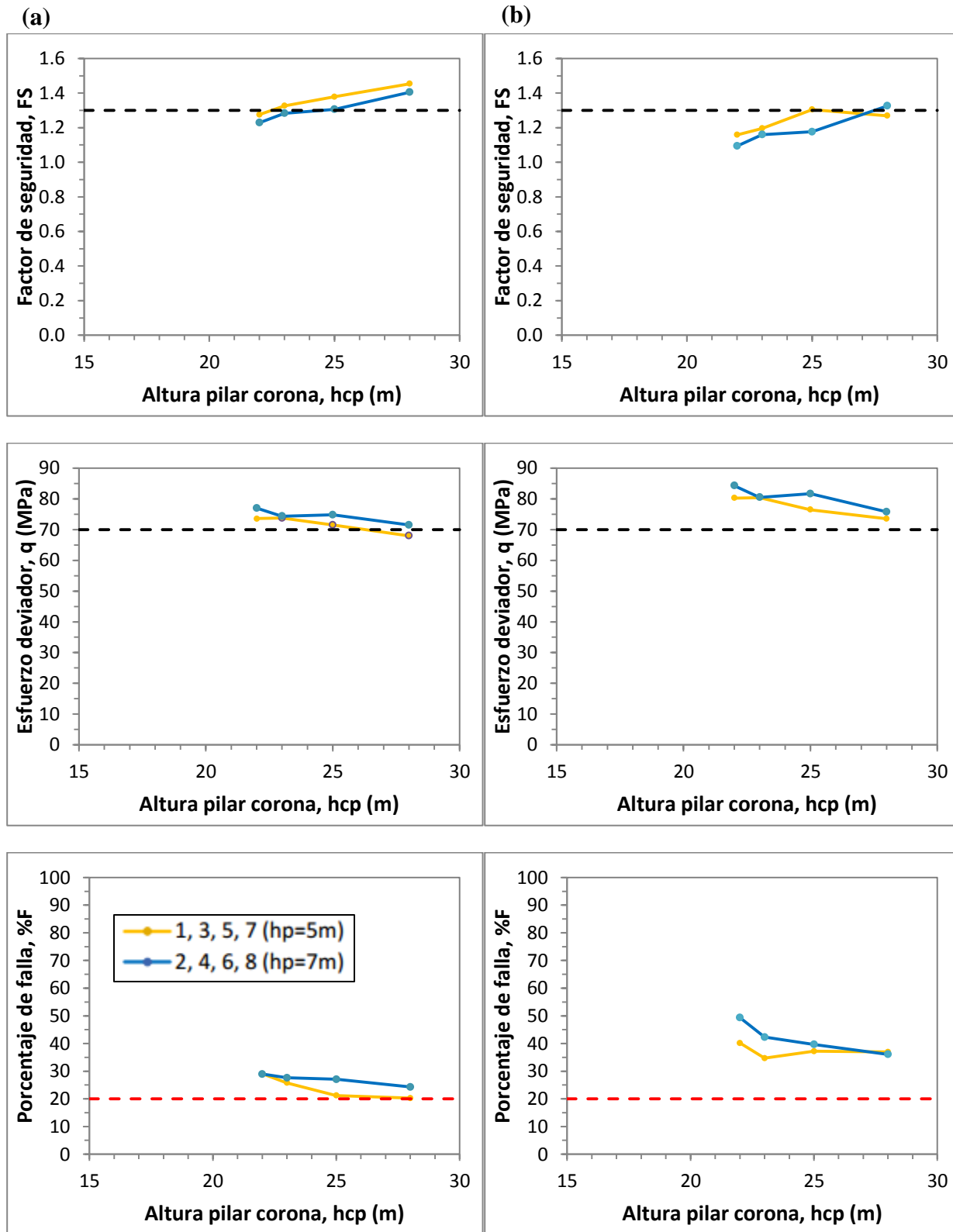


Figura 50. Indicadores de estabilidad en función de la altura del pilar corona para las 8 alternativas de batea.
 (a) sin punto de vaciado (b) con punto de vaciado

De la Figura 50 se puede observar:

- Existe una leve mejora en los indicadores de estabilidad para las alternativas 1, 3, 5 y 7 ($h_p = 5[m]$) con respecto a las alternativas 2, 4, 6 y 8 ($h_p = 7[m]$)
- Para una altura de pilar corona de 25[m] y sin presencia de punto de vaciado las alternativas presentan en promedio $FS=1,3$; $q=73[MPa]$; $\%F=25\%$.
- Para una altura de pilar corona de 25[m] y con presencia de punto de vaciado las alternativas presentan en promedio $FS=1,2$; $q=79[MPa]$; $\%F=38\%$.

Además se pueden cuantificar los siguientes efectos:

- $\Delta FS \approx +0,03[m^{-1}]$
- $\Delta q \approx -1 \left[\frac{MPa}{m} \right]$
- $\Delta \%F \approx -1 \left[\frac{\%}{m} \right]$

Es decir, si esta tendencia es lineal, un aumento de 10 metros en el pilar corona aumentará el factor de seguridad en 0,3, disminuirá el esfuerzo deviatorico en 10 [MPa] y disminuirá el porcentaje de falla en 10%.

4.2 Validación con resultados de otros autores

Trueman et al, llevó a cabo un modelamiento en FLAC3D para evaluar el efecto del abutment stress. Utilizó un modelo lineal-elástico para representar un hundimiento convencional, con una malla tipo Teniente de 30[m]x15[m] con un ángulo de 60° de intersección entre calles y zanjas. La altura de hundimiento es de 4[m], el nivel de hundimiento tiene dimensiones de 4[m]x3,6[m], la separación entre UCL-producción es de 15[m] y las bateas son excavadas a partir de los puntos de extracción, tienen 15 [m] de largo, 12[m] de alto y 12[m] de ancho.

A partir de este modelo básico generó distintas condiciones de esfuerzos in-situ y geometría de caving, tal como se observa en la Figura 51.

Las condiciones de esfuerzo in-situ son variadas en forma de razón entre $\sigma_v : \sigma_{h1} : \sigma_{h2}$ donde el primer es el esfuerzo vertical in-situ, σ_{h1} corresponde al esfuerzo horizontal in-situ paralelo al avance del caving y σ_{h2} es el esfuerzo horizontal in-situ con dirección perpendicular a la dirección de avance del caving.

In Situ stress ratio $\sigma_v:\sigma_{h1}:\sigma_{h2}$ (σ_{h1} is parallel and σ_{h2} is perpendicular to the direction of cave advance, see Fig. 3)	Cave geometry		
	Length \times width (m)	Hydraulic radius (m)	Height (m)
1:1:1	60 \times 60	15	150
	100 \times 100	25	0
			75
			150
1:2:1	200 \times 200	50	150
	60 \times 60	15	150
	100 \times 100	25	150
1:1:2	200 \times 200	50	150
	60 \times 60	15	150
	100 \times 100	25	150
1:3:2	200 \times 200	50	150
	60 \times 60	15	150
	100 \times 100	25	150
1:2:3	200 \times 200	50	150
	60 \times 60	15	150
	100 \times 100	25	150

Figura 51. Casos evaluados en estudio de Trueman, 2002

Las condiciones del modelo de Map3D entregan:

$$\sigma_v:\sigma_{h1}:\sigma_{h2} \cong 35:61:42 = 1:1,74:1,2 \cong 1:2:1$$

Por lo que se utilizarán los resultados de Trueman con respecto a esta proporción. El RH del modelo presentando en la presente memoria es de 30[m].

Trueman calcula el esfuerzo tangencial máximo tanto en el techo del nivel de producción como en el nivel de hundimiento a diferentes distancias del frente de socavación; luego, para eliminar el factor profundidad como variable, normaliza este esfuerzo por el esfuerzo vertical in-situ.

Se siguió el mismo procedimiento con el modelo del NNM, para la alternativa de batea número 6, por lo que los resultados son comparables:

Nivel de producción

A continuación se presentan los resultados originales obtenidos por Trueman para el nivel de producción (Figura 52) y estos resultados (RH=25[m] y RH=50[m]) comparados con resultados obtenidos en el NNM (Figura 53).

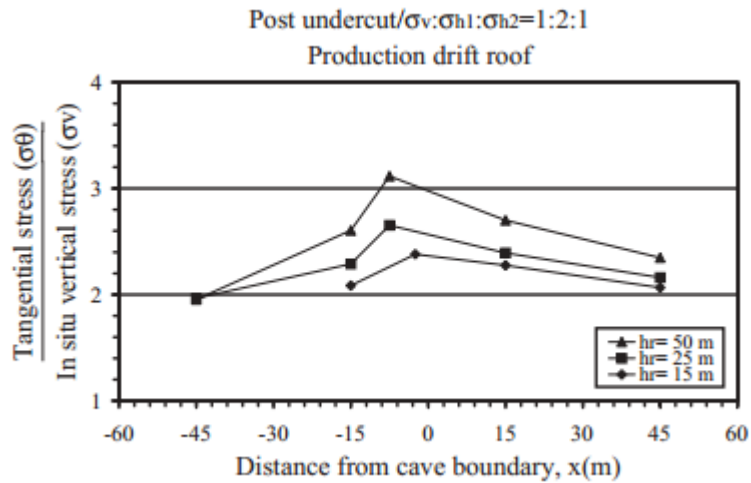


Figura 52. Resultados originales de Trueman para nivel de producción con razón de esfuerzos 1:2:1

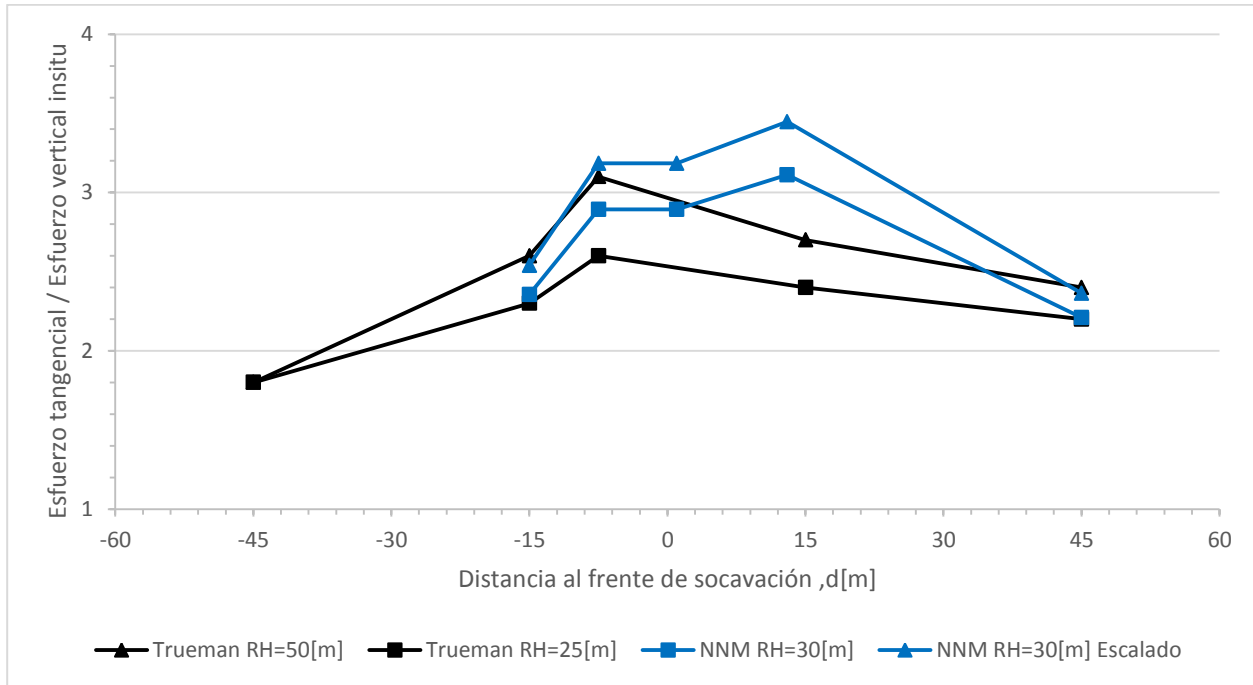


Figura 53. Resultados de Trueman v/s resultados NNM para el nivel de producción

Inicialmente se grafican los resultados obtenidos del NNM, pero se debe corregir o escalar debido a la diferencia de la altura entre los niveles de producción y de hundimiento. Trueman utilizó 15 metros mientras la alternativa 6 del NNM consta de una altura de 25 metros, este autor indica que para cambios de 5 metros en el rango de 10-20 metros se generan diferencias de 10% en los esfuerzos inducidos en el nivel de producción

Assumiendo que este resultado es extrapolable hasta los 25 metros se puede escalar los resultados obtenidos en el NNM al incrementar el esfuerzo inducido en 20%.

Se observa que la tendencia en la zona bajo socavación (distancias negativas) es la misma, es decir, el esfuerzo inducido aumenta debido al acercamiento a la zona de abutment stress o zona de transición; pero después se nota un aumento del esfuerzo inducido hasta 15 metros delante de la socavación en el NNM, mientras los resultados de Trueman indican una baja persistente en esta zona.

Esto último puede deberse a diferencias geométricas de los modelos con respecto a las cavidades utilizadas. Además es importante destacar la gran diferencia de alturas entre los tipos de socavación de ambos modelos, mientras Trueman utilizó 4 metros, el NNM cuenta con 18.6 metros de altura de socavación; lo que puede desplazar la zona de esfuerzos máximos inducidos para el nivel de producción, lo que explicaría porque el abutment stress máximo se encuentra alrededor de 15 metros delante de la socavación.

Finalmente, a partir de los 15 metros, se observa que se sigue la misma tendencia a la baja, tendiendo así a la situación in-situ.

Nivel de hundimiento

A continuación se presentan los resultados originales obtenidos por Trueman para el nivel de hundimiento (Figura 54) y estos resultados (RH=25[m] y RH=50[m]) comparados con resultados obtenidos en el NNM (Figura 55).

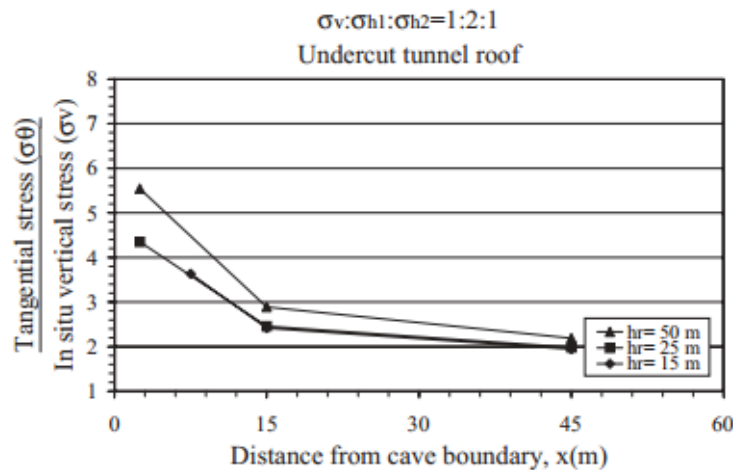


Figura 54. Resultados originales de Trueman para nivel de hundimiento con razón de esfuerzos 1:2:1

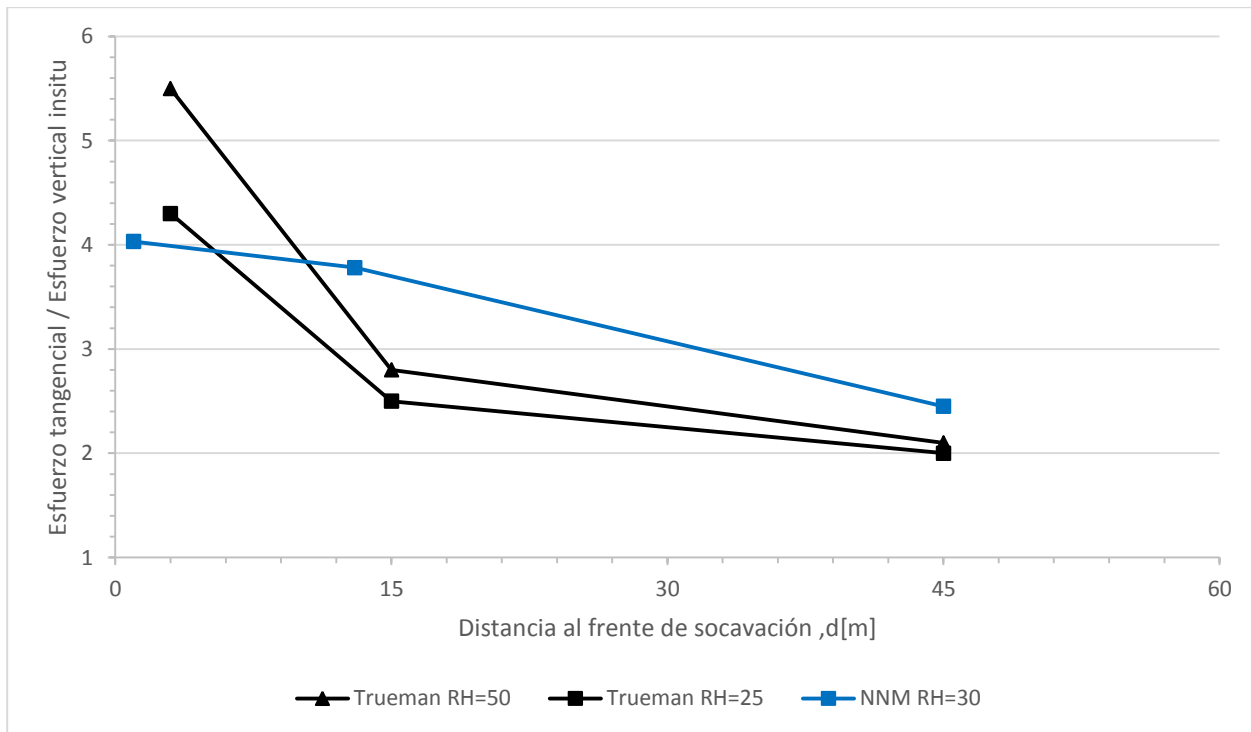


Figura 55. Resultados de Trueman v/s resultados NNM para el nivel de hundimiento

En este caso no es necesario escalar los resultados obtenidos, ya que la distancia entre niveles de producción y hundimiento no afecta de manera considerable los esfuerzos inducidos en el techo de este último nivel.

En este caso, el valor máximo del esfuerzo inducido coincide con el encontrado por Trueman, siendo aquel más cercano al frente de socavación.

Si bien, al igual que Trueman, los esfuerzos inducidos disminuyen a medida que el punto de control se aleja del frente de socavación, se observa que los resultados obtenidos en el NNM disminuyen de manera mucho menos drástica; esto, al igual que en el caso del nivel de producción, puede atribuirse a diferencias geométricas en la construcción del modelo, pero es importante resaltar la gran diferencia entre las alturas de socavación utilizadas, lo que puede desplazar e incluso ampliar, la zona de transición. Incluso, en este caso, se observa que al ser más amplia la zona de abutment stress, el valor máximo de este disminuye, ya que se encuentra distribuido en un área más grande. Mayor análisis a diferencias entre alturas de socavación escapan los alcances de esta memoria

4.3 Análisis de sensibilidad de resolución de grillas

Una vez obtenido y analizados los resultados del foco principal de esta memoria (alternativas de bateas) se decidió realizar un análisis de sensibilidad de la resolución de las grillas.

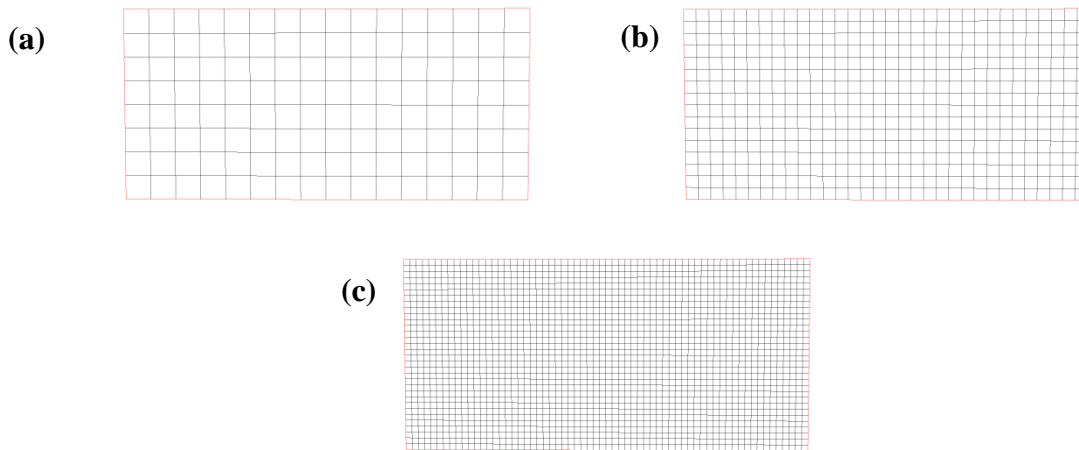


Figura 56. Efecto de resolución (a) resolución 1,0[m] (b) resolución 0,5[m] (c) resolución 0,3[m]

Los resultados presentados en la sección 4.1 corresponden a grillas de 0,3[m] x 0,3[m], se decide evaluar mallas de 0,5 [m] x 0,5 [m] y 1,0 [m] x 1,0[m] para ver el impacto que este cambio tendrá en los resultados obtenidos (Figura 56).

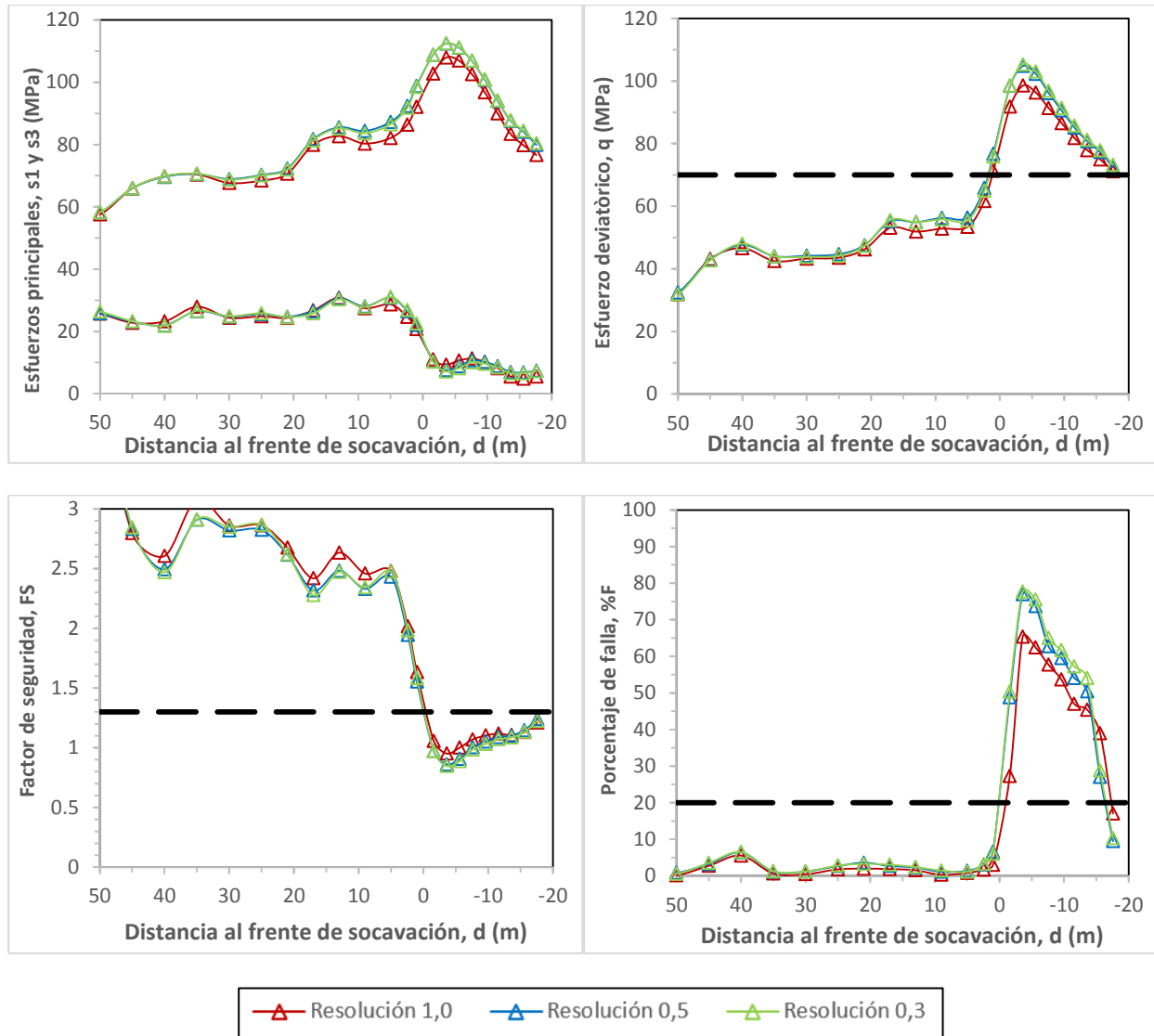
Para esto, por simplicidad, se utilizó solamente la alternativa 6 como punto de comparación en dos zonas distintas, la zona 3 (pilar de producción) definido en la sección 3.2 y además el pilar corona completo que corresponde al mismo ancho de la zona 3, pero desde el piso del nivel de producción hasta el piso del nivel de hundimiento; así se representará una zona con una mayor cantidad de puntos o resultados que otra, evaluando así el nivel de escala dentro de este análisis de sensibilidad.

Se presentan los resultados de los esfuerzos principales, el esfuerzo desviador, el factor de seguridad y el porcentaje de falla ya definidos en secciones anteriores.

Además se presenta una tabla con los valores promedios desde los -20 [m] hasta los 50 [m] de los gráficos presentado. Estos valores promedios corresponden a la media de la diferencia absoluta de las resoluciones 0,5 y 1,0 con respecto a la resolución 0,3; también se presenta la media de la diferencia porcentual, la cual corresponde a la razón entre diferencia absoluta y el valor de la resolución 0,3; para así tener una base de comparación en común. Entonces para un parámetro X (%Falla, FS, s1, s3, q) de resolución Y (0,5 o 1,0) se tiene:

$$Error\ absoluto(\bar{X}_Y) = |\bar{X}_Y - \bar{X}_{0,3}|$$
$$Error\ porcentual(\bar{X}_Y) = \frac{Error\ absoluto(\bar{X}_Y)}{\bar{X}_{0,3}} \cdot 100[\%]$$

Pilar corona



Resolución [m]	Error absoluto		Error Porcentual [%]	
	1,0	0,5	1,0	0,5
Porcentaje de falla [%]	5,2	1	37,2	8,8
Factor de seguridad	0,07	0,02	4,36	1,28
Sigma 1 (σ_1) [MPa]	3,2	0,3	3,4	0,3
Sigma 3 (σ_3) [MPa]	1,2	0,3	9,5	2,7
q ($\sigma_1 - \sigma_3$) [MPa]	3,06	0,5	4,05	0,77

Figura 57. Resultados análisis de sensibilidad de resolución de grilla para pilar corona

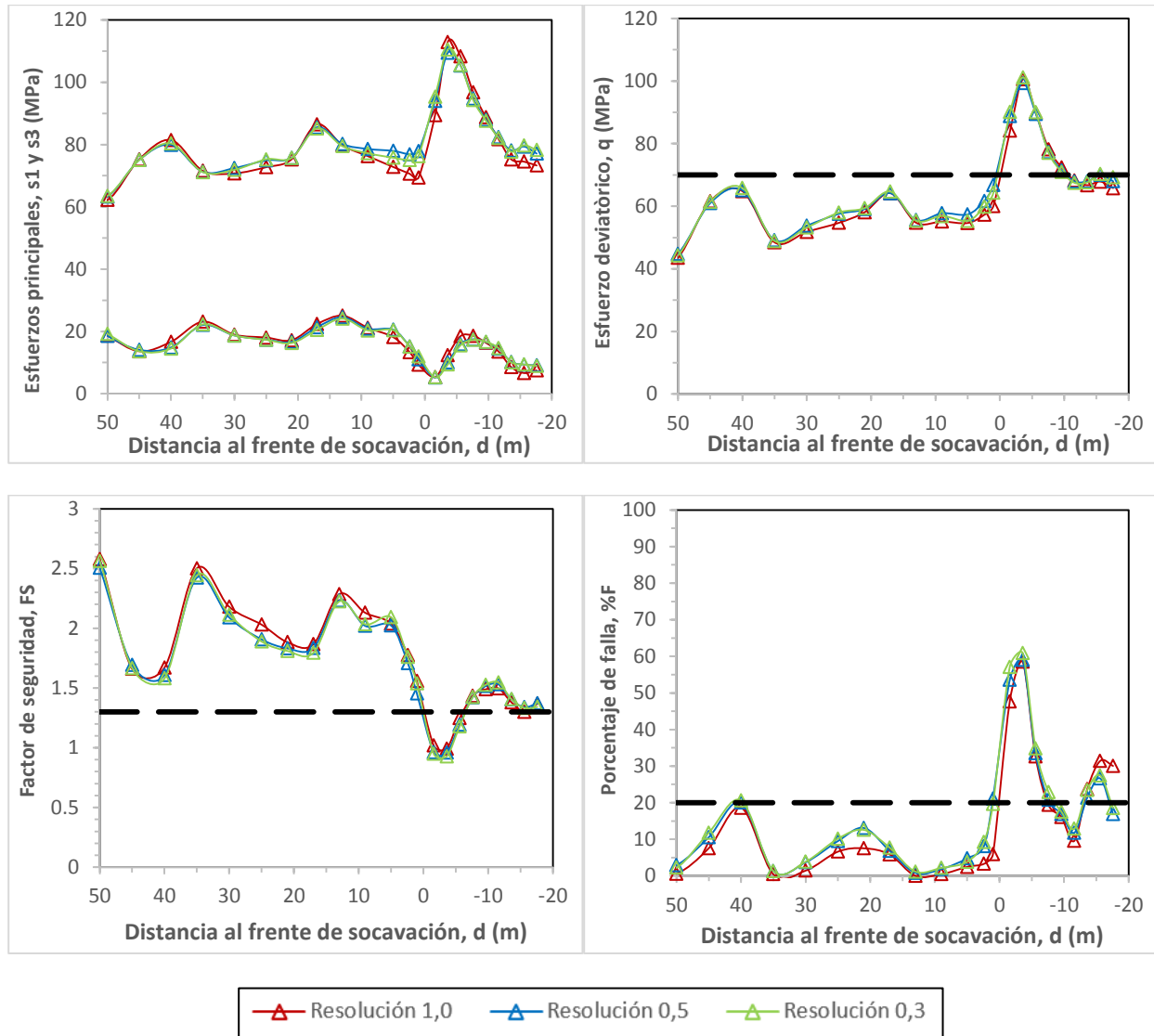
Gráficamente, en el pilar corona se observa que las resoluciones 0,3 y 0,5 entregan resultados prácticamente iguales, mientras la resolución 1,0 se diferencia en pequeña medida de ambas.

Si bien esta pequeña diferencia no es relevante, indica la tendencia que tendría ocupar una mayor resolución (1,0), la cual entregaría resultados más favorables desde el punto de vista geomecánico (mayor FS, menor %F y q); es decir, se podrían subestimar daños modelados.

Observando la tabla se observa que el error de los parámetros que generalmente se utilizan para tomar decisiones (FS y %falla) y que reflejan el cambio de los esfuerzos se reducen a alrededor de un cuarto cuando se mejora la resolución desde 1,0 a 0,5 [m].

Además se observa que el porcentaje de falla es el factor que cambia de mayor manera dado un cambio de resolución, esto se atribuye a la naturaleza de este parámetro, la cual es binaria, es decir, se cumple o no se cumple la condición de un punto en falla cuando se excede un criterio dado.

Pilar de producción



Resolución [m]	Error absoluto		Error Porcentual [%]	
	1,0	0,5	1,0	0,5
Porcentaje de falla [%]	3,81	1,11	38,62	10,23
Factor de seguridad	0,05	0,03	3,36	1,59
Sigma 1 (σ_1) [MPa]	2,35	0,70	2,87	0,86
Sigma 3 (σ_3) [MPa]	1,38	0,31	10,26	2,09
q ($\sigma_1 - \sigma_3$) [MPa]	1,63	0,8	2,46	1,22

Figura 58. Resultados análisis de sensibilidad de resolución de grilla para pilar de producción.

Gráficamente, se observa lo mismo que el caso anterior, donde la resolución 0,3 y 0,5 [m] van muy cercanas y la resolución 1,0 [m] se evidencia un poco más separada.

Se observa la misma tendencia para la resolución 1,0 [m] que en el caso del pilar corona, la cual entrega resultados más benignos, por lo que se podrían subestimar daños; también se observa una reducción del error al mejorar la resolución de 1,0 a 0,5 [m].

No se observan mayores diferencias con respecto al pilar corona que no sean atribuidas a singularidades geométricas, como intersección de calle-zanja o pilares menores debido a puntos de vaciado.

5 Conclusiones

Se utilizó el software de modelamiento numérico Map3D, de elementos de borde, para evaluar la primera bajada del proyecto Nuevo Nivel Mina de División El Teniente. Se asumió un modelo de macizo rocoso lineal-elástico; el cual es apropiado, ya que permite una resolución rápida en comparación con modelos elasto-plásticos; pero no representa de buena manera los parámetros acumulativos de una secuencia minera, los cuales escapan de los alcances de esta memoria.

Alternativas de bateas

Las alternativas con mayor altura de pilar puente ($h_p=7$ [m]) presentan mejores indicadores de estabilidad en el pilar puente, lo que establece una mejora en el diseño de la batea.

Se cuantifican los siguientes efectos en los indicadores de estabilidad en la zona del pilar de producción a medida que la altura del pilar corona aumenta: $\Delta FS \approx +0,03$ 1/m; $\Delta q \approx -1$ MPa/m y $\Delta \%F \approx -1$ %/m. Es decir, si la tendencia es lineal, al aumentar en 10 [m] el pilar corona se consigue un aumento de 0,3 en el FS, una disminución de 10 [MPa] en q y una disminución de un 10% en %F.

A medida que aumenta la altura del pilar corona se produce, en la zona del pilar de producción, un aumento del FS y una disminución del esfuerzo deviatórico. El FS comienza a ser mayor al admisible para una $h_{cp}=25$ [m]. Sin embargo, todas las alternativas de bateas presentan un esfuerzo deviatórico mayor al admisible. Se selecciona una altura de pilar corona de $h_{cp}=25$ [m] para evaluar las opciones de diseño de galerías/punto de vaciado.

Además se descarta la altura de pilar corona $h_{cp}=28$ [m] debido a que la dificultad asociada a construir esta alternativa no conlleva el beneficio suficiente en cuanto a sus parámetros de estabilidad.

Finalmente, se selecciona la alternativa de batea 6 (altura de pilar puente de 7 [m] y altura de pilar corona de 25 [m]) como aquella que representa la mejor opción para la construcción del Nuevo Nivel Mina.

Puntos de vaciado

La presencia del punto de vaciado produce en la zona del pilar de producción una disminución del esfuerzo principal menor y un aumento del esfuerzo principal mayor para distancias entre 0 a -5 m con respecto al frente de socavación. Esto se traduce en indicadores de estabilidad que no cumplen con los valores admisibles, representando una zona de falla inminente.

El impacto promedio del punto de vaciado en la zona del pilar de producción es cuantificado en los diseños mediante:

$$FS_{con\ punto} \approx 0,9 FS_{sin\ punto}; \quad q_{con\ punto} \approx 1,1 q_{sin\ punto}; \quad \%F_{con\ punto} \approx 1,6 \%F_{sin\ punto}$$

Altura de socavación

Si bien la altura de socavación no está dentro de los alcances de esta memoria, es directo comparar los antecedentes entregados por el trabajo de Trueman con los resultados encontrados en los modelos del NNM.

El ancho y ubicación de la zona de transición o zona de abutment stress se ve afectado por la altura de socavación empleada, a medida que se aumenta la altura de socavación se aumentada el área de esta zona, además, para socavación alta el esfuerzo máximo de abutment se ve desplazado a cierta distancia del frente de socavación; mientras para socavación baja el esfuerzo máximo de abutment se encuentra prácticamente en el frente de socavación.

Análisis de sensibilidad de resolución de Map3D

Es recomendable realizar un análisis de sensibilidad de la resolución de las mallas de control para evaluar el mejor valor a utilizar, especialmente en casos de varias corridas de modelos, para así encontrar el óptimo entre tiempo de corrida y precisión de resultados esperados.

Se observa que al utilizar resoluciones de mayor tamaño se generan resultados más benignos (% de falla y esfuerzos deviatóricos menores, FS mayor) por lo que se estarían subestimando posibles daños modelados.

6 Bibliografía

ABARCA, R. AND V. SANDRINO Evaluación Geomecánica de Estrategias de Socavación en Minería Subterránea 2008.

ARCE, J. Dimensionamiento de distancias entre puntos de extracción y niveles de producción-socavación para método Panel Caving en roca primaria Mina El Teniente. In. Tesis de grado Ing. Civil De Minas, Universidad de Santiago, 2002.

Arias, S., P. Bertholet, P. Cavieres, S. Gaete, et al. evaluación preliminar de la estabilidad estructural de la “pipa braden”, mina el teniente de codelco-chile.

BRADY, B. H. *Rock mechanics: for underground mining*. Edtion ed.: Springer Science & Business Media, 2004. ISBN 1402020643.

BROWN, E. T. *Block Caving Geomechanics: International Caving Study 1997-2004*. Edtion ed.: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland, 2007. ISBN 0980362202.

CAVIERES, P. Nota Interna SGM-255-2010. In. El Teniente, Chile: Codelco Chile, 2010.

D.A., C. The use of a three-dimensional elastic model to identify rock mass damaged areas in the undercut at Reservas Norte sector. In L. P.P.Chile: Codelco Chile, 2010.

FLORES, G. AND A. KARZULOVIC Geotechnical guidelines for a transition from open pit to underground mining. Report to International Caving Study (niepublikowane), 2002.

GMT, Geología, minería y tecnología, análisis de estabilidad y evaluación geomecánica de la variante minera panel caving con hundimiento convencional y su aplicabilidad en el proyecto nuevo nivel mina División El Teniente. In. Santiago, Chile, 2015.

KARZULOVIC, A. Modelo conceptual del campo de esfuerzos en mina El Teniente. In *Estudio DT-CG-2006-02*. Codelco, Mina el Teniente, 2006.

LAUBSCHER, D. Cave mining handbook. De Beers, Johannesburg, 2003.

MARK, B. AND M. PIERCE. A review of recent experience in modeling of caving. In *Proceeding of the International Workshop on Numerical Modeling for Underground Mine Excavation Design*. Pittsburgh: NIOSH. 2009, p. 19-28.

MAWDESLEY, C. A. Predicting rock mass cavability in block caving mines 2002.

PARDO, C. Nota interna GMRD-SGM-NI-3-2014. In. El Teniente, Chile: Superintendencia de geomecánica, 2014.

TRUEMAN, R., M. PIERCE AND R. WATTIMENA Quantifying stresses and support requirements in the undercut and production level drifts of block and panel caving mines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2002, 39(5), 617-632.

VIDAL, C. Determinación del ancho de la zona de transición para método panel caving, mina El Teniente. In. Santiago, Chile: USACH, 2008.

7 Anexo A

Geometrías de la construcción de niveles de producción y hundimiento.

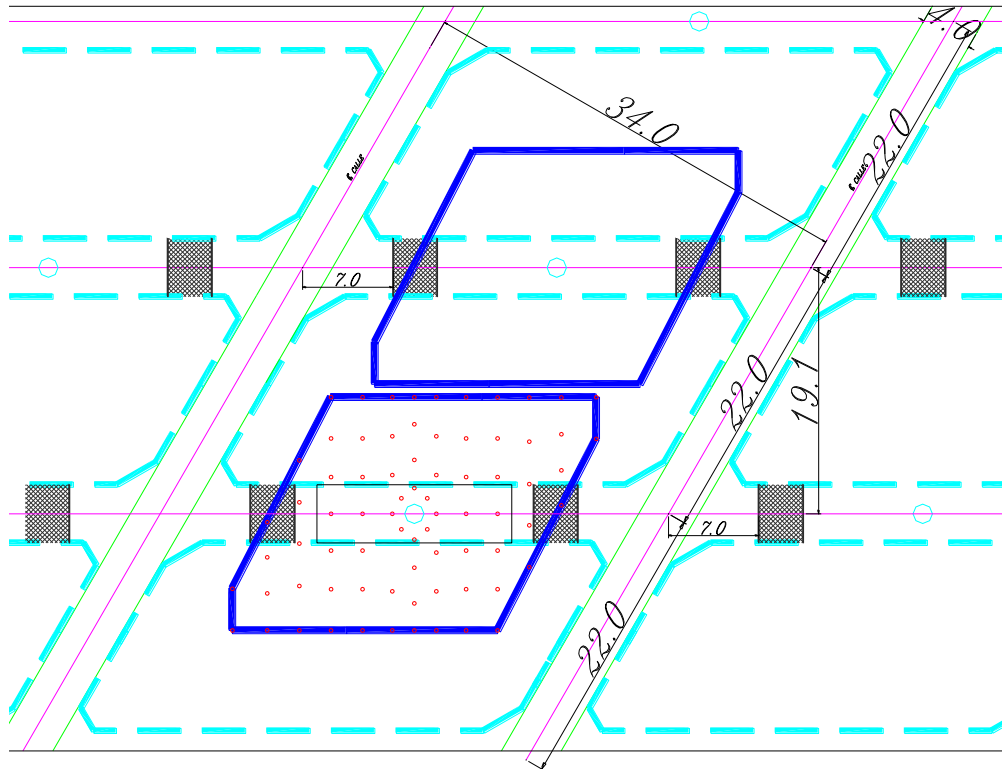


Figura 59. Malla Teniente de 34mx22m

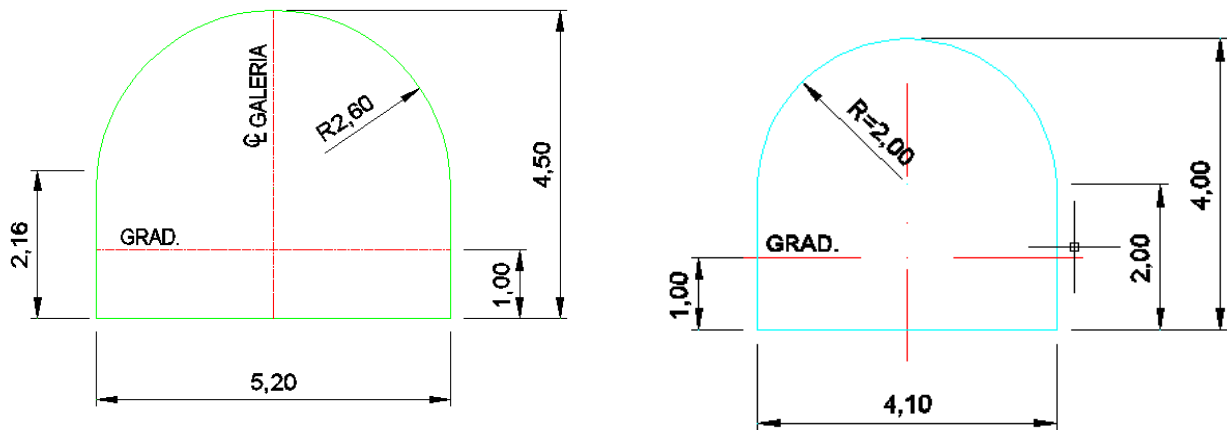


Figura 60. Sección de calles del nivel de producción (izquierda) y nivel de hundimiento (derecha)