



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

**ESTABILIDAD DEL NIVEL DE PRODUCCION EN  
MINERIA CONTINUA**

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

**MANUEL ENRIQUE AROS ULLOA**

**PROFESOR GUÍA:  
VICTOR ENCINA MONTENEGRO**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
MARIO SOLARI MANTINI  
RICARDO MOFFAT COVARRUBIAS**

**SANTIAGO DE CHILE  
OCTUBRE 2008**

RESUMEN DE LA MEMORIA  
PARA OPTAR AL TÍTULO DE  
INGENIERO CIVIL DE MINAS  
POR: MANUEL AROS U.  
PROF. GUÍA: VICTOR ENCINA M.

En la explotación de minas subterráneas de yacimientos masivos, el método de mayor uso es el Block Caving, que consiste en el hundimiento de un bloque de material y posterior extracción gravitacional hacia una serie de puntos de extracción. Para garantizar el éxito del método, se debe asegurar la estabilidad del nivel donde se realiza la extracción.

En estos métodos se espera un futuro aumento en la producción, por lo que se está estudiando una variante de explotación llamada Minería Continua (MC), que permite una extracción continua de material, aumentando la tasa de extracción. Junto a estos cambios propuestos no se debe comprometer la estabilidad del sistema.

En la actualidad las metodologías para la evaluación de estabilidad y diseño del nivel de producción tienen una componente empírica importante. Por este motivo es complicada una aplicación directa de estos en la MC.

En el presente trabajo de título se propone una metodología que evalúa comparativamente las alternativas de diseño dentro de la MC en función de los esfuerzos inducidos en el nivel de producción, considerando variación en la separación entre niveles, espaciamiento de malla, tipo de malla, orientación de las calles de producción respecto del esfuerzo principal y tamaño de la calle de servicio. Para esto se construyeron una serie de gráficos comparativos de esfuerzos inducidos a lo largo de las calles de producción y de servicio, variando la distancia al frente de hundimiento. Estos gráficos son de una enorme aplicabilidad, por cuanto el esfuerzo principal inducido fue normalizado por el esfuerzo vertical in-situ, permitiendo una posterior utilización bajo otros escenarios. Por otro lado, tratando de evaluar el impacto en la estabilidad del nivel de producción generado por los cambios en el diseño que propone la MC, se realizó una comparación entre esta y un diseño convencional de block caving considerando los mismos criterios del análisis anterior.

Los resultados de este estudio muestran que las mayores variaciones de los esfuerzos inducidos se producen al disminuir la separación entre niveles. Por otra parte se observaron diferencias pequeñas al disminuir el espaciamiento entre puntos de extracción (de 15 a 13m), al variar el tipo de malla (cuadrada y triangular) y al variar el tamaño de la calle de servicio, lo que da la flexibilidad de priorizar factores productivos y/o constructivos en estos parámetros.

Finalmente, al comparar el diseño MC con uno de block caving tradicional de dimensiones equivalentes (15m de espaciamiento entre puntos de extracción) se observan esfuerzos máximos inducidos menores en el caso de la MC. Esto indica que el diseño MC no debiera presentar mayores problemas que el de block caving tradicional.

Considerando los resultados favorables en cuanto a estabilidad, se sugiere validar los resultados obtenidos y posteriormente incorporar los efectos que podrían producir, sobre los esfuerzos inducidos, el aumento de la velocidad de extracción y el acondicionamiento del macizo rocoso.

## **Abstract**

In the exploitation of large ore bodies in underground mines, the method of greater use is Block Caving, which consists of the sinking of a block of material and subsequent gravitational extraction toward a series of drawpoints. To guarantee the success of the method, the stability of the production level must be assured where the extraction is realized.

In this method it is expected a future increase in production, for that reason a new variant is in development called Continuous Mining (CM), which allows a continuous extraction of material; thereby, increasing the extraction rate. Along with these proposed changes the system stability must not be compromised.

Currently the methodologies for stability evaluation and production level design have an important empirical component. For this reason a direct application in CM is complicated.

In this thesis, a methodology is proposed that comparatively evaluates the alternatives of the CM design in function of the maximum induced stress in the level of production, considering variation between undercut and production levels, drawpoint spacing, type of layout, direction of principal stress relative to the cave advance, and size of the services drift. For this several comparative stress charts have been constructed varying the distance from the cave front. These charts have an enormous applicability, since they were normalized by the in-situ vertical stress, allowing a subsequent utilization under different scenarios. On the other hand, trying to evaluate the impact in the stability of the level of production generated by the changes proposed in the CM, a comparison between CM and a conventional block caving design has been made using the same criteria of the previous analysis.

The results of this study show that the highest variations of induced stress are related with the lowest level separation considered during the simulations. No substantial differences were observed if drawpoint spacing, layout type or service drift were varied, giving flexibility to prioritize constructive and/or productive factors in these parameters.

Finally, comparing CM and a traditional block caving design with equivalent dimensions (15m drawpoint spacing), it is observed that there is lower maximum induced stress in the CM case. That means that the CM design should not present greater problems than the traditional block caving design.

Considering the favorable results in stability, it is suggested to validate the results obtained and subsequently incorporate the effects that could be produced, in the induced stress, the increase of the extraction rate and the conditioning of the rock mass.

## **Agradecimientos**

A mi familia, por haberme apoyado y brindado su afecto durante toda mi vida.

A mis amigos que me acompañaron durante una buena parte de mi carrera: Manuel López, Francisco “Pancho” González, Freddy Rojas, Felipe González, Fernando “Pedro” Lara, Hepsiba “Pola” Guevara, Leticia “Lety” Villagrán, Matías Toro, Chang Ja Kim, Juan “Juanlucho” Yarmuch.

A mis excompañeros de trabajo, en especial a Héctor “Tito” Solís y Cesar “Coke” Contreras, que fueron verdaderos amigos para mí.

A quienes pusieron su granito de arroz de alguna forma en este trabajo: Víctor Encina, Francisco Raña, Helen Perry, Ursula Barrera, Claudio Varas, Francisco González, Francisco Castillo.

Y en especial a Gianna Vallebuona, por haber sido una de las primeras personas de la que sentí apoyo en la carrera.

# Índice de contenidos

| Título  | Página    |
|---|-----------|
| <b>CAPÍTULO 1.....</b>  | <b>1</b>  |
| <b>Introducción .....</b>   | <b>1</b>  |
| <b>1.1 Objetivo General.....</b>  | <b>2</b>  |
| <b>1.2 Objetivos Específicos.....</b>                                       | <b>2</b>  |
| <b>1.3 Justificación del trabajo .....</b>                                  | <b>3</b>  |
| <b>1.4 Alcances .....</b>   | <b>4</b>  |
| <b>1.5 Contenidos por Capítulo.....</b>                                     | <b>4</b>  |
| <b>CAPÍTULO 2.....</b>  | <b>6</b>  |
| <b>Consideraciones generales sobre Block Caving y Minería Continua.....</b> | <b>6</b>  |
| <b>2.1 Block Caving Mecanizado (LHD).....</b>                               | <b>7</b>  |
| 2.1.1 Diseño de malla de extracción .....                                   | 7         |
| <b>2.2 Minería Continua.....</b>  | <b>9</b>  |
| 2.2.1 Tasa de extracción.....   | 10        |
| 2.2.2 Tasa de socavación.....   | 10        |
| 2.2.3 Diseño de un modulo de Minería Continua .....                         | 11        |
| 2.2.3.1 Hundimiento .....   | 14        |
| 2.2.3.2 Extracción.....   | 14        |
| 2.2.3.3 Transporte.....   | 15        |
| <b>CAPÍTULO 3.....</b>  | <b>17</b> |
| <b>Diseño minero y estabilidad geomecánica: antecedentes .....</b>          | <b>17</b> |
| <b>3.1 Métodos empíricos.....</b>   | <b>17</b> |
| 3.1.1 Basados en clasificación del macizo rocoso .....                      | 18        |
| 3.1.2 Basados en juicio experto.....  | 19        |
| 3.1.3 Criterio de falla: Hoek y Brown.....                                  | 21        |
| <b>3.2 Modelamiento numérico.....</b>                                       | <b>22</b> |
| <b>3.3 Métodos semi-empíricos .....</b>                                     | <b>23</b> |

|  |           |
|--|-----------|
| <b>CAPÍTULO 4.....</b>                                 | <b>28</b> |
| <b>Metodología de análisis y diseño de la MC .....</b> | <b>28</b> |
| <b>4.1 Esquema de trabajo .....</b>                    | <b>29</b> |
| <b>4.2 Definición de parámetros .....</b>              | <b>30</b> |
| 4.2.1 Separación entre niveles.....                    | 30        |
| 4.2.2 Espaciamiento de malla.....                      | 31        |
| 4.2.3 Tipo de malla.....                               | 32        |
| <b>4.3 Construcción de los modelos .....</b>           | <b>32</b> |
| 4.3.1 Supuestos e información base .....               | 34        |
| <b>4.4 Estudio paramétrico .....</b>                   | <b>35</b> |
| 4.4.1 Separación entre niveles.....                    | 37        |
| 4.4.2 Espaciamiento de malla.....                      | 41        |
| 4.4.3 Tipo de malla.....                               | 46        |
| 4.4.4 Orientación del esfuerzo principal .....         | 47        |
| 4.4.5 Calle de servicio .....                          | 50        |
| <b>4.5 MC v/s LHD .....</b>                            | <b>52</b> |
| <b>CAPÍTULO 5.....</b>                                 | <b>56</b> |
| <b>Conclusiones .....</b>                              | <b>56</b> |
| <b>5.1 Conclusiones del trabajo .....</b>              | <b>56</b> |
| <b>5.2 Recomendaciones.....</b>                        | <b>60</b> |
| <b>BIBLIOGRAFÍA.....</b>                               | <b>61</b> |
| <b>ANEXO A .....</b>                                   | <b>63</b> |
| <b>Tablas de resultados.....</b>                       | <b>63</b> |
| <b>ANEXO B.....</b>                                    | <b>70</b> |
| <b>Gráficos .....</b>                                  | <b>70</b> |

## Listado de figuras

| Título   | Página |
|--|--------|
| Figura 1: Fases en Block Caving (Resolution Cooper).....   | 6      |
| Figura 2: Esquema Block Caving mecanizado (Lacasse y Legast, 1981).....  | 7      |
| Figura 3: Malla Teniente (Esterhuizen y Laubscher, 1992).....  | 8      |
| Figura 4: Malla Teniente (IM2).....  | 9      |
| Figura 5: Representación isométrica MC (IM2).....  | 11     |
| Figura 6: Planta malla triangular (IM2).....   | 12     |
| Figura 7: Planta malla cuadrada (IM2).....   | 12     |
| Figura 8: Perfil transversal MC (IM2).....   | 13     |
| Figura 9: Equipo extractor, placa móvil (IM2).....   | 14     |
| Figura 10: Esquema movimiento de material (IM2).....   | 15     |
| Figura 11: Perfil longitudinal MC.....   | 15     |
| Figura 12: Organización del sistema MBR (Kendorski et al, 1983).....   | 18     |
| Figura 13: Esfuerzo máximo estimado en el techo de galerías del nivel de producción (Wattimena, 2003)<br>..... | 24     |
| Figura 14: Estimación de soporte usando SRF.....   | 25     |
| Figura 15: Módulo de Young para diferentes niveles de confinamiento (Yáñez y Moreno, 1993).....                | 26     |
| Figura 16: Relación empírica entre el modulo de deformación y RMR (Krstulovic, 2004).....                      | 27     |
| Figura 17: Galerías de nivel de producción de MC en MAP3D.....   | 33     |
| Figura 18: Modelo general de MC en MAP3D.....  | 34     |
| Figura 19: Perfil de esfuerzo principal para separación entre niveles de 10m.....                              | 37     |
| Figura 20: Perfil de esfuerzo principal para separación entre niveles de 15m.....                              | 38     |
| Figura 21: Perfil de esfuerzo principal para separación entre niveles de 20m.....                              | 38     |
| Figura 22: Ilustración del acoplamiento de esfuerzos inducidos.....  | 45     |
| Figura 23: Esfuerzos en un sector de malla tipo Teniente.....  | 53     |

## Listado de gráficos

| Título  | Página |
|---|--------|
| Gráfico 1: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para una separación entre niveles de 10m, caso base (calle producción).....                                       | 36     |
| Gráfico 2: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes separaciones entre niveles, caso base (calle producción). ....                                    | 39     |
| Gráfico 3: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes separaciones entre niveles, caso base (calle servicio).....                                       | 39     |
| Gráfico 4: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes espaciamientos de malla, caso base, calle producción.....   | 41     |
| Gráfico 5: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes espaciamientos de malla, caso base, calle servicio. ....  | 42     |
| Gráfico 6: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes espaciamientos de malla, caso 10 m separación entre niveles, calle producción.....                | 43     |
| Gráfico 7: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes espaciamientos de malla, caso 10 m separación entre niveles, calle servicio. ....                 | 44     |
| Gráfico 8: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para mallas cuadrada y triangular, caso 15 m separación entre niveles, calle producción. ....                     | 46     |
| Gráfico 9: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para mallas cuadrada y triangular, caso 15 m separación entre niveles, calle servicio.....                        | 47     |
| Gráfico 10: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes orientaciones del esfuerzo principal, caso 15 m separación entre niveles, calle producción. .... | 48     |
| Gráfico 11: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes orientaciones del esfuerzo principal, caso 15 m separación entre niveles, calle servicio. ....   | 49     |
| Gráfico 12: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes opciones de calle de servicio, caso 15 m separación entre niveles. ....                          | 51     |
| Gráfico 13: Comparación de esfuerzo principal normalizado para MC v/s LHD (1) .....   | 53     |
| Gráfico 14: Comparación de esfuerzo principal normalizado para MC v/s LHD (2) .....   | 54     |



## Listado de tablas

| Título  | Página |
|---|--------|
| Tabla 3-1: Parámetros a considerar en implementación, minería por hundimiento (Laubscher, 1994).....                                  | 19     |
| Tabla 3-2: Directrices para minimizar el daño en el nivel de producción en minería por hundimiento.....                               | 21     |
| Tabla 3-3: Clasificación de SRF para rocas competentes (Grimstad and Barton, 1993).....   | 25     |
| Tabla 4-1: Alternativas consideradas para la separación entre niveles .....   | 31     |
| Tabla 4-2: Alternativas consideradas para el espaciamiento de malla. ....   | 31     |
| Tabla 4-3: dimensiones utilizadas en galerías de Minería Continua. ....   | 32     |
| Tabla 4-4: Dimensiones utilizadas en galerías de malla Teniente.....  | 33     |
| Tabla 4-5: Propiedades elásticas del modelo.....  | 35     |
| Tabla 4-6: Esfuerzo normalizado pick a diferentes separaciones entre niveles.....   | 40     |
| Tabla 4-7: Porcentaje de variación del esfuerzo normalizado pick respecto del caso base a diferentes separaciones entre niveles. .... | 40     |
| Tabla 4-8: Esfuerzo normalizado pick a diferentes espaciamientos de malla, a 15m separación entre niveles .....                       | 42     |
| Tabla 4-9: Porcentaje de variación del esfuerzo normalizado pick respecto del caso base, a 15m separación entre niveles. ....         | 43     |
| Tabla 4-10: Esfuerzo normalizado pick a diferentes separaciones entre niveles, 10m separación entre niveles. ....                     | 44     |
| Tabla 4-11: Porcentaje de variación del esfuerzo normalizado pick respecto del caso base, 10m separación entre niveles. ....          | 44     |
| Tabla 4-12: Razón de excavación para diferentes espaciamientos de malla. ....   | 46     |
| Tabla 4-13: Esfuerzo normalizado pick a diferentes orientaciones del esfuerzo principal. ....   | 49     |
| Tabla 4-14: Porcentaje de variación del esfuerzo normalizado peak respecto del caso base (T1). ....                                   | 49     |
| Tabla 4-15: Esfuerzos máximo normalizado y variación respecto del caso MC.....  | 51     |
| Tabla 4-16: Razón de excavación para MC y LHD. ....   | 52     |
| Tabla 4-17: Esfuerzo principal normalizado para MC y LHD y variación porcentual. ....   | 54     |



# CAPÍTULO 1

## Introducción

En la explotación de minas subterráneas por métodos masivos, se espera un futuro aumento en la producción que podría llegar a representar un 80% de la producción de Codelco hacia el año 2028 (Encina, 2008). La Minería Continua (MC) se ha presentado como una posible solución para aumentar la tasa de extracción en explotaciones por hundimiento. Este método de explotación es una variante del método Block Caving mecanizado, que considera sistemas estacionarios de operación continua.

El módulo de producción de la MC consta de galerías de producción, en donde el mineral es transportado hacia un triturador, galerías de servicio, que sirven de apoyo para la operación de los extractores (dozer feeder), galerías de zanja, zanjas (cortas) y equipos de funcionamiento continuo (extractor o dozer feeder, transportador o chain conveyor, triturador, etc.).

En la actualidad, los estudios de estabilidad para la Minería Continua se limitan a observaciones generales, análisis de estabilidad por área tributaria, y modelamiento numérico en 2D. Estos tienen las desventajas de, por una parte, omitir factores muy importantes como lo son el abutment stress y la geometría tridimensional de las excavaciones y, por otra parte, no interactúan con el diseño, enfocándose en evaluar un caso particular. Considerando que la MC se encuentra en proceso de desarrollo se hace necesaria una herramienta flexible que apoye e interactúe con el diseño del nivel de producción.

Actualmente existe muy poca información respecto del posible impacto en la estabilidad que generarían los cambios propuestos por la MC, por lo que la referencia más cercana de la cual se puede obtener información y criterios de análisis es del método de Block Caving convencional. Este último método ha sido estudiado y probado en profundidad, y representa una fuente considerable de información disponible para el estudio de alguna variante del mismo.

Dentro de los métodos actuales para estimar o medir la estabilidad se pueden encontrar los basados en la clasificación del macizo rocoso RMR, métodos basados en juicio experto y modelamiento numérico. Cada uno de estos métodos posee sus ventajas y desventajas.

Cabe destacar que la MC es un desarrollo conjunto entre el Instituto de Innovación en Minería y Metalurgia (IM2) y CODELCO.

### ***1.1 Objetivo General***

El objetivo general de este trabajo de título consiste en realizar un estudio de la estabilidad de las excavaciones en Minería Continua, enfocándose principalmente en las variables de diseño minero involucradas.

### ***1.2 Objetivos Específicos***

Se proponen los siguientes objetivos específicos a fin de cumplir con el objetivo principal.

- Analizar el concepto de estabilidad en el nivel de producción para minas explotadas por métodos de hundimiento y determinar criterios objetivos de evaluación.

- Modelar las diferentes posibles configuraciones geométricas en Minería Continua, y comparar los resultados obtenidos.
- Modelar un caso de minería convencional (o más si es necesario) con resultados conocidos para evaluar la “estabilidad comparativa” de la MC.
- Generar recomendaciones, en base a la evaluación anterior, para el diseño de la MC.

### ***1.3 Justificación del trabajo***

La MC es una propuesta innovadora, y que podría significar un quiebre tecnológico significativo en la minería subterránea masiva. Es por esto que se presenta como un gran reto, tanto por la importancia de un proyecto como éste, como por la cantidad de potenciales estudios a desarrollar a futuro.

Uno de los factores críticos que controla la extracción eficiente en Block Caving, es la estabilidad del nivel de producción y en menor grado del nivel de hundimiento (Wattimena, 2003). Esto cobra mayor importancia en el caso de la Minería Continua, debido a que ésta debe mantener tasas de desarrollo y hundimiento mayores para mantener la tasa de extracción al nivel deseado.

Los principales factores que influyen en el layout y el diseño del nivel de producción son: fragmentación, estrategia de hundimiento, condiciones geotécnicas, factores operacionales y de estabilidad, fortificación y reparación de los puntos de extracción. Esto muestra la gran importancia de los aspectos geotécnicos. La estabilidad, soporte y fortificación en el nivel de producción han sido una fuente de dificultades, retrasos de producción e incrementos de costos, e incluso la pérdida de sectores productivos en operaciones de hundimiento (Brown, 2003).

#### ***1.4 Alcances***

- Se considera la utilización de modelamiento numérico en 3 dimensiones para el cálculo de esfuerzos.
- Se considera un macizo rocoso genérico, uniforme, sin estructuras y que se comporta de manera elástica. Esto permite generalizar y simplificar el problema.
- Se realiza un análisis comparativo de la influencia de los parámetros del diseño de la MC, tales como: la separación entre niveles de producción y hundimiento, espaciamiento entre puntos de extracción y tipo de malla.
- No se incluirán factores tales como la influencia del preconditionamiento o el aumento de la velocidad de extracción, debido a la complejidad de estos.
- Se considerará una estabilidad relativa, y no se pretende determinar un criterio absoluto para el análisis de ésta.
- No se considera el sistema de traspaso de material, ya que el estudio se enfoca en el nivel de producción.

#### ***1.5 Contenidos por Capítulo***

Capítulo 1: Introducción del trabajo, donde se precisan sus objetivos, su justificación, alcances y estructura.

Capítulo 2: Descripción de los métodos de explotación por Block Caving actualmente considerados.

Capítulo 3: Revisión de las metodologías de diseño para el nivel de producción y de las consideraciones geomecánicas utilizadas.

Capítulo 4: Desarrollo de la metodología de análisis utilizada en este estudio. En este capítulo también se muestran los resultados obtenidos

Capítulo 5: Conclusiones del trabajo realizado, recomendaciones en relación a lo estudiado y para trabajos posteriores.

## CAPÍTULO 2

### Consideraciones generales sobre Block Caving y Minería Continua

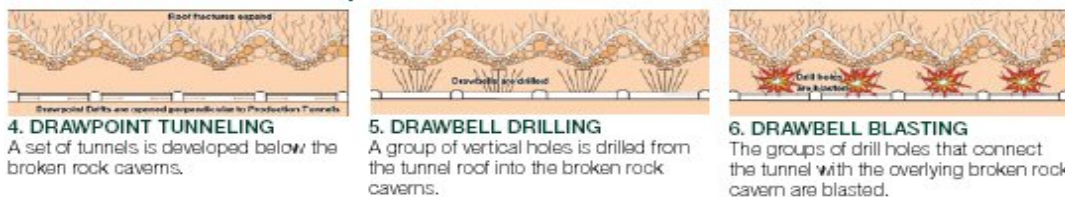
Block Caving es un método de explotación en minería subterránea en donde el macizo colapsa por su propio peso de manera controlada. Este método es usado generalmente en cuerpos masivos con ley diseminada, los que están demasiado profundos para ser explotados mediante rajo abierto. Una serie de túneles son desarrollados bajo el cuerpo mineral para asegurar el desplazamiento por gravedad hacia una serie de puntos de extracción.

#### BLOCK CAVING PHASES AND STEPS

##### Phase A: Undercut Development



##### Phase B: Drawbell Development



##### Phase C: Production

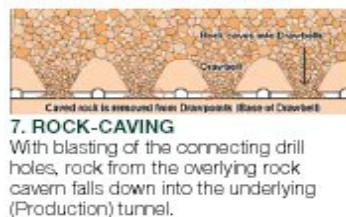


Figura 1: Fases en Block Caving (Resolution Cooper)



## 2.1 *Block Caving Mecanizado (LHD)*

El Block Caving mecanizado (LHD) es una variante que se desarrolló debido al endurecimiento y a la menor fragmentación de la roca, la que requirió el uso de los equipos LHD (Load Haul Dump). Desde 1980 la mayoría de las grandes minas de Block Caving ha introducido el método mecanizado (Brown, 2003).

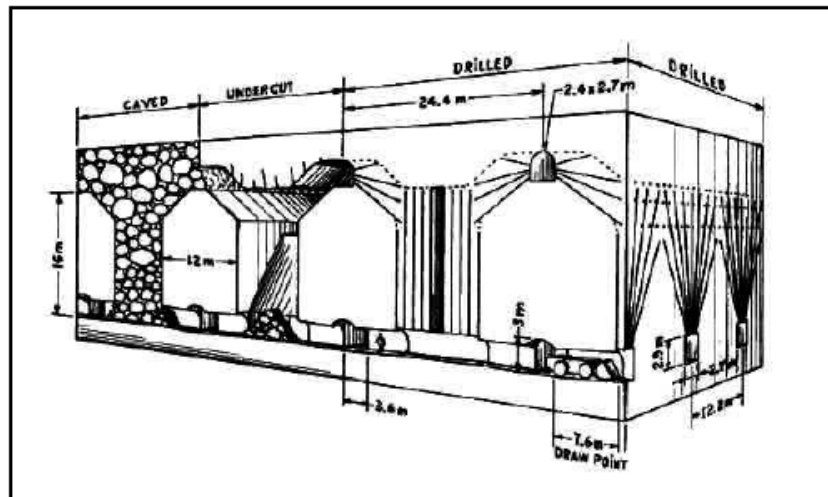
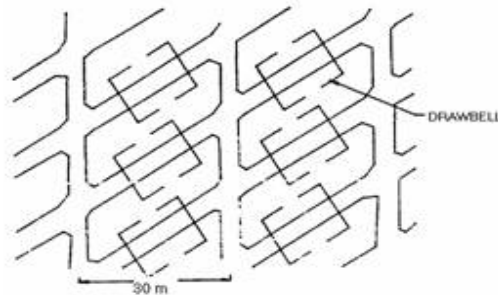


Figura 2: Esquema Block Caving mecanizado (Lacasse y Legast, 1981)

### 2.1.1 **Diseño de malla de extracción**

Se ha identificado hasta 10 tipos diferentes de diseño de mallas en minas explotadas por Block Caving (Laubscher, 2000). Estos han sido desarrollados de acuerdo al ingenio local, en respuesta a los requerimientos de algunas minas a lo largo del mundo. Entre los más destacados se puede mencionar: Herringbone, Offset Herringbone, Henderson y El Teniente.

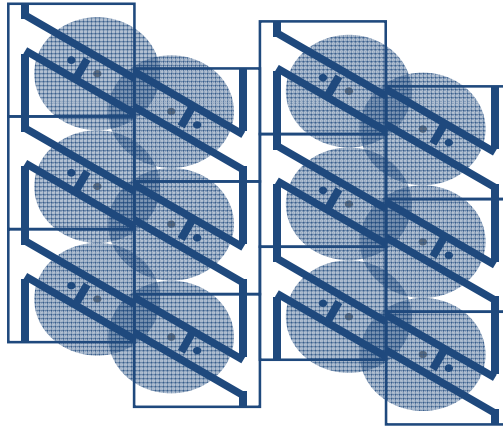
Hoy en día el más aceptado en Chile es la malla tipo Teniente (Esterhuizen y Laubscher, 1992). Este diseño presenta ventajas desde el punto de vista constructivo al alinear las galerías de zanja. A continuación se muestra un esquema de la malla general.



**Figura 3: Malla Teniente (Esterhuizen y Laubscher, 1992)**

Uno de los problemas que presenta esta malla, y que se observa también en las antes mencionadas, son los ángulos agudos que se forman en las intersecciones de las calles de producción y galerías de zanja. Esto produce una mayor concentración de esfuerzos en torno a esas áreas.

Otro problema observado en este diseño, es que los puntos de extracción no se encuentran equidistantes, sino que se ven obligados a adentrarse en la galería de zanja para dar el espacio necesario al equipo LHD. Esto se ve graficado en la figura siguiente.



**Figura 4: Malla Teniente (IM2)**

Esto último provoca mayor cantidad de carga muerta y una extracción no-uniforme espacialmente, lo que deriva en una distribución de esfuerzos desiguales que, teóricamente, se concentraría en torno a las zonas sin extracción (calles de producción).

## ***2.2 Minería Continua***

El propósito fundamental del desarrollo de la MC es lograr un aumento significativo de la capacidad de producción de las minas subterráneas explotadas por hundimiento. Esto en razón a que sus planes de producción a largo plazo consideran aumentar a más del doble la producción proveniente de explotaciones subterráneas.

Un aumento de la producción de las minas subterráneas explotadas por hundimiento no es tarea fácil, ya que los yacimientos cada vez se emplazan en roca con menor fracturamiento in-situ y a mayor profundidad, por lo cual el proceso de hundimiento se propaga con más lentitud y se obtiene una fragmentación gruesa.

De estas necesidades nace la MC, como quiebre tecnológico destinado a aumentar la tasa media de extracción, mediante la utilización de un sistema de manejo de

materiales compuesto de equipos estacionarios de extracción para operación continua. El principio básico es aumentar el uso de los puntos de extracción, utilizando extractores estacionarios dedicados a cada punto. De esta forma se produce una extracción continua y simultánea de los puntos de extracción (Figura 5).

### **2.2.1 Tasa de extracción**

En relación al proceso productivo, en el método de hundimiento se distinguen dos tipos de tasa de extracción: la tasa de extracción en fase de propagación y la tasa de extracción en fase de régimen. La tasa media de extracción representa el resultado combinado de dichos procesos.

La tasa de propagación está relacionada con la capacidad del macizo para desplomarse y propagar el desplome a medida que se extrae una fracción del material, equivalente al aumento de volumen del material fragmentado (esponjamiento). La tasa de propagación se restringe para evitar dos efectos catastróficos: el efecto pistón y los estallidos de roca. Para tratar de evitar estos efectos es necesario limitar la velocidad de extracción durante esta fase.

Luego de concluida la fase de propagación, el material se comporta de manera granular, por lo tanto, el límite de extracción queda supeditado a la capacidad de escurrir del material. Además de esto se debe considerar que, en general, los sistemas de manejo de material son discretos, por lo que se limita más aun la extracción.

### **2.2.2 Tasa de socavación**

Uno de los temas más discutidos a la MC es que la tasa media de extracción de una mina no estaría limitada por la capacidad de extracción, sino solamente por la tasa de

socavación y la altura de columna (Ovalle y Pesce, 2004), las cuales estarían acotadas a cifras del orden de 2000 m<sup>2</sup>/mes y 250m respectivamente en block caving.

Estas cifras son, en realidad, un promedio observado en las minas explotadas por hundimiento, sin embargo se han observado tasas de socavación de hasta 4000 m<sup>2</sup>/mes. Esto indica que es posible aumentar las tasas de socavación de ser necesario.

### 2.2.3 Diseño de un modulo de Minería Continua

El módulo de producción de la MC consta de galerías de producción, en donde el mineral es transportado hacia un triturador, galerías de servicio, que sirven de apoyo para la operación de los extractores (dozer feeder), galerías de zanja, zanjas y equipos de funcionamiento continuo (extractor o dozer feeder, transportador o chain conveyer, triturador, etc.). A continuación se muestra un esquema general isométrico de la MC, en donde se pueden observar sus principales elementos.

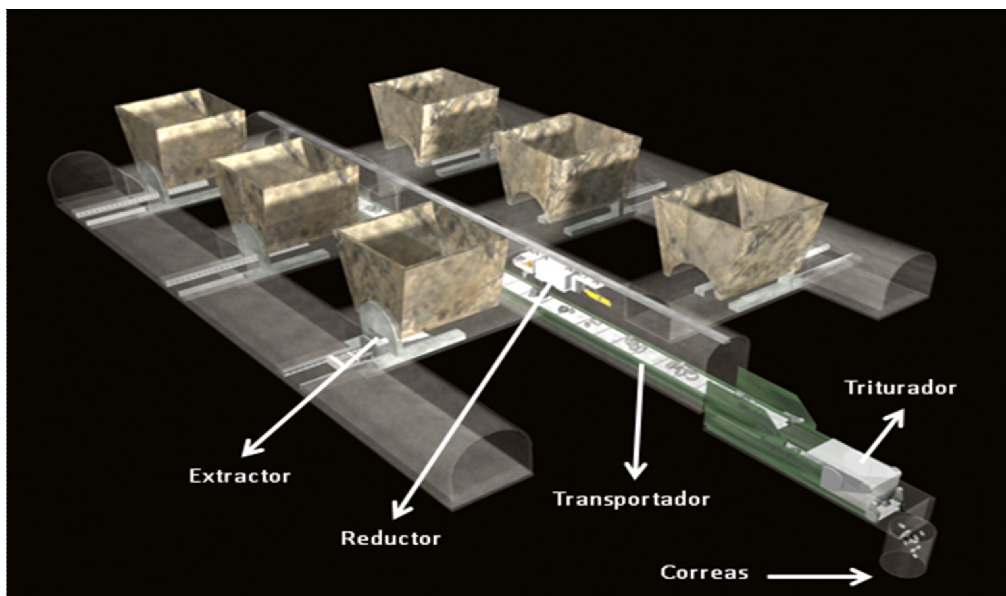
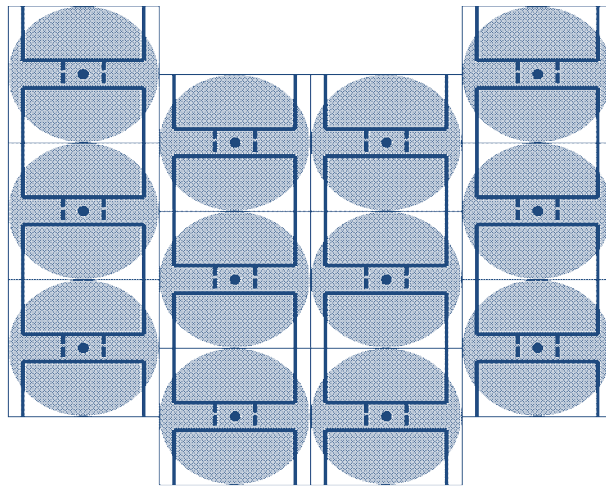
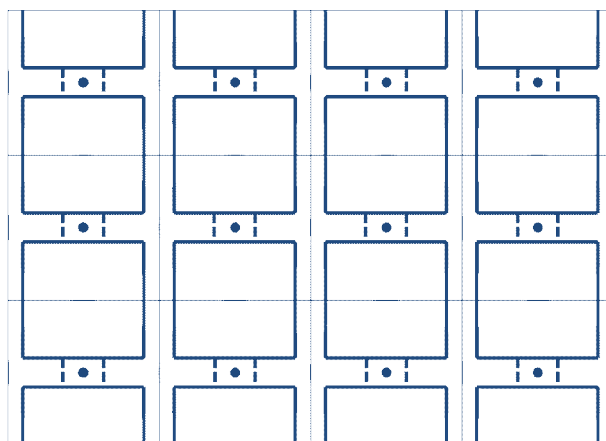


Figura 5: Representación isométrica MC (IM2)

La MC considera dos tipos de configuración de los puntos de extracción, uno en malla cuadrada, y otro en malla triangular. La desventaja principal de la malla triangular es que su construcción es más compleja, debido a la intercalación de calles de zanjas con ángulos rectos, dificultando la operación de los equipos LHD durante el desarrollo de galerías. Es por esto que se considera como primera alternativa la construcción con malla cuadrada. A continuación se muestran los esquemas de ambas configuraciones.

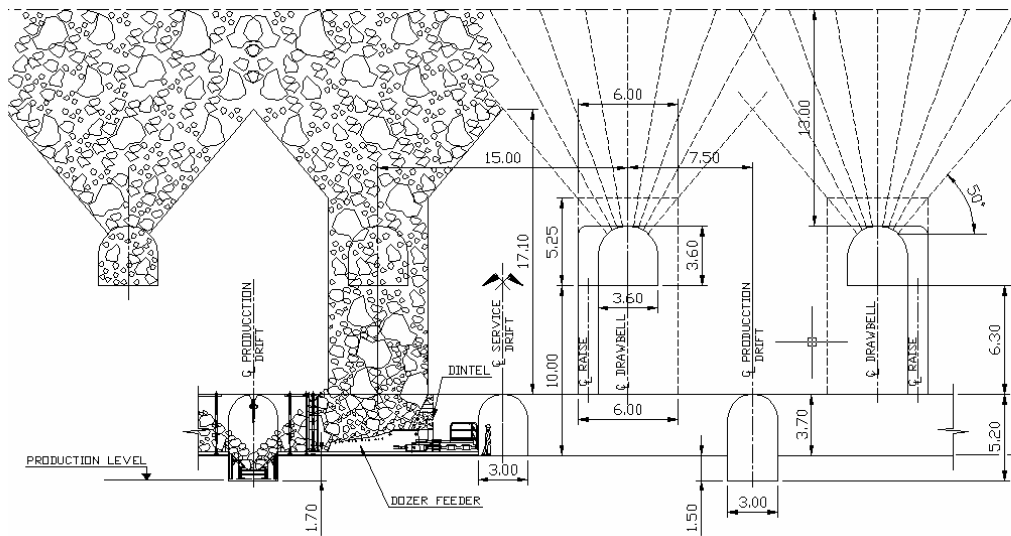


**Figura 6: Planta malla triangular (IM2)**



**Figura 7: Planta malla cuadrada (IM2)**

A continuación se muestra un perfil transversal de la MC, en donde se puede observar el funcionamiento básico en la extracción de material para este método de explotación.



**Figura 8: Perfil transversal MC (IM2)**

Uno de los potenciales problemas del diseño de la Minería Continua es la incorporación de la calle de servicio, que no tiene equivalente en la malla Teniente, y que podría generar un aumento en los esfuerzos inducidos en torno a estas excavaciones, e incluso podría afectar el nivel de esfuerzo en torno a las otras excavaciones. Este tipo de galería se utiliza para apoyar la operación y mantenimiento de los extractores de material.

Las dimensiones de las galerías de producción son más altas y angostas (3x5.2 m) que sus equivalentes de minería convencional en una malla Teniente (4x4 m; 3.6x3.6 m). Esto podría reducir los esfuerzos inducidos alrededor de las excavaciones, y ayudaría a atenuar el problema de la incorporación de la calle de servicio.

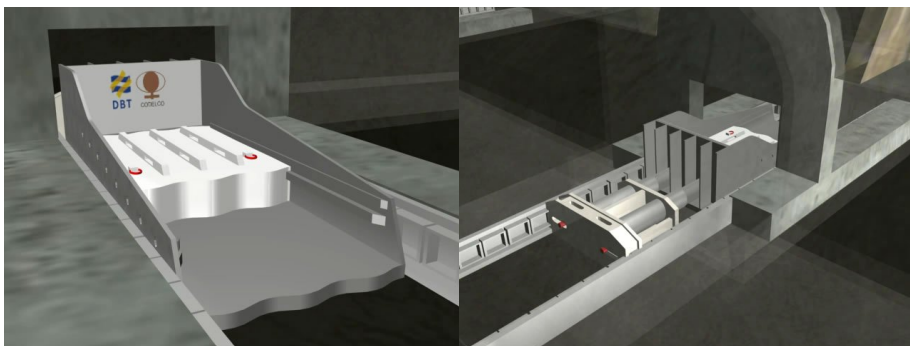
### 2.2.3.1 Hundimiento

Se propone un diseño que consiste en una excavación amplia tipo “front caving” con abanicos de tiros contenidos en planos inclinados  $15^\circ$  a  $20^\circ$  hacia la cara libre. El propósito de esta disposición es asegurar la socavación.

La extracción de material de esponjamiento en la cara libre se realiza con equipos LHD que traspasan el material al nivel de producción, utilizando para ese fin las chimeneas piloto que servirán más tarde para excavar las bateas.

### 2.2.3.2 Extracción

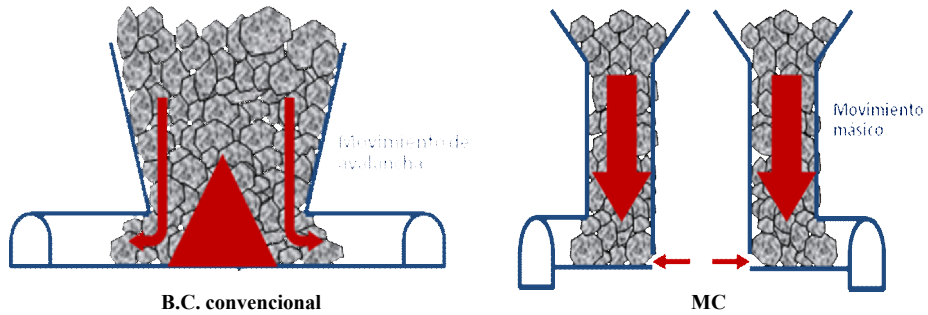
Cabe señalar que un elemento clave para el aumento de la tasa de extracción de este método es el equipo extractor. Este equipo debe resistir la tronadura para reducción de colpas, por lo que se descartaron los equipos alimentadores disponibles en el mercado y se optó por un equipo de quita y pon, que es posible retirar para aplicar cargas explosivas en caso de encadenamiento de colpas en el punto de extracción (colgaduras). Este es un equipo de placa móvil accionado hidráulicamente.



**Figura 9: Equipo extractor, placa móvil (IM2).**



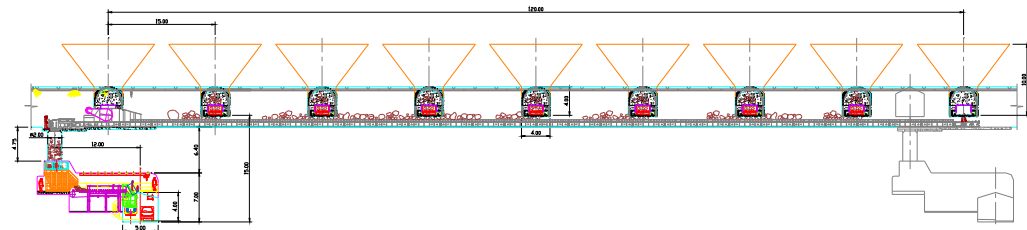
La incorporación de este equipo trae beneficios no esperados originalmente, ya que al mover la base del punto de extracción produce un mejor escurrimiento del material (movimiento másico), reduciendo las colgadas.



**Figura 10: Esquema movimiento de material (IM2).**

### 2.2.3.3 Transporte

El transporte se realiza por medio de un transportador continuo, que recibe el material desde los puntos de extracción y lo lleva hacia un triturador. Para este transportador existen las opciones de transportador por cadenas (Panzer), o bien de placas vibratorias.



**Figura 11: Perfil longitudinal MC.**

Luego de pasar por el triturador, pasa directamente, a través de un pique de traspaso, a un sistema de transporte por correas.

La operación continua se constituye desde el punto de extracción hasta la entrega en superficie. Esta solución permite una operación remota desde una sala de control durante la mayor cantidad de horas posibles. Las únicas operaciones que requieren personal local son las de reposiciones de flujo y las de mantención y reparación de equipos.

## **CAPÍTULO 3**

### **Diseño minero y estabilidad geomecánica: antecedentes**

La relación entre el diseño de un método de explotación y la estabilidad geomecánica es directa, ya que éste debe resistir, sea naturalmente o con ayuda de soporte, los esfuerzos a los que es sometido antes, durante e incluso después de minería. Además de esto, el diseño debe responder a requerimientos productivos y operacionales, que permiten maximizar las utilidades y optimizar la operación.

El caso de Block Caving es particularmente complicado debido a su geometría compleja, y los diversos factores que influyen en la redistribución de esfuerzos. Para abordar este problema se han desarrollado varias metodologías que apuntan a determinar la estabilidad natural, o la fortificación necesaria, en cantidad y tipo, para proteger las zonas más vulnerables.

#### ***3.1 Métodos empíricos***

Estos métodos se basan en experiencias previas observadas en diferentes minas, formando una base de datos robusta y asumiendo un comportamiento similar a esta información previa.

### 3.1.1 Basados en clasificación del macizo rocoso

Estos métodos se basan en una clasificación del macizo y algunos ajustes para determinar el nivel de soporte necesario en cada sector dependiendo de la etapa productiva en que se requiera.

A continuación se muestra el esquema del sistema MBR (Modified Basic RMR), que permite la estimación del soporte necesario en galerías para Block Caving.

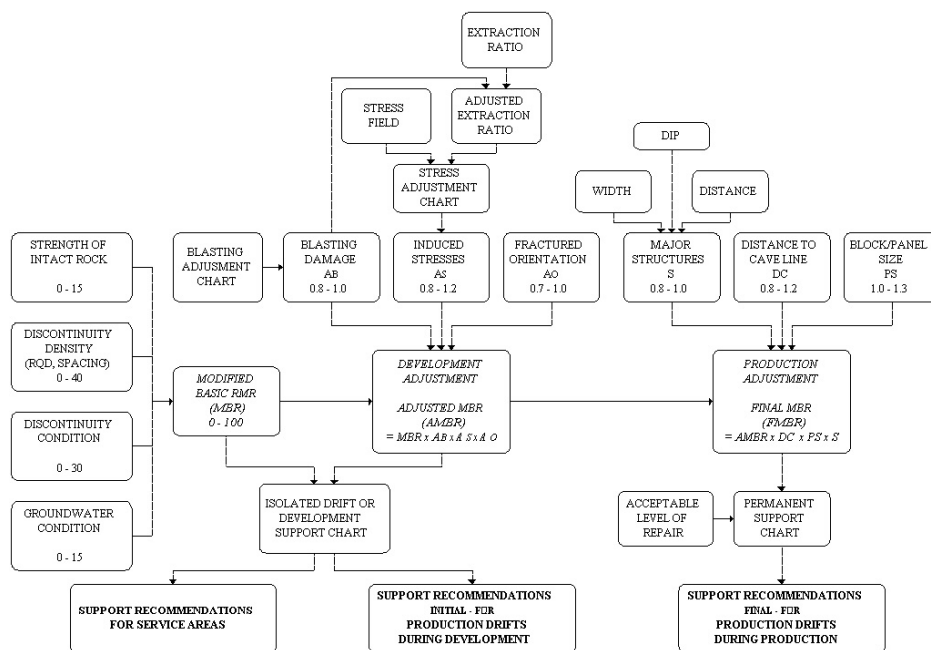


Figura 12: Organización del sistema MBR (Kendorski et al, 1983)

Este método se basa en datos recolectados en minas de Estados Unidos, e incluye varios ajustes para tratar de representar de mejor forma las condiciones particulares de cada caso. Además se nota que existen diferenciaciones, y por ende recomendaciones diferentes, dependiendo del área (área de servicio o galerías de producción) y además de

la etapa en que se encuentre (desarrollo o producción), para cada uno de los casos se define un índice (MBR, AMBR y FMBR).

Cabe destacar que el factor por stress inducido no considera la orientación relativa del stress principal con la orientación de las galerías y el avance del caving. Además de esto, este método fue desarrollado con bloques de hasta 60m, por lo que no sería directamente aplicable a las minas con bloques de mayor tamaño (Wattimena, 2003)

### 3.1.2 Basados en juicio experto

Basados en la experiencia ganada en muchas operaciones, se establecen líneas generales que permiten minimizar el daño sobre las excavaciones.

A continuación se muestran los parámetros que debieran tenerse en cuenta antes de la implementación de una operación por hundimiento (Laubscher, 1994).

**Tabla 3-1: Parámetros a considerar en implementación, minería por hundimiento (Laubscher, 1994)**

|   |   |  |
|---|---|--|
| <p style="text-align: center;"><b>CAVABILITY</b></p> Rock mass strength<br>Rock mass structure<br><i>In situ</i> stress<br>Induced stress<br>Hydraulic radius of orebody<br>Water   | <p style="text-align: center;"><b>PRIMARY FRAGMENTATION</b></p> Rock mass strength<br>Geological structures<br>Joint/fracture spacing<br>Joint condition ratings<br>Stress or subsidence caving<br>Induced stress | <p style="text-align: center;"><b>DRAWPOINT SPACING</b></p> Fragmentation<br>Overburden load and direction<br>Friction angles of caved particles<br>Practical excavation size<br>Stability of host rock mass<br>Induced stress |
| <p style="text-align: center;"><b>DRAW HEIGHTS</b></p> Capital<br>Orebody geometry<br>Excavation stability  | <p style="text-align: center;"><b>LAYOUT</b></p> Fragmentation<br>Drawpoint spacing and size<br>Method of draw  | <p style="text-align: center;"><b>ROCKBURST POTENTIAL</b></p> Regional and induced stresses<br>Rock mass strength/modulus<br>Structures<br>Mining sequence   |
| <p style="text-align: center;"><b>SEQUENCE</b></p> Cavability<br>Orebody geometry<br>Induced stresses<br>Geological environment<br>Rockburst potential<br>Production requirements<br>Influence of adjacent operations<br>Water inflow | <p style="text-align: center;"><b>UNDERCUTTING SEQUENCE</b></p> Regional stresses<br>Rock mass strength<br>Rockburst potential<br>Rate of advance<br>Ore requirements   | <p style="text-align: center;"><b>INDUCED CAVE STRESSES</b></p> Regional stresses<br>Area of undercut<br>Shape of undercut<br>Rate of undercutting<br>Rate of draw   |
| <p style="text-align: center;"><b>DRILLING AND BLASTING</b></p> Rock mass strength<br>Powder factor   | <p style="text-align: center;"><b>DEVELOPMENT</b></p> Layout<br>Sequence  | <p style="text-align: center;"><b>EXCAVATION STABILITY</b></p> Rock mass strength<br>Regional and induced stresses   |

|  |  |   |
|--|--|---|
| Rock mass stability (drill hole closure)<br>Required fragmentation<br>Height of undercut   | Production<br>Drilling and blasting  | Rockburst potential<br>Excavation size<br>Draw height<br>Mining sequence  |
| <b>PRIMARY SUPPORT</b><br>Excavation stability<br>Rockburst potential<br>Brow stability  | <b>PRACTICAL EXCAVATION SIZE</b><br>Rock mass strength<br><i>In situ</i> stress<br>Induced stress<br>Caving stresses<br>Secondary blasting | <b>METHOD OF DRAW</b><br>Fragmentation<br>Practical drawpoint spacing<br>Practical size of excavation   |
| <b>RATE OF DRAW</b><br>Fragmentation<br>Method of draw<br>Percentage hang-ups<br>Secondary breaking requirements   | <b>DRAWPOINT INTERACTION</b><br>Drawpoint spacing<br>Fragmentation<br>Time frame of working drawpoints                                     | <b>DRAW COLUMN STRESSES</b><br>Draw column height<br>Fragmentation<br>Homogeneity of ore fragmentation<br>Draw control<br>Draw height interaction<br>Height to base ratio<br>Direction of draw                                    |
| <b>SECONDARY FRAGMENTATION</b><br>Rock-block shape<br>Draw height<br>Draw rate – time-dependent failure<br>Rock-block workability<br>Range in fragmentation size<br>Draw control program | <b>SECONDARY BLASTING/BREAKING</b><br>Secondary fragmentation<br>Draw method<br>Drawpoint size<br>Size of equipment and grizzly spacing    | <b>DILUTION</b><br>Orebody geometry<br>Fragmentation size distribution<br>Fragmentation range of unpaid ore and waste<br>Grade distribution of paid and unpaid ore<br>Drawpoint interaction<br>Secondary breaking<br>Draw control |
| <b>TONNAGE DRAWN</b><br>Level interval<br>Drawpoint spacing<br>Dilution percentage   | <b>SUPPORT REPAIR</b><br>Tonnage drawn<br>Point and column loading<br>Brow wear<br>Secondary blasting                                      | <b>ORE/GRADE EXTRACTION</b><br>Mineral distribution<br>Method of draw<br>Rate of draw<br>Dilution percentage<br>Ore losses  |
| <b>SUBSIDENCE</b><br>Major geological structures<br>Rock mass strength<br>Induced stresses<br>Depth of mining  |  |   |

Posteriormente Butcher (1999) propone 5 directrices derivadas del trabajo de Laubscher, que asegurarían la estabilidad del nivel de producción (ver tabla 3-2).

Como se puede ver, el principal objetivo de estas metodologías basadas en la experiencia o juicio experto es reducir o minimizar la exposición a niveles altos de esfuerzos en la vecindad del frente de hundimiento. Si esto se logra, el daño al nivel de producción se reduce (Wattimena, 2003)

**Tabla 3-2: Directrices para minimizar el daño en el nivel de producción en minería por hundimiento**

| Guideline |   | Reasons   |
|-----------|---|---|
| 1         | Use advance undercutting. If advance undercutting is not possible, minimise the percentage extracted for drift and drawpoint development in the production level. | <ul style="list-style-type: none"> <li>• High stresses exist below the undercut front that can cause damage to pre-existing excavations in the production level.</li> <li>• Higher extraction percentages in the production level will increase stress levels there further.</li> </ul> |
| 2         | Minimise the creation of horizontal irregularities in the undercut front.   | <ul style="list-style-type: none"> <li>• Stresses concentrate in these irregularities and increase the level of damage experienced in the production level.</li> </ul>  |
| 3         | Prior to continuous caving being achieved, keep the rate of undercutting greater than the rate of damage to the production level.                                 | <ul style="list-style-type: none"> <li>• The longer excavations are subjected to the high stresses below the undercut front, the greater the damage will be.</li> </ul>   |
| 4         | Place the undercut as high as practically possible above the production level.  | <ul style="list-style-type: none"> <li>• Stresses decrease with distance below the undercut front.</li> </ul>   |
| 5         | Advance the cave from the weakest ground to the strongest ground to achieve continuous caving as early as possible.   | <ul style="list-style-type: none"> <li>• Stresses at the undercut front increase with the hydraulic radius necessary to achieve continuous caving.</li> <li>• Stresses at the undercut front reduce once continuous caving is achieved.</li> </ul>                                      |

Finalmente, la ayuda de este tipo de guías es fundamental y su validez se ha demostrado a través del tiempo como una muy útil guía desde el punto de vista cualitativo, pero el problema es que carecen de cuantificación.

### 3.1.3 Criterio de falla: Hoek y Brown

Basado en el análisis de un amplio rango de ensayos triaxiales de muestras de roca, Hoek y Brown propusieron una ecuación para la resistencia de un macizo rocoso.

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

**Ecuación 1: Criterio de falla Hoek y Brown (Brown, 2003)**

Donde:

- $m_b$  : constante para el tipo de macizo rocoso.
- $s$  y  $a$  : constantes que dependen del macizo rocoso.
- $\sigma_c$  : resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- $\sigma_1$  y  $\sigma_3$  : esfuerzos axial y de confinamiento efectivos principales, respectivamente.

El criterio original se ha encontrado adecuado para rocas de calidad buena a mediana, en donde la resistencia del macizo esta controlada por bloques de roca ensamblada. La falla de estos macizo rocosos puede ser definida con esta ecuación utilizando un valor de  $a = 0.5$  (Brown, 2003).

Este criterio de falla es uno de los más aceptados actualmente, y se utiliza en conjunto con programas de modelamiento numérico para calcular la resistencia de la roca o factores de seguridad.

### **3.2 Modelamiento numérico**

En la práctica, en minas subterráneas los ingenieros geomecánicos estiman la resistencia del macizo rocoso mediante el módulo de deformación, usando el criterio de Hoek y Brown (1980), o simplemente ajustando algunos de los parámetros de la roca intacta, que luego son usados como parámetros de entrada en el modelamiento numérico (Villaescusa, 2000).



Esta práctica se presenta como la forma más adecuada para el cálculo de esfuerzos en la minas explotadas por Block Caving, debido a las dimensiones y complejidad de la geometría, que hacen imposible obtener cálculos directos de los esfuerzos inducidos por las excavaciones. Por otra parte, la estimación de la respuesta del macizo a estos esfuerzos inducidos se vuelve complicada, debido a que los parámetros de resistencia post-peak de la roca no son fáciles de determinar.

La precisión de las predicciones hechas utilizando modelamiento numérico está estrictamente limitada por la variabilidad natural de los esfuerzos pre-minería, litología, propiedades de deformación y resistencia (Wiles, 2005). Esto sucede debido a que estos modelos suponen una roca homogénea y sin discontinuidades, lo que claramente no es una representación real del problema. Esto se debe tener en consideración al momento de interpretar los resultados obtenidos, que naturalmente, tendrán una diferencia con mediciones reales, pero a grandes rasgos debiera ser una aproximación razonable.

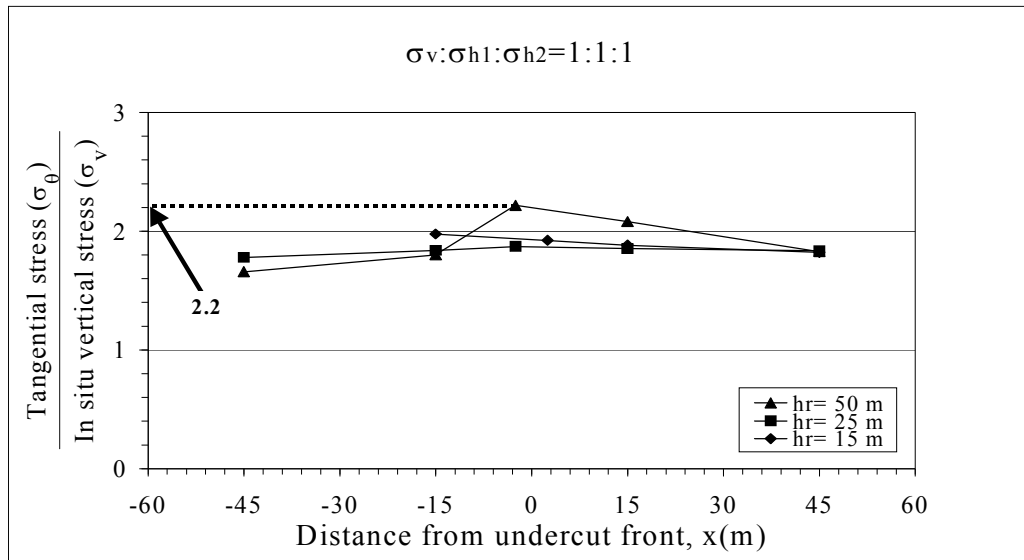
Una de las desventajas de utilizar modelamiento numérico, especialmente cuando se pretende obtener un resultado general, es que el modelo se construye con un conjunto de información específica del lugar estudiado

### ***3.3 Métodos semi-empíricos***

Los métodos semi-empíricos son aquellos que utilizan modelamiento numérico para la estimación de los esfuerzos, e incorporan metodologías empíricas para la interpretación de los resultados.

Wattimena (2003) desarrolló una metodología, en donde utiliza modelamiento numérico 3D (FLAC3D), para cuantificar la magnitud de los esfuerzos inducidos en torno al frente de hundimiento, para diferentes configuraciones de esfuerzos in-situ y estrategias de hundimiento y radios hidráulicos. Estos resultados fueron agrupados en

una serie de gráficos del esfuerzo peak normalizado por el esfuerzo vertical en función de la distancia al frente de hundimiento.

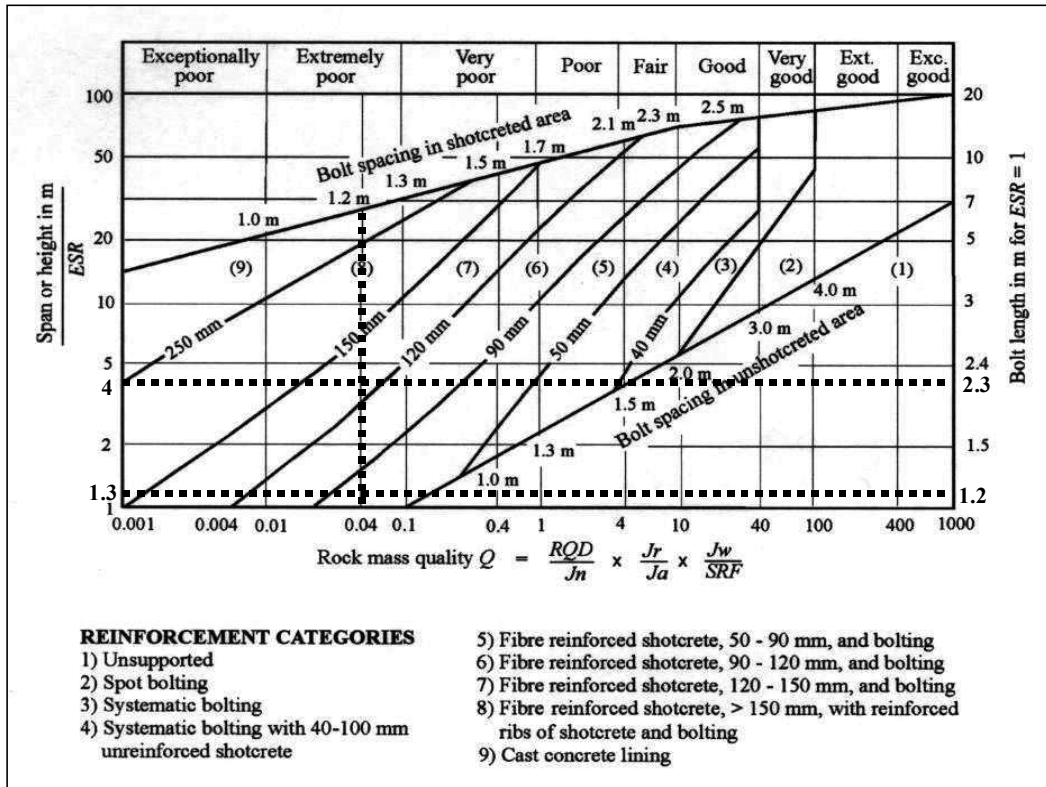


**Figura 13: Esfuerzo máximo estimado en el techo de galerías del nivel de producción (Wattimena, 2003)**

Estos gráficos permiten estimar el esfuerzo máximo tangencial  $\sigma_\theta$ , que en el caso de la figura 13 sería  $2.2\sigma_v$ , que luego se utiliza junto con la resistencia de roca intacta de la roca  $\sigma_c$  para estimar el *Stress Reduction Factor* (SRF, ver tabla 3-3). Posteriormente, se utiliza este valor en el sistema de clasificación NGI para calcular el valor de Q (Barton), que permite estimar los requerimientos de soporte (ver tabla 3-4).

**Tabla 3-3: Clasificación de SRF para rocas competentes (Grimstad and Barton, 1993)**

| Description                             |  | SRF                   |                            |         |
|---|--|-----------------------|----------------------------|---------|
| b) Competent rock, rock stress problems |  | $\sigma_c / \sigma_1$ | $\sigma_\theta / \sigma_c$ |         |
| H                                       | Low stress, near surface, open joints  | > 200                 | < 0.01                     | 2.5     |
| J                                       | Medium stress, favourable stress condition   | 200-10                | 0.01-0.3                   | 1       |
| K                                       | High stress, very tight structure. Usually favourable to stability, may be unfavourable for wall stability | 10-5                  | 0.3-0.4                    | 0.5-2   |
| L                                       | Moderate slabbing after > 1 hour in massive rock   | 5-3                   | 0.5-0.65                   | 5-50    |
| M                                       | Slabbing and rock burst after a few minutes in massive rock  | 3-2                   | 0.65-1                     | 50-200  |
| N                                       | Heavy rock burst (strain burst) and immediate dynamic deformations in massive rock                         | < 2                   | > 1                        | 200-400 |



**Figura 14: Estimación de soporte usando SRF**

Krstulovic (2004), ante la necesidad de correlacionar los resultados del modelamiento numérico con recomendaciones para ingeniería, desarrolló ALCODER (Algoritmo Computacional para Diseño de Excavaciones de Roca), que utiliza modelamiento numérico para calcular los esfuerzos inducidos, y posteriormente relaciona los cambios del nivel de confinamiento (esfuerzo menor  $\sigma_3$ ) con la deformación a través del módulo de Young (figura 15), que comúnmente se asume constante. Este valor de módulo de Young estimado después de aplicar los esfuerzos inducidos, se utiliza para obtener un indicador de calidad del macizo (después de esfuerzos inducidos), por ejemplo RMR (figura 16). Finalmente, mediante el uso de relaciones empíricas, se utiliza este índice para dar recomendaciones en el diseño y fortificación.

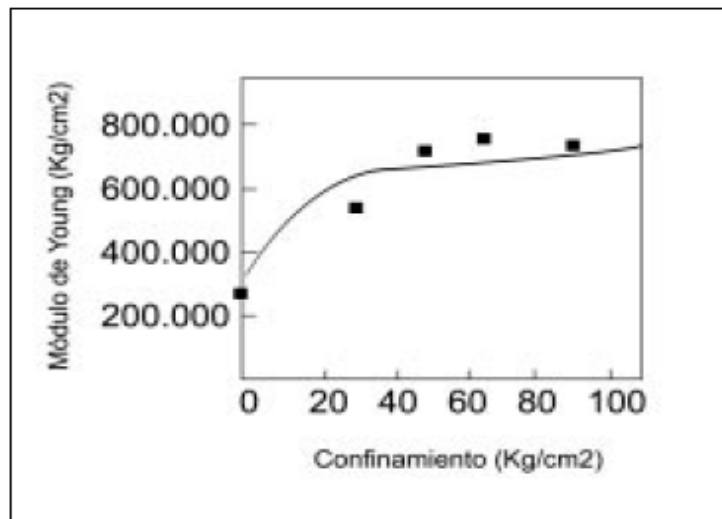


Figura 15: Módulo de Young para diferentes niveles de confinamiento (Yáñez y Moreno, 1993)

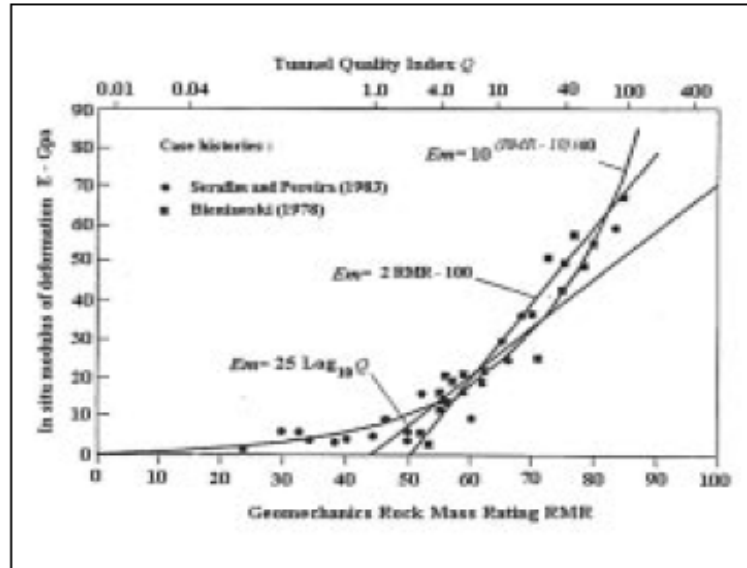


Figura 16: Relación empírica entre el módulo de deformación y RMR (Krstulovic, 2004)

## **CAPÍTULO 4**

### **Metodología de análisis y diseño de la MC**

Debido a la complejidad del layout de Block Caving, en el que se deben considerar intersecciones de galerías, excavaciones de zanjas, y además al hecho de tener grandes masas de material quebrado sobre las excavaciones, lo que genera una redistribución de los esfuerzos inducidos, la mejor alternativa para el cálculo de esfuerzos inducidos es mediante modelos numéricos. Estos cálculos tendrán una incertidumbre asociada a la variabilidad de factores tales como la litología, esfuerzos in-situ y propiedades del macizo rocoso.

Las metodologías empíricas presentan buenos resultados generales en cuanto a la interpretación, pero en general carecen de información cuantitativa, y se basan en resultados históricos, por lo que se deben utilizar con precaución cuando se trabaja bajo condiciones diferentes.

Los modelos numéricos carecen de un nexo entre sus resultados y las recomendaciones al diseño y/o fortificación. Por este motivo, las metodologías semi-empíricas se presentan como una solución atractiva para integrar la precisión de modelos numéricos, con una interpretación. Además de esto, las evaluaciones con modelamiento numérico se construyen para un caso en específico, lo que dificulta su aplicación para un problema general como el que se pretende desarrollar.

De las metodologías analizadas anteriormente, se desprende que una buena estrategia de análisis de estabilidad, con las herramientas disponibles actualmente, es utilizar una metodología semi-empírica, en donde, para el cálculo de esfuerzos se utilice modelamiento numérico tridimensional, y posteriormente una metodología empírica

para determinar la resistencia del macizo y las consecuencias en el diseño (fortificación, modificaciones, etc.). Considerando esto, en este estudio se utilizó modelos numéricos para predecir, elásticamente, los esfuerzos inducidos a lo largo de las calles de producción y servicio en función de la distancia al frente de hundimiento.

Además, como se trata de un método de explotación aún en evolución, es necesario evaluar todos los escenarios posibles en el diseño de la MC, y el nivel de influencia que cada uno de estos cambios pueda tener sobre la estabilidad de este método de explotación.

Cabe señalar que la utilización de modelos tridimensionales es fundamental para representar la forma del material hundido y de las excavaciones del nivel de producción, y de esta forma apreciar de manera más precisa las diferencias entre los diseños y la influencia de la forma y distribución de las excavaciones.

#### ***4.1 Esquema de trabajo***

Considerando lo expuesto anteriormente, se propone el siguiente esquema de trabajo:

1. Identificación de parámetros de diseño a considerar: se seleccionaron los parámetros de diseño de la MC que pueden tener un efecto significativo en la estabilidad y que pueden ser modificados. Además se determinó el rango en el cual estos pueden variar.
2. Construcción de modelos: se construyen modelos considerando todas las variantes determinadas en el punto anterior. Estos modelos fueron generados con el software de modelamiento numérico MAP3D. Además de

esto se construyó el modelo para minería convencional (malla Teniente, LHD).

3. Estudio paramétrico: Consiste en un análisis de los resultados de los modelos construidos y se construcción de gráficos comparativos, de forma de evaluar el impacto de las variaciones de cada uno de estos factores.
4. Análisis comparativo: considerando que la MC sólo se maneja como alternativa al diseño Teniente en Block Caving mecanizado (LHD), se comparó los resultados en los modelos de estos dos diseños, para tener un juicio relativo de la estabilidad de estos métodos.

#### ***4.2 Definición de parámetros***

Para los parámetros de diseño utilizados en el modelamiento se considera un rango de aplicación, de modo de evaluar la sensibilidad de los esfuerzos inducidos frente a cambios en cada parámetro. Los parámetros utilizados son:

##### **4.2.1 Separación entre niveles**

La separación entre niveles se considera como la distancia entre el nivel de producción y el nivel de hundimiento (donde comienza el material hundido), la que en el caso de diseño de la MC es variable, con un mínimo de 10 m bajo las calles del nivel de hundimiento, y un máximo de 20.8m sobre las calles de producción y servicios del nivel de producción (ver figura 8). Considerando esto, y para simplificar los modelos, se utilizó una altura de separación de 15 m promedio.



En este trabajo se evalúa el impacto de modificar esta distancia de separación, en caso de variaciones en el diseño o restricciones que pudieran afectar este parámetro, en relación a los esfuerzos inducidos a lo largo de las excavaciones. Además se dispondrá de estos resultados en caso de ser necesario operar con estos valores, y se conocerá el impacto asociado.

| Separación entre niveles |    |    |
|--------------------------|----|----|
| 10                       | 15 | 20 |

**Tabla 4-1: Alternativas consideradas para la separación entre niveles**

#### 4.2.2 Espaciamiento de malla

El espaciamiento de malla corresponde a la separación que existe entre los ejes de las galerías, la que está directamente relacionada con la separación entre los puntos de extracción. Esto último hace que este parámetro sea muy relevante, más allá del aspecto geomecánico, ya que influirá en factores operacionales y productivos, como lo son la recuperación, fragmentación e incluso el porcentaje de entrada de la dilución, que aumenta a medida que disminuye la separación entre los puntos de extracción (González, 2008).

Considerando lo anterior se propone el análisis de influencia, en relación con los esfuerzos inducidos, al disminuir el espaciamiento de malla actualmente considerado, de forma de cuantificar el costo geomecánico de los beneficios discutidos en el párrafo anterior.

| Espaciamiento de malla |    |    |
|------------------------|----|----|
| 11                     | 13 | 15 |

**Tabla 4-2: Alternativas consideradas para el espaciamiento de malla.**

### 4.2.3 Tipo de malla

Como se mencionó anteriormente, la MC considera 2 tipos diferentes de malla, cuadrada y triangular, que hacen referencia a la distribución espacial de los puntos de extracción.

Actualmente, por motivos operacionales IM2 considera como primera opción la malla cuadrada, ya que su construcción sería más rápida, por tener todas sus galerías de zanja alineadas. No obstante a esto, se requiere dimensionar el impacto que tendría este cambio de malla, por lo que se modeló utilizando ambos casos.

### 4.3 Construcción de los modelos

Los modelos fueron construidos de acuerdo a planos suministrados por IM2, en el software de modelamiento numérico MAP3D.

Este estudio no utiliza una precisión alta, debido a que se busca determinar el comportamiento general de los esfuerzos. Por este motivo se decidió construir las excavaciones de manera simple, en donde por ejemplo, las galerías son de sección cuadrada o rectangular.

| Galería    | Dimensiones [m] |
|------------|-----------------|
| Producción | 5.7 x 3         |
| Servicio   | 3.5 x 3.5       |
| Zanja      | 4 x 4           |

**Tabla 4-3: dimensiones utilizadas en galerías de Minería Continua.**

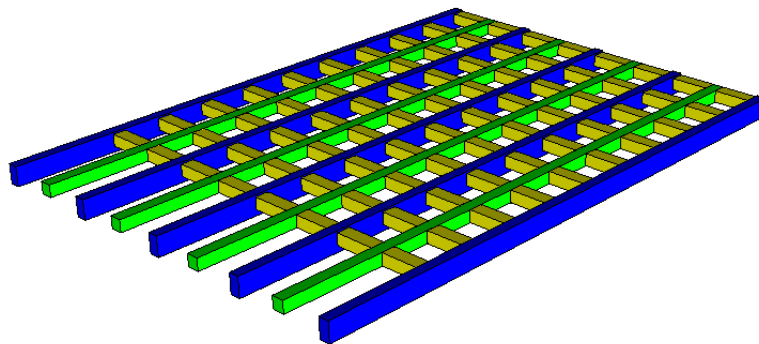
La tabla anterior muestra las dimensiones utilizadas para construir el modelo tridimensional de las galerías del nivel de producción de la Minería Continua.

Para el caso modelado de Block Caving mecanizado con malla Teniente, se utilizaron las siguientes dimensiones para las galerías del nivel de producción.

| Galería    | Dimensiones [m x m] |
|------------|---------------------|
| Producción | 4 x 4               |
| Zanja      | 3.5 x 3.5           |

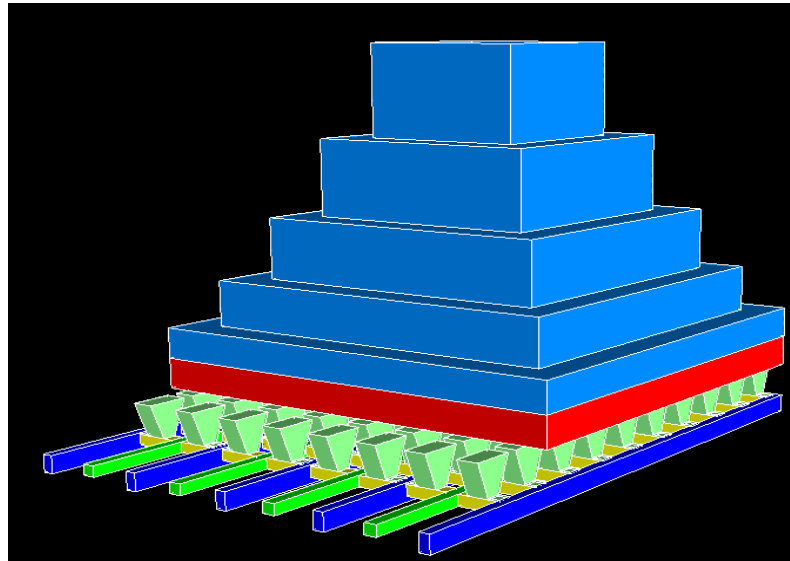
**Tabla 4-4: Dimensiones utilizadas en galerías de malla Teniente**

Una vez determinadas las dimensiones necesarias para definir el modelo, se procede con la construcción de éste. Se construye un modelo tridimensional relativamente pequeño, que consta de un área de hundimiento de 100x100m<sup>2</sup>, además de las galerías y zanjas del nivel de producción asociado a esta área de hundimiento (figura 17).



**Figura 17: Galerías de nivel de producción de MC en MAP3D**

Para modelar el material hundido, que consta del nivel de hundimiento y el material quebrado producto de la propagación del caving, se consideró todo este volumen como excavación.



**Figura 18: Modelo general de MC en MAP3D.**

#### **4.3.1 Supuestos e información base**

Es necesario dejar claro los supuestos para construir los modelos, de manera de conocer las limitaciones propias de este trabajo.

1. Macizo rocoso homogéneo e isotrópico: no se incluyó ningún tipo de estructura en los modelos. Éstas deben considerarse en etapas posteriores y de manera específica a cada zona.
2. Constante tectónica invariante en profundidad: se utilizó una relación lineal para calcular los esfuerzos in-situ, lo que se consideró como una

aproximación aceptable. Bajo este mismo supuesto se sugiere que los esfuerzos inducidos por las excavaciones se comportarán de manera lineal con la profundidad del nivel de producción.

3. Módulo de Young, y razón de Poisson constantes para toda la zona de estudio: se utilizó los mismos parámetros elásticos de la roca, los cuales fueron tomados de datos de valores observados en la mina Teniente-4 Sur (Wattimena, 2003).

| Modulo de Young (E) | Razón de Poison ( $\nu$ ) |
|---------------------|---------------------------|
| 30 [Gpa]            | 0.25                      |

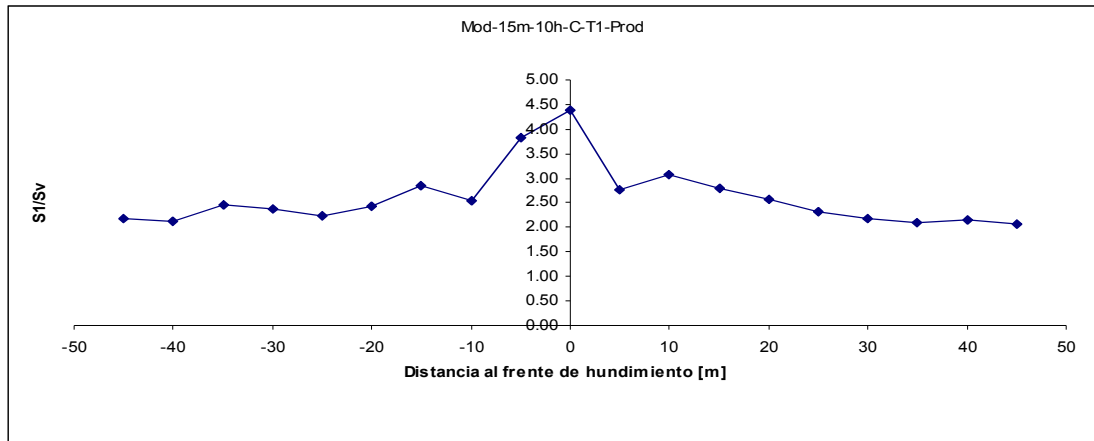
**Tabla 4-5: Propiedades elásticas del modelo**

#### ***4.4 Estudio paramétrico***

Se llevó a cabo un estudio paramétrico para observar la sensibilidad de cada uno de los parámetros definidos anteriormente en los esfuerzos inducidos sobre el nivel de producción de la MC. En este estudio se consideró además, algunas alternativas para la calle de servicio, y para la orientación del frente de avance del hundimiento.

El resultado de este estudio son una serie de gráficos que muestran los esfuerzos inducidos, normalizados por el esfuerzo vertical, a lo largo de las calles de producción y servicios. Estos gráficos podrán ser utilizados para predecir de forma rápida y sencilla, sin tener que realizar más modelamiento numérico, el nivel de esfuerzos inducidos a diferentes profundidades (esfuerzo vertical), y con cualquiera de las alternativas utilizadas en el estudio. A continuación, uno de estos gráficos que muestra los esfuerzos inducidos en la calle de producción de un diseño de minería continua de 15 metros de

espaciamiento, una separación entre niveles de 10 metros, malla cuadrada y con orientación de las calles paralela al esfuerzo principal in-situ.



**Gráfico 1: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para una separación entre niveles de 10m, caso base (calle producción).**

Para gráficos, y tablas, se debe considerar lo siguiente:

- $S1/Sv$ : Esfuerzo principal inducido dividido por esfuerzo vertical in-situ.
- El nombre del gráfico esta compuesto de la siguiente forma: Mod-15m (espaciamiento de malla)-10h (separación entre niveles)-C (tipo de malla)-T1 (orientación del esfuerzo principal)-Prod (tipo de galería).
- Caso base: corresponde a la configuración de diseño preliminar considerada por el IM2, es decir 15 m de espaciamento de malla, 15 m de separación entre niveles y malla cuadrada.

#### 4.4.1 Separación entre niveles

Se realizó un estudio de la influencia de la separación entre niveles de producción y de hundimiento. Para esto se modeló con distancias de 10, 15 y 20 metros, considerando que la separación de diseño es de 15 metros. A continuación se muestran los perfiles de esfuerzo principal para los 3 casos.

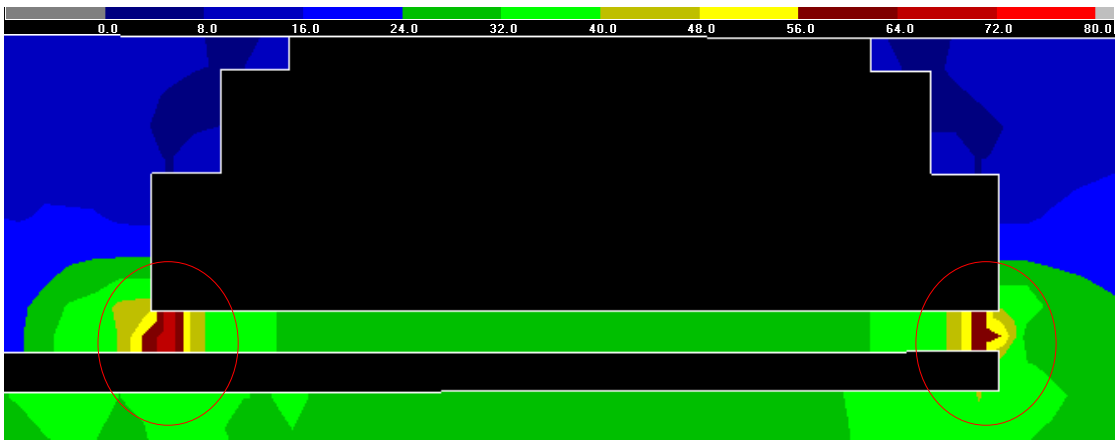
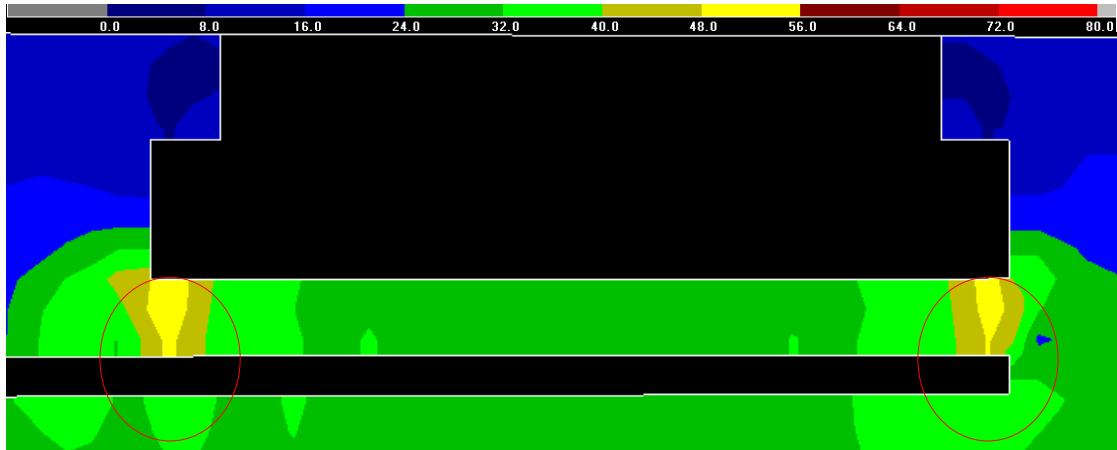
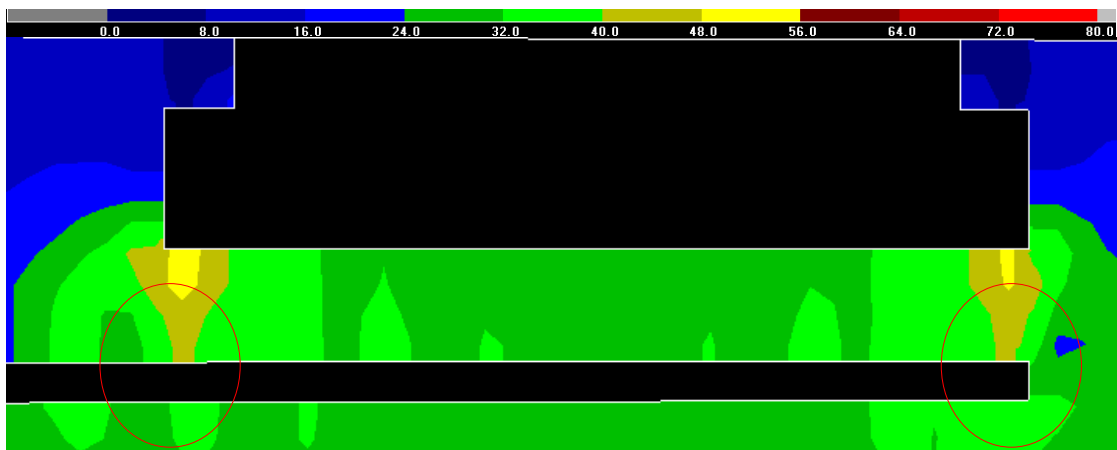


Figura 19: Perfil de esfuerzo principal para separación entre niveles de 10m



**Figura 20: Perfil de esfuerzo principal para separación entre niveles de 15m**

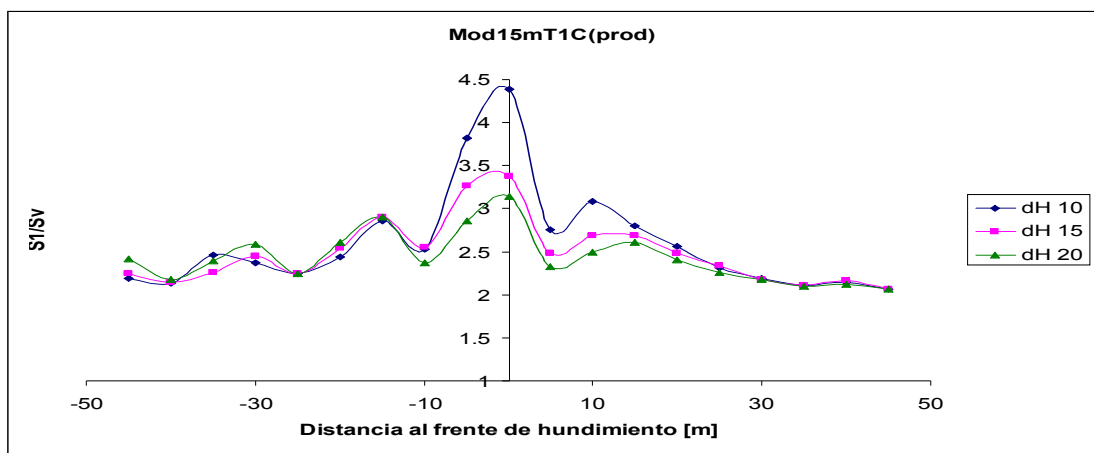


**Figura 21: Perfil de esfuerzo principal para separación entre niveles de 20m**

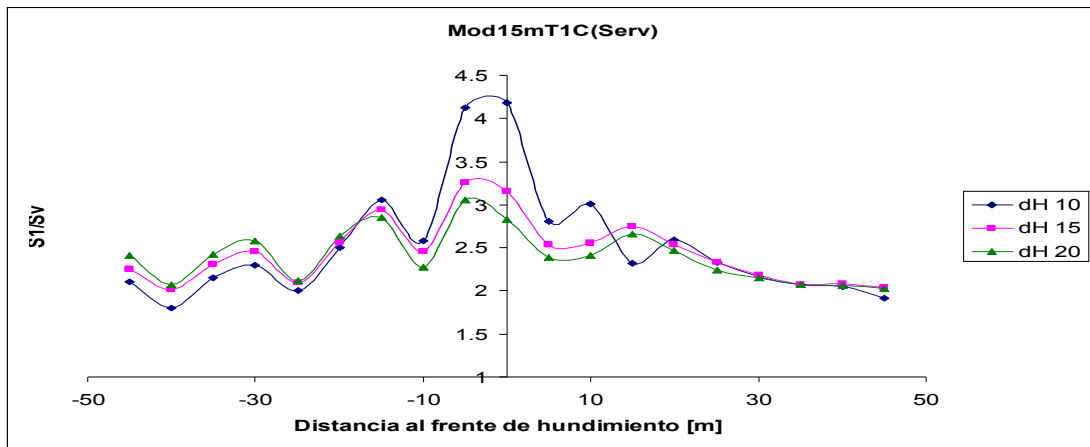
En estas secciones se pueden apreciar el efecto del abuttment stress, que es una acumulación de esfuerzos en torno a la zona hundida, y el efecto sombra, que corresponde a una disminución en los esfuerzos bajo la zona hundida. Ambos efectos se deben a la redistribución de los esfuerzos que originalmente pasaban a través de la zona hundida y que por los cambios en el estado del material (material quebrado), se acumularon en torno a esta zona.



En las figuras anteriores (figuras 19 a 21) se puede observar el efecto de la separación entre niveles, en donde la acumulación del abutment stress se traspasa directamente y en mayor cantidad al nivel de producción en el caso de menor separación. Esto se produce debido a que al disminuir la distancia, se reduce el espacio disponible en donde se pueden redistribuir los esfuerzos.



**Gráfico 2:** Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes separaciones entre niveles, caso base (calle producción).



**Gráfico 3:** Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes separaciones entre niveles, caso base (calle servicio).

Estos gráficos muestran, de manera cuantitativa, la diferencia entre los niveles de esfuerzo inducido a diferentes separaciones entre niveles. Como se puede apreciar, el impacto de disminuir la distancia entre niveles es mucho más fuerte a medida que esta es menor, por ejemplo para la calle de producción si se reduce la separación entre niveles a 10 m, entonces el esfuerzo pick aumenta en casi un 34%, pero si se aumenta la separación a 20m, entonces el esfuerzo pick solo disminuye aproximadamente un 4%.

| S1/Sv            | Separación entre niveles de producción y hundimiento |      |      |
|------------------|--|------|------|
|                  | 10   | 15   | 20   |
| Calle Producción | 4,38   | 3,27 | 3,14 |
| Calle Servicio   | 4,19   | 3,26 | 3,05 |

**Tabla 4-6: Esfuerzo normalizado pick a diferentes separaciones entre niveles.**

Para el caso de la calle de servicio los resultados son similares, aumentando en cerca de un 28% para el caso de 10m, y disminuyendo en cerca de un 6% en el caso de una separación de 20m.

| %                | Separación entre niveles de producción y hundimiento |    |      |
|------------------|--|----|------|
|                  | 10   | 15 | 20   |
| Calle Producción | 33,94  | -  | 3,98 |
| Calle Servicio   | 28,53  | -  | 6,44 |

**Tabla 4-7: Porcentaje de variación del esfuerzo normalizado pick respecto del caso base a diferentes separaciones entre niveles.**

Otra observación interesante de notar, es que detrás del frente de hundimiento (distancias negativas), se aprecia un efecto inverso al antes descrito para los esfuerzos peak (entorno al frente de hundimiento), en donde a mayor separación entre niveles de hundimiento y producción, el esfuerzo principal aumenta. Esto puede explicarse por el efecto sombra, que es más efectivo mientras se esté más cerca del material quebrado

(nivel de hundimiento), ya que si existe una mayor separación los esfuerzos tienden a acomodarse de forma de distribuirse uniformemente. Lo anterior también se puede apreciar observando las figuras 18 a 20, en donde las zonas más oscuras (menor esfuerzo) se atenúan cuando la separación aumenta.

#### 4.4.2 Espaciamiento de malla

Se modeló con diferentes espaciamientos de malla, a partir del diseño original (15 m) y se experimentó además con 13 y 11 m de forma de observar el impacto de un posible aumento en la densidad de puntos de extracción, y por ende mejorar la recuperación reduciendo las zonas muertas.

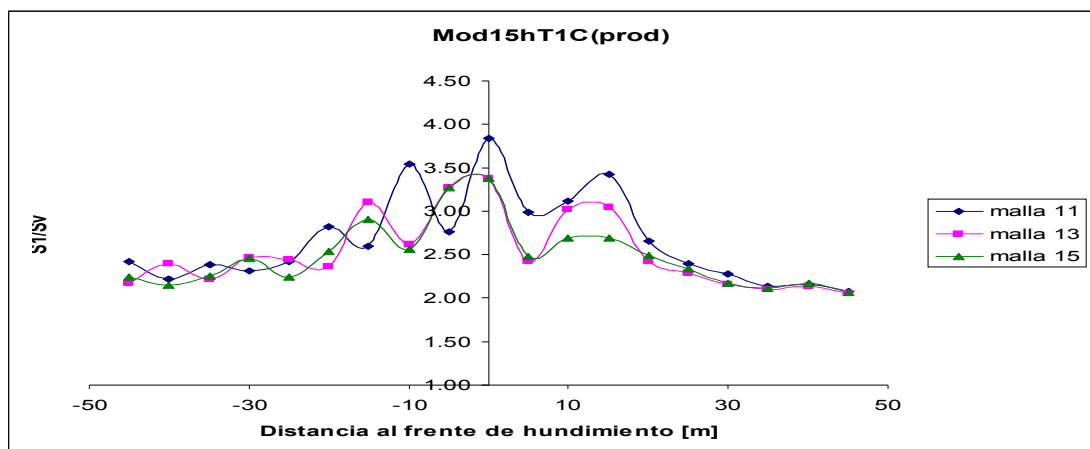
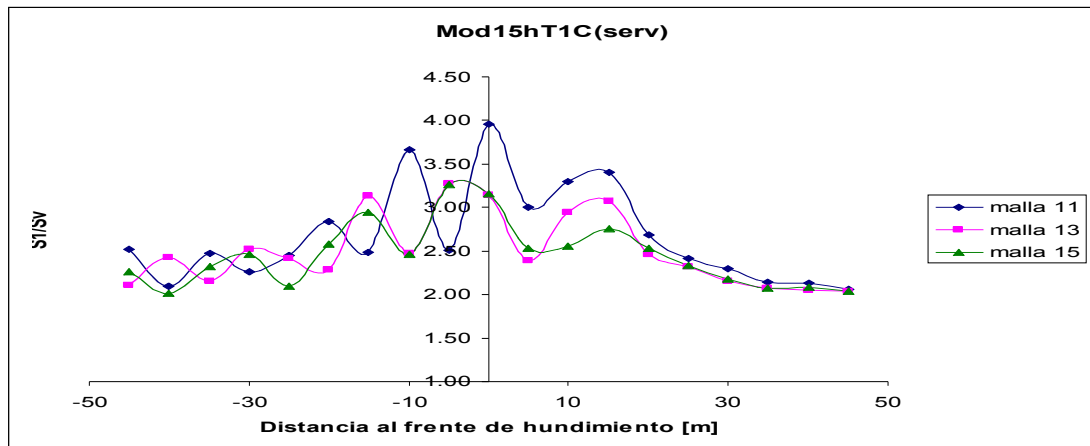


Gráfico 4: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes espaciamientos de malla, caso base, calle producción.

El gráfico anterior muestra, de manera cuantitativa, la diferencia entre los niveles de esfuerzo inducido a diferentes espaciamientos de malla. Como se puede ver, la diferencia en pick de esfuerzo es casi nula entre las mallas de 15 y 13 m, y para el caso

de espaciamiento de 11 m se observa un aumento en el esfuerzo pick de un 17,4% respecto de cualquiera de las otras 2 opciones.



**Gráfico 5: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes espaciamientos de malla, caso base, calle servicio.**

En el caso de la calle de servicio se produce un resultado similar, en donde la variación del esfuerzo pick observada al disminuir el espaciamiento de malla a 13m también es muy baja (0,61%), pero al disminuir el espaciamiento a 11m el esfuerzo pick crece de manera considerable, alcanzando un aumento de más de un 21%.

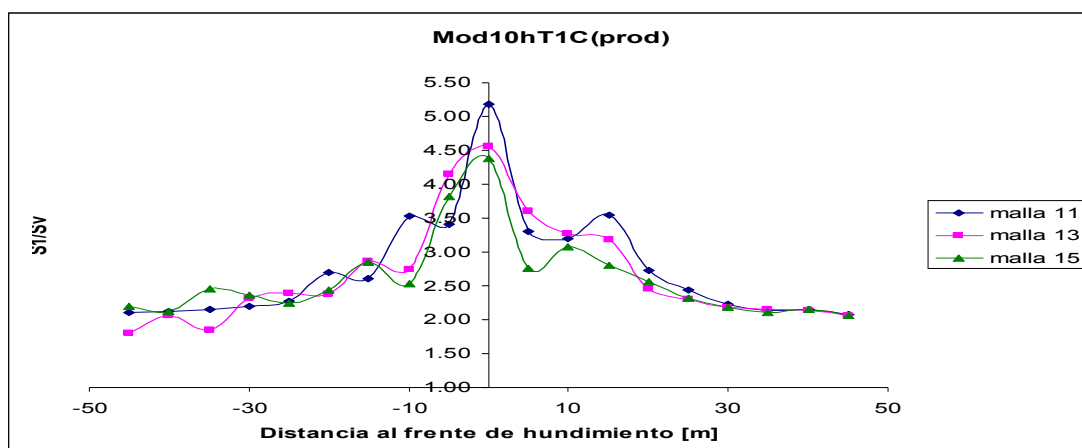
| S1/Sv            | Espaciamiento de malla |      |      |
|------------------|------------------------|------|------|
|                  | 11                     | 13   | 15   |
| Calle Producción | 3,84                   | 3,38 | 3,38 |
| Calle Servicio   | 3,96                   | 3,28 | 3,26 |

**Tabla 4-8: Esfuerzo normalizado pick a diferentes espaciamientos de malla, a 15m separación entre niveles**

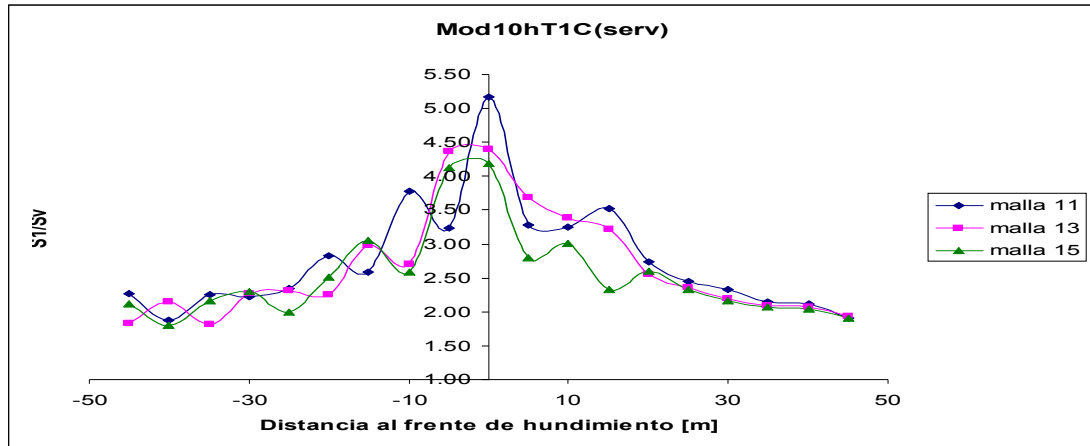
| %                | Espaciamento de malla |      |    |
|------------------|-----------------------|------|----|
|                  | 11                    | 13   | 15 |
| Calle Producción | 13,61                 | 0    | -  |
| Calle Servicio   | 21,47                 | 0,61 | -  |

**Tabla 4-9: Porcentaje de variación del esfuerzo normalizado pick respecto del caso base, a 15m separación entre niveles.**

Para observar de mejor manera esta relación, se modelaron estos mismos casos para un separación entre niveles de 10 m (el caso base es con separación de 15 m).



**Gráfico 6: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes espaciamentos de malla, caso 10 m separación entre niveles, calle producción.**



**Gráfico 7: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes espaciamientos de malla, caso 10 m separación entre niveles, calle servicio.**

En este caso se observa una mayor diferencia, que podría ser explicada, en parte, por un efecto proporcional al ser mayores los esfuerzos en este caso. Al disminuir el espaciamiento de 15 a 13 m se observa un aumento en el esfuerzo pick de 4,34 %, y al disminuir de 13 a 11 m el esfuerzo aumenta en un 13,35 % adicional.

| S1/Sv            | Espaciamiento de malla |      |      |
|------------------|------------------------|------|------|
|                  | 11                     | 13   | 15   |
| Calle Producción | 5,18                   | 4,57 | 4,38 |
| Calle Servicio   | 5,16                   | 4,40 | 4,19 |

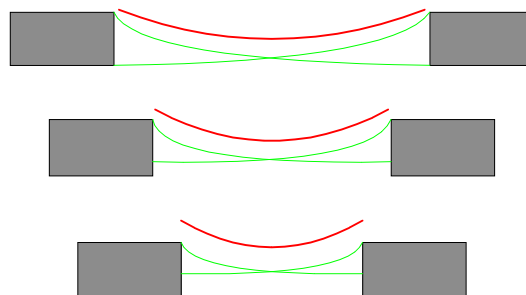
**Tabla 4-10: Esfuerzo normalizado pick a diferentes separaciones entre niveles, 10m separación entre niveles.**

| %                | Espaciamiento de malla |      |    |
|------------------|------------------------|------|----|
|                  | 11                     | 13   | 15 |
| Calle Producción | 18,26                  | 4,34 | -  |
| Calle Servicio   | 23,15                  | 5,01 | -  |

**Tabla 4-11: Porcentaje de variación del esfuerzo normalizado pick respecto del caso base, 10m separación entre niveles.**

Estos resultados indicarían que la diferencia, en cuanto a niveles de esfuerzo, entre utilizar un espaciamiento de malla de 15m y una de 13m es muy baja, por lo que, dependiendo de los beneficios productivos, se podría considerar una reducción de la malla sin una pérdida considerable de estabilidad. En caso de considerar una reducción mayor del espaciamiento de malla, como pasar de 15m a 11m, se debe asumir un incremento considerable de los niveles de esfuerzo pick (del orden de un 20%).

Este crecimiento no-lineal de los esfuerzos peak se produce debido a que al disminuir el tamaño de los pilares, los esfuerzos inducidos por las excavaciones circundantes se acoplan, aumentando de manera considerable. En la figura siguiente se ilustra este efecto. Las líneas amarillas representan la distribución del esfuerzo inducido por cada galería, y la línea roja representa la distribución del esfuerzo inducido total, que es la suma de los inducidos por ambas excavaciones. Cabe señalar que el área bajo las líneas representa el esfuerzo total que es transferido de la galería al pilar, por lo tanto, para todos los casos se debería mantener esta área, ya que el esfuerzo a distribuir es el mismo, independientemente de la distancia entre galerías y solo depende de las dimensiones de la galería (área horizontal). De esta forma se observa como al disminuir la separación entre las excavaciones, el esfuerzo máximo aumenta considerablemente.



**Figura 22: Ilustración del acoplamiento de esfuerzos inducidos.**

Otro aspecto a considerar es que la razón de excavación aumenta, a medida que se reduce el espaciamiento de la malla, esta variación de la razón de excavación estaría ligada a una mayor concentración de esfuerzos.

| Espaciamiento [m] | Área Total [m <sup>2</sup> ] | Pilar [m <sup>2</sup> ] | Excavación [m <sup>2</sup> ] | Razón Excavación [%] | Diferencia R.E. [%] |
|-------------------|------------------------------|-------------------------|------------------------------|----------------------|---------------------|
| 11                | 121                          | 54,3                    | 66,8                         | 55,17                | 7,09                |
| 13                | 169                          | 87,8                    | 81,3                         | 48,08                | 5,52                |
| 15                | 225                          | 129,3                   | 95,8                         | 42,56                |                     |

Tabla 4-12: Razón de excavación para diferentes espaciamientos de malla.

#### 4.4.3 Tipo de malla

Se consideran dos tipos de malla para la MC, malla cuadrada y malla triangular, que están directamente relacionadas con la distribución espacial de los puntos de extracción

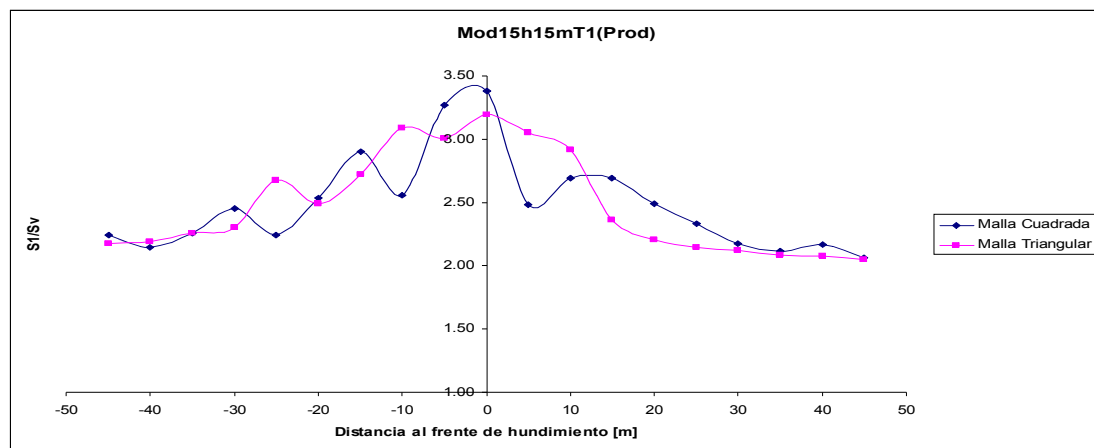
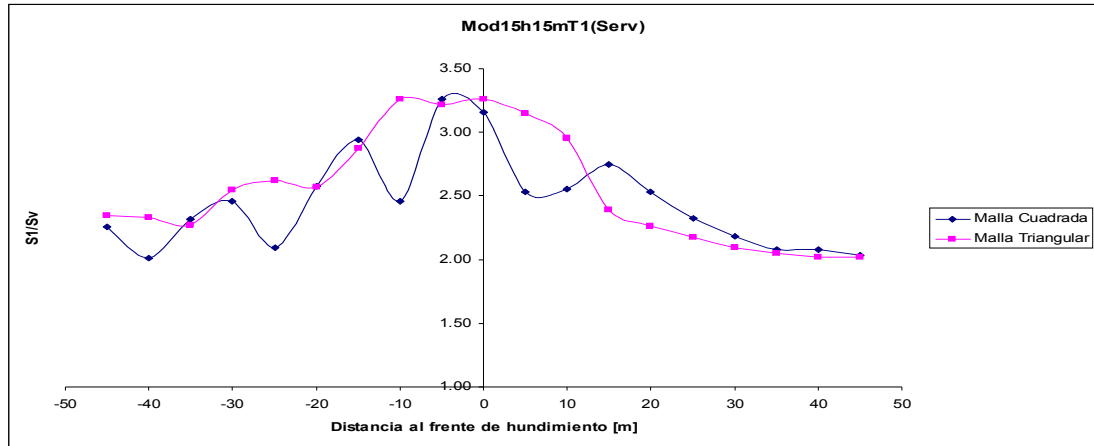


Gráfico 8: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para mallas cuadrada y triangular, caso 15 m separación entre niveles, calle producción.





**Gráfico 9: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para mallas cuadrada y triangular, caso 15 m separación entre niveles, calle servicio.**

Como se puede apreciar en los gráficos anteriores, el comportamiento de los esfuerzos es diferente para cada tipo de malla, observándose una variación periódica (con 15m de periodo) en el caso de la malla cuadrada. Esta variación periódica se produce debido a la alineación de las zanjas, en donde se concentran los esfuerzos (ver figura 7). En cambio la malla triangular presenta una distribución más uniforme dado que las zanjas se encuentran intercaladas, lo que genera una distribución más uniforme de los esfuerzos (ver Figura 6).

En cuanto a la magnitud de los esfuerzos pick, se puede apreciar que ambas mallas presentan esfuerzos peaks muy similares en las zonas de mayor concentración de esfuerzo.

#### **4.4.4 Orientación del esfuerzo principal**

Se consideró una evaluación del efecto de la dirección relativa del esfuerzo principal con la dirección de avance del frente de hundimiento. Para esto se modeló

considerando el esfuerzo principal paralelo al frente de hundimiento (T1), y en dirección perpendicular (T2).

Cabe destacar que el análisis de esfuerzo no considera los esfuerzos inducidos lateralmente (se asume frente de hundimiento amplio), de forma de independizar los resultados de la posición en el frente de hundimiento. Es por esto que esta metodología no refleja la acumulación de esfuerzos a los costados de la dirección del hundimiento

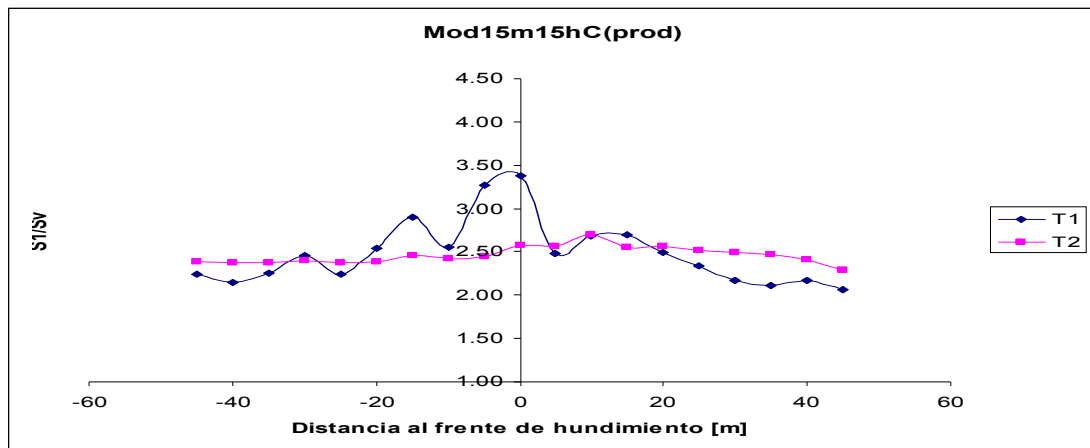


Gráfico 10: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes orientaciones del esfuerzo principal, caso 15 m separación entre niveles, calle producción.

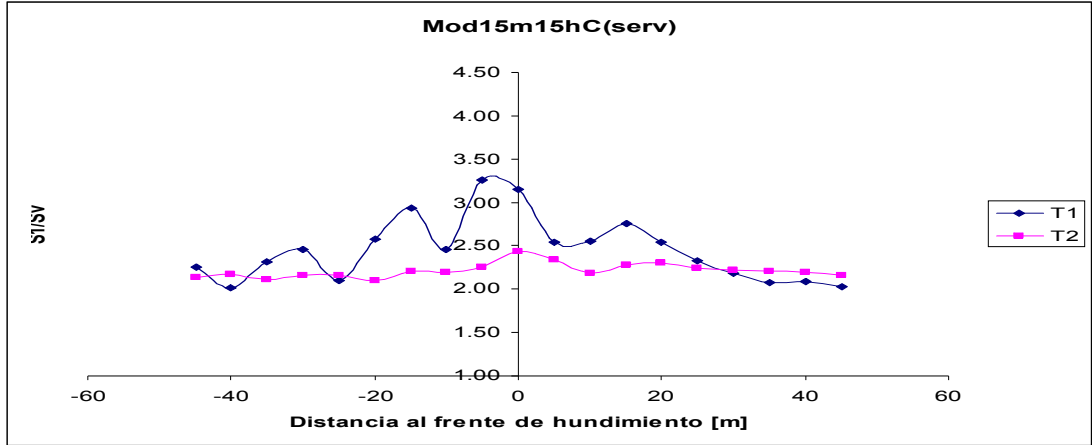


Gráfico 11: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes orientaciones del esfuerzo principal, caso 15 m separación entre niveles, calle servicio.

| S1/Sv            | Orientación del esfuerzo principal respecto de la dirección de avance |      |
|------------------|---|------|
|                  | T1  | T2   |
| Calle Producción | 3.38  | 2.69 |
| Calle Servicio   | 3.26  | 2.44 |

Tabla 4-13: Esfuerzo normalizado pick a diferentes orientaciones del esfuerzo principal.

| %                | Orientación del esfuerzo principal respecto de la dirección de avance |       |
|------------------|---|-------|
|                  | T1  | T2    |
| Calle Producción | -   | 20,41 |
| Calle Servicio   | -   | 25,15 |

Tabla 4-14: Porcentaje de variación del esfuerzo normalizado peak respecto del caso base (T1).

Estos resultados muestran la gran importancia, en términos de esfuerzos inducidos, que tiene la dirección de avance del frente. Considerando que es posible variar la dirección del frente de hundimiento dependiendo del sector de la mina, esta evaluación

puede ser muy útil para determinar una fortificación diferenciada considerando la situación específica de cada sector de la mina.

Considerando lo anterior, sería útil contar con las curvas para ángulos intermedios, de forma de poder responder a un mayor rango de configuraciones posibles.

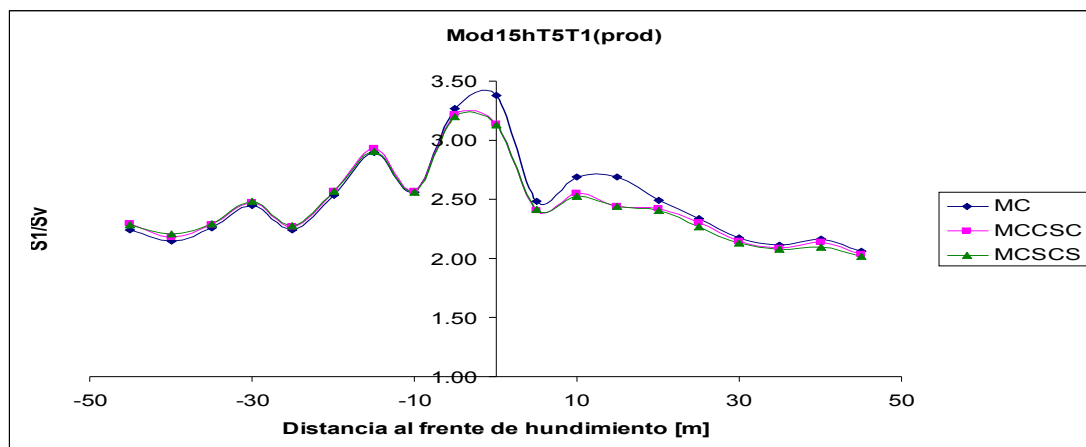
#### **4.4.5 Calle de servicio**

Debido a que la incorporación de la calle de servicio podría ser fuente de inestabilidades, se realizó un análisis de la influencia de ésta considerando 3 opciones:

Con calle de servicio (MC): configuración original con calle de servicio de 3,5x3,5m.

Calle de servicio chica (MCCSC): configuración alternativa, en donde la calle de servicio se reduce a medidas de 2x2. Estas dimensiones serían suficientes para realizar las mantenciones e instalaciones necesarias para los equipos.

Sin calle de servicio (MCSCS): configuración alternativa, en donde se opta por no construir calle de servicio. Con este modelo también se puede analizar el impacto de incorporar la calle de servicio en minería continua.



**Gráfico 12: Esfuerzo principal normalizado en función de la distancia al frente de hundimiento para diferentes opciones de calle de servicio, caso 15 m separación entre niveles.**

|       | MC   | MCCSC | MCSCS |
|-------|------|-------|-------|
| S1/Sz | 3,38 | 3,21  | 3,20  |
| %     | -    | 5,03  | 5,33  |

**Tabla 4-15: Esfuerzos máximo normalizado y variación respecto del caso MC.**

Estos resultados muestran, en primer lugar, que en términos de esfuerzos inducidos la diferencia entre no construir calle de servicio y utilizar una de pequeñas dimensiones (2x2) es casi nula, observándose una diferencia de solo un 0,3% en los resultados del modelamiento.

La diferencia, en cuanto a los esfuerzos máximos inducidos, entre construir la calle de servicios, o no hacerlo es relativamente baja (5,33 %). Esto se explica porque este análisis mide solo los esfuerzos máximos en torno a la calle de producción, y la distancia entre las calles es lo suficientemente grande como para no afectar mayormente los esfuerzos inducidos.

#### 4.5 MC v/s LHD

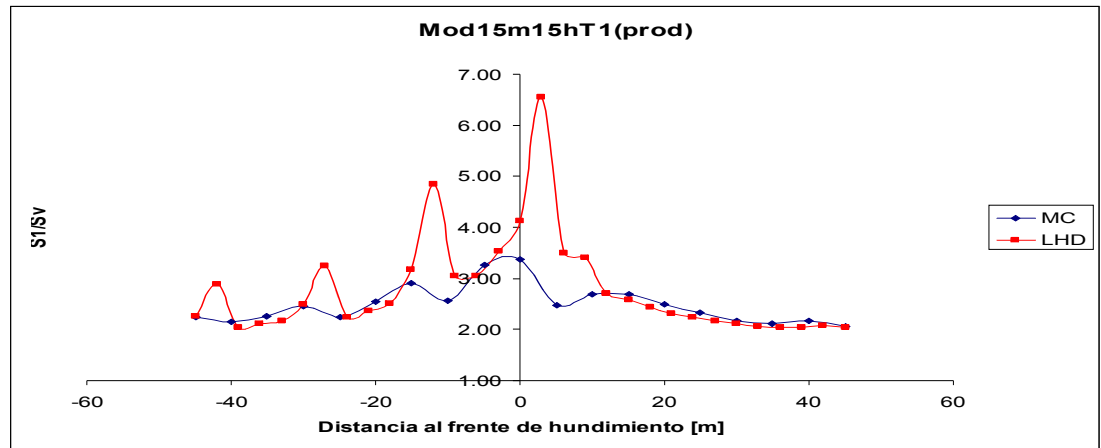
Frente a la necesidad de realizar una evaluación y definir en forma clara y precisa si el diseño de Minería Continua cumple con los requerimientos mínimos de estabilidad, se propone una evaluación relativa de ésta, en donde se comparan los perfiles de esfuerzo de un diseño con resultados conocidos, que en este caso es un diseño de Block Caving mecanizado con malla 15x15 similar a la utilizada en la mina Teniente 4 Sur, y el diseño estándar de la Minería Continua.

En la tabla 4-16 se analiza la diferencia en la razón de excavación de ambas alternativas, en donde la malla Teniente (LHD) obtiene mejores resultados, con una razón de excavación menor en ocho puntos porcentuales, lo cual se debe claramente a la incorporación de la calle de servicio. Un punto muy importante de mencionar es que esta relación no considera la forma de las excavaciones, ni los esfuerzos inducidos, factores que se conoce tienen gran influencia en la estabilidad del nivel de producción en minería por Block Caving. Por esta razón, una comparación basada sólo en esta relación sería incompleta.

| Espaciamiento<br>[m] | Área Total<br>[m <sup>2</sup> ] | Pilar<br>[m <sup>2</sup> ] | Excavación<br>[m <sup>2</sup> ] | Razón Excavación<br>[%] |
|----------------------|---------------------------------|----------------------------|---------------------------------|-------------------------|
| LHD                  | 450                             | 296.4                      | 153.6                           | 34.1                    |
| MC                   | 225                             | 129.3                      | 95.8                            | 42.6                    |

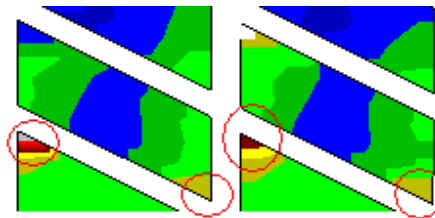
**Tabla 4-16: Razón de excavación para MC y LHD.**

Para este análisis se decidió generar grillas de cálculo de esfuerzo cada 3 metros, de forma de evitar el sesgo producto de la regularidad de la malla. A continuación se muestra el gráfico de comparación para las mallas equivalentes (15x15) de ambas configuraciones.



**Gráfico 13: Comparación de esfuerzo principal normalizado para MC v/s LHD (1)**

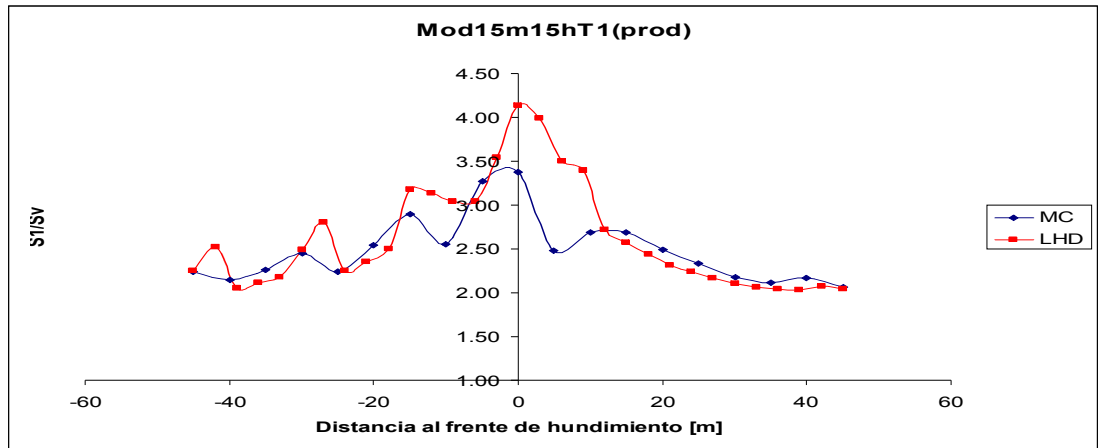
En el gráfico anterior se distinguen claramente puntos de alta concentración de esfuerzos de manera periódica en el caso LHD. Estos puntos corresponden a las esquinas con ángulo agudo que se forman en el diseño de malla tipo Teniente.



**Figura 23: Esfuerzos en un sector de malla tipo Teniente.**

En la práctica, estas esquinas no existen, ya que el esfuerzo inducido sobre estas supera la resistencia de la roca, más aún, durante el desarrollo de las galerías se produce normalmente una sobre-excavación que elimina parte de esta esquina, o bien durante la operación se produce erosión de ésta producto del tránsito de equipos o vibraciones por tronadura.

Considerando lo anterior, se asumió que estas esquinas, con alta concentración de esfuerzos, se fracturarían de una u otra forma, por lo que las mediciones se realizaron en el entorno de estas para tener una estimación un poco más real del esfuerzo que se observará.



**Gráfico 14: Comparación de esfuerzo principal normalizado para MC v/s LHD (2)**

En este gráfico se observa claramente que la geometría es un factor importante en la acumulación de esfuerzos, generando diferencias de más de un 22 % en el esfuerzo peak. Esta diferencia se produce y se acentúa a medida que el nivel de esfuerzos aumenta, maximizándose en la zona donde el abutment stress actúa directamente, pero en los sectores en donde no se presenta abutment stress, ni construcción de zanjas, la alternativa LHD presenta esfuerzos menores producto de su menor razón de excavación.

|       | MC   | LHD   |
|-------|------|-------|
| S1/Sv | 3,38 | 4,13  |
| %     | -    | 22,19 |

**Tabla 4-17: Esfuerzo principal normalizado para MC y LHD y variación porcentual.**



Considerando que los esfuerzos inducidos máximos observados en la MC son menores a los de la configuración LHD, la estabilidad de la MC no debiera considerarse inferior a la del diseño convencional tipo Teniente (LHD).

## **CAPÍTULO 5**

### **Conclusiones**

#### *5.1 Conclusiones del trabajo*

La estabilidad del nivel de producción es uno de los factores más importantes dentro de una explotación mediante Block Caving, tanto por riesgos a las personas, como por su impacto en la extracción de mineral. Un sector colapsado podría significar millones de toneladas de mineral perdido. Esta estabilidad está fuertemente ligada a los esfuerzos inducidos que se producen en la vecindad de los grandes volúmenes de roca hundida, lo cual se puede constatar tanto por la experiencia práctica, en donde los colapsos se observan principalmente en la zona de abutment stress, como por los modelos presentados en este trabajo, en donde los mayores esfuerzos se concentran en el perímetro de la columna hundida.

Los métodos actuales para el diseño del nivel de producción en Block Caving poseen algunas limitaciones, especialmente si se considera que la MC posee diferencias significativas, tanto en el diseño como en la dinámica de la extracción, a los métodos por hundimiento tradicionales. En este sentido, las metodologías empíricas basadas en la clasificación del macizo rocoso presentan la desventaja de no considerar la geometría de las excavaciones, ni la orientación de las galerías con respecto al esfuerzo principal. Las metodologías basadas en criterio experto siempre proveen de lineamientos muy buenos, pero esta información es solo de carácter cualitativo, lo que hace que sea incompleta. Además se debe considerar que estas metodologías empíricas se basan en resultados y observaciones realizadas históricamente en otras minas, las que como antes se mencionó, poseen algunas diferencias a la MC.

Los modelos numéricos carecen de un nexo entre sus resultados y las recomendaciones al diseño y/o fortificación. Por este motivo, las metodologías semi-empíricas se presentan como una solución atractiva para integrar la precisión de modelos numéricos, con la ventaja comparativa de incorporar interpretación. Además de esto, las evaluaciones con modelamiento numérico se construyen para un caso en específico, lo que dificulta su aplicación para un problema general como el que se pretende en la MC.

Se propuso una metodología alternativa, orientada al apoyo en el diseño del nivel de producción de la MC. Esta metodología permite cuantificar los esfuerzos inducidos para todas las variantes actualmente consideradas en el diseño de la MC, bajo diferentes escenarios de esfuerzos in-situ, estos últimos enfocados en el caso chileno en donde uno de los esfuerzos horizontales dobla a los otros dos.

Al desarrollar una metodología como ésta, que conlleva una base de datos amplia, se genera una herramienta muy práctica y flexible de apoyo al diseño preliminar de la MC.

Los parámetros estudiados fueron la distancia entre niveles de producción y hundimiento, el espaciamiento entre puntos de extracción, tipo de malla (cuadrada o triangular), orientación del frente de hundimiento respecto del esfuerzo principal y la influencia de la calle de servicio y sus dimensiones. Para esto último se modeló con las dimensiones de diseño originales de la MC, con dimensiones reducidas, y sin calle de servicio.

Una de las primeras conclusiones al observar los resultados, es que el modelo es capaz de reproducir efectos observados en la práctica, como lo son el abutment stress y efecto sombra (reducción de esfuerzos bajo la columna hundida), lo cual le otorga confianza al modelo.

El análisis paramétrico mostró resultados interesantes, en el caso de la separación entre niveles de producción y hundimiento se observó que es mucho más sensible a la disminución (cerca de un 30% más en el esfuerzo máximo), que al aumento de esta distancia (cerca de un 5% menos en el esfuerzo máximo). Además se observó que el efecto sombra se atenúa con la separación entre niveles, es decir, bajo la columna excavada los esfuerzos aumentan a medida se incrementa la separación. Ambos efectos se producen debido a que a mayor separación, los esfuerzos tienen más espacio para “acomodarse”, homogeneizando la distribución de esfuerzos.

En el caso del espaciamiento entre puntos de extracción, los resultados muestran que los esfuerzos máximos inducidos para espaciamientos de 15 y 13 m tienen una diferencia mínima, esto representaría que nos encontramos cerca del radio de influencia de los esfuerzos inducidos por las galerías, pero se debe tener claro que este radio depende de la magnitud de los esfuerzos que actúan sobre el sistema. Otra observación interesante es que a medida que el espaciamiento disminuye, el aumento en el esfuerzo inducido máximo se hace considerablemente mayor, ocasionado en parte por el acoplamiento de esfuerzos inducidos por las excavaciones a los lados del pilar, y también, por el aumento en la tasa de variación de la razón de excavación.

Para el análisis del tipo de malla, cuadrada o triangular, se pudo mostrar que la diferencia en cuanto al esfuerzo máximo inducido es relativamente baja, en donde la malla triangular tiene mejores resultados debido a que las excavaciones se encuentran más homogéneamente distribuidas. Considerando que las ventajas operativas de la malla cuadrada son considerablemente mayores, no se justificaría la utilización de la malla triangular.

La orientación del avance del frente de hundimiento con respecto al esfuerzo principal tiene una importancia particular, ya que generalmente en una mina se deberá avanzar en más de una dirección, por lo que es importante conocer el efecto que tendrá

este cambio, de manera de tomar las precauciones necesarias. Cuando se avanza en dirección perpendicular el esfuerzo máximo disminuye en más de un 20%. Este análisis sugiere la concepción de una ejecución diferenciada en la fortificación.

La calle de servicio resultó tener una influencia relativamente baja, con una variación cercana al 5% entre las alternativas de incorporar o no esta excavación. Se consideró asimismo la opción de construir una calle de servicio pequeña (2x2m), la que impactó de manera insignificante los esfuerzos inducidos (menor a 1% de diferencia). Esto indica, que de ser factible técnicamente, la mejor alternativa sería la construcción de la calle de servicio pequeña.

Con el conocimiento de cómo estas variables de diseño pueden reducir los esfuerzos y minimizar el daño, se puede llegar a optimizar la estrategia de hundimiento, el diseño del layout y la fortificación, conciliando tanto los aspectos técnico-económicos como la estabilidad del diseño.

Finalmente, al comparar el diseños de la Minería Continua, con el de Block Caving tradicional (malla tipo Teniente, mecanizado) se concluye que, a pesar de tener una razón de excavación menor, el diseño tradicional presenta esfuerzos inducidos mayores que la MC, debido principalmente a la forma de sus excavaciones, que al poseer esquinas agudas acumulan más esfuerzo, especialmente en la zona de abuttment stress.

Considerando lo anterior, la alternativa de la Minería Continua no debiera presentar mayores problemas que su equivalente en malla Teniente (LHD) desde el punto de vista de los cambios generados al diseño. Todo esto bajo un análisis estático de los diseños con espaciamiento de 15m.

## **5.2 Recomendaciones**

Dado los resultados positivos obtenidos en este estudio, se hace necesaria una validación de los resultados generados con el modelamiento numérico.

Uno de los principales problemas en el estudio de la estabilidad de excavaciones mineras es la gran cantidad de fuentes de incertidumbre, tanto desde el punto de vista de las características propia del ambiente de estudio (características de la roca, esfuerzos in-situ, estructuras, etc.), como de las herramientas o fórmulas utilizadas para estimar los esfuerzos inducidos y la resistencia del macizo. En este sentido sería de gran utilidad contar con modelos que incorporen la incertidumbre tanto natural, como la asociada a la metodología.

Algunas características propias de la MC, como la incorporación de acondicionamiento de la roca, el aumento de la tasa de extracción, y asociado a este último, la disminución de la vida de los puntos de extracción (dependencia en el tiempo de la resistencia de la roca), no fueron considerados en este estudio, debido principalmente a la complejidad que requiere el análisis de cada uno de estos temas. En una siguiente etapa de estudio se recomienda estudiar, de forma detallada, el efecto de estas características en la distribución de los esfuerzos.

## **BIBLIOGRAFÍA**

- Brown, E., 2004. Geomechanics: The Critical Engineering Discipline for Mass Mining.
- Brown, E., 2003. Block Caving Geomechanics. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland.
- Encina, V. Et al, 2008. Mechanized Continuous Drawing System: A technical answer to increase production capacity for large Block Caving Mines.
- Encina, V., 2008. Conceptualización Y Fundamentación Técnico-Económica Del Método De Minería Continua.
- González, F., 2008. Metodología Para Diseño de Mallas de Extracción Incorporando Autómatas Celulares. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas.
- Krstulovic, G., 2004. ALCODER A New Method for Evaluating Stability of Rock Excavation.
- Laubscher, D., 1994. Cave Mining – The State Of The Art.
- Mine Modelling Pty Ltd. 2006. MAP3D User's Manual.

- Trueman, R., Pierce, M., Wattimena, R., 2002. Quantifying Stresses and Support Requirements in the Undercut and Production Level of Block and Panel Caving Mines.
- Vidal, M., 2006. Análisis Geomecánico, Hundimiento de Pilar, Sector ICO-IW.
- Villaescusa, E. y Li, J., 2004. A Review of Empirical Methods Used to Estimate Rock Mass Compressive Strength and Deformability in the Mining Industry.
- Villegas, F., 2008. Evaluación Geomecánica Diseño Modulo de Extracción Minería Continua.
- Wattimena, R., 2003, Designing Undercut and Production Level Drifts of Block Caving Mines. Tesis para el grado de Doctor of Philosophy, The University of Queensland, Brisbane, Australia.
- Wiles, T., 2005. Reliability of Numerical Modelling Predictions.



## ANEXO A

### Tablas de resultados

A continuación se incluyen las tablas con los resultados de los esfuerzos para cada modelo construido.

Considerando que el nivel de producción siempre se construyó a la misma altura, el esfuerzo vertical in-situ (pre-minería) es constante para todos los modelos, su valor es de 13,5 Mpa.

| D   | Mod-11m-10h-C-T1-Prod |       | Mod-11m-10h-C-T1-Serv |       | Mod-11m-10h-T-T1-Prod |       | Mod-11m-10h-T-T1-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 27,99                 | 2,08  | 25,76                 | 1,91  | 27,93                 | 2,07  | 25,69                 | 1,91  |
| 40  | 29,00                 | 2,15  | 28,57                 | 2,12  | 28,68                 | 2,13  | 28,24                 | 2,10  |
| 35  | 28,87                 | 2,14  | 28,94                 | 2,15  | 29,00                 | 2,15  | 29,02                 | 2,15  |
| 30  | 29,93                 | 2,22  | 31,39                 | 2,33  | 29,57                 | 2,19  | 30,82                 | 2,29  |
| 25  | 32,79                 | 2,43  | 32,97                 | 2,45  | 32,12                 | 2,38  | 32,28                 | 2,40  |
| 20  | 36,66                 | 2,72  | 36,81                 | 2,73  | 32,49                 | 2,41  | 36,12                 | 2,68  |
| 15  | 47,68                 | 3,54  | 47,36                 | 3,51  | 45,67                 | 3,39  | 45,56                 | 3,38  |
| 10  | 43,07                 | 3,20  | 43,75                 | 3,25  | 49,35                 | 3,66  | 48,95                 | 3,63  |
| 5   | 44,46                 | 3,30  | 44,10                 | 3,27  | 42,64                 | 3,16  | 52,06                 | 3,86  |
| 0   | 69,78                 | 5,18  | 69,54                 | 5,16  | 61,33                 | 4,55  | 67,87                 | 5,04  |
| -5  | 45,92                 | 3,41  | 43,62                 | 3,24  | 52,58                 | 3,90  | 65,25                 | 4,84  |
| -10 | 47,56                 | 3,53  | 50,91                 | 3,78  | 43,53                 | 3,23  | 48,26                 | 3,58  |
| -15 | 35,20                 | 2,61  | 34,93                 | 2,59  | 37,57                 | 2,79  | 43,22                 | 3,21  |
| -20 | 36,30                 | 2,69  | 38,01                 | 2,82  | 34,84                 | 2,59  | 36,45                 | 2,71  |
| -25 | 30,68                 | 2,28  | 31,59                 | 2,34  | 32,07                 | 2,38  | 33,42                 | 2,48  |
| -30 | 29,58                 | 2,20  | 29,87                 | 2,22  | 29,76                 | 2,21  | 30,84                 | 2,29  |
| -35 | 28,90                 | 2,14  | 30,40                 | 2,26  | 29,50                 | 2,19  | 29,84                 | 2,22  |
| -40 | 28,65                 | 2,13  | 25,36                 | 1,88  | 28,33                 | 2,10  | 30,49                 | 2,26  |
| -45 | 28,42                 | 2,11  | 30,63                 | 2,27  | 28,76                 | 2,13  | 30,12                 | 2,24  |

#### Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (1)

| D   | Mod-11m-10h-C-T2-Prod |       | Mod-11m-10h-C-T2-Serv |       | Mod-11m-10h-T-T2-Prod |       | Mod-11m-10h-T-T2-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 30,32                 | 2,25  | 28,37                 | 2,11  | 30,28                 | 2,25  | 28,37                 | 2,11  |
| 40  | 31,65                 | 2,35  | 28,50                 | 2,12  | 31,65                 | 2,35  | 28,46                 | 2,11  |
| 35  | 32,27                 | 2,40  | 28,54                 | 2,12  | 32,18                 | 2,39  | 28,51                 | 2,12  |
| 30  | 32,62                 | 2,42  | 28,77                 | 2,14  | 32,58                 | 2,42  | 28,80                 | 2,14  |
| 25  | 33,12                 | 2,46  | 29,05                 | 2,16  | 32,96                 | 2,45  | 29,40                 | 2,18  |
| 20  | 33,75                 | 2,50  | 29,21                 | 2,17  | 33,41                 | 2,48  | 30,37                 | 2,25  |
| 15  | 37,35                 | 2,77  | 37,33                 | 2,77  | 35,85                 | 2,66  | 36,14                 | 2,68  |
| 10  | 33,19                 | 2,46  | 29,14                 | 2,16  | 37,80                 | 2,81  | 38,16                 | 2,83  |
| 5   | 39,39                 | 2,92  | 39,77                 | 2,95  | 38,29                 | 2,84  | 38,59                 | 2,86  |
| 0   | 47,80                 | 3,55  | 45,30                 | 3,36  | 39,83                 | 2,96  | 43,99                 | 3,26  |
| -5  | 31,64                 | 2,35  | 29,53                 | 2,19  | 32,13                 | 2,39  | 35,22                 | 2,61  |
| -10 | 31,49                 | 2,34  | 23,25                 | 1,73  | 31,18                 | 2,31  | 28,82                 | 2,14  |
| -15 | 30,36                 | 2,25  | 31,16                 | 2,31  | 30,66                 | 2,28  | 27,98                 | 2,08  |
| -20 | 30,45                 | 2,26  | 26,92                 | 2,00  | 30,25                 | 2,25  | 27,72                 | 2,06  |
| -25 | 29,93                 | 2,22  | 25,81                 | 1,92  | 30,11                 | 2,23  | 27,41                 | 2,03  |
| -30 | 29,97                 | 2,22  | 26,33                 | 1,95  | 29,99                 | 2,23  | 27,38                 | 2,03  |

|     |       |      |       |      |       |      |       |      |
|-----|-------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
| -35 | 29,80 | 2,21 | 25,73 | 1,91 | 29,85 | 2,22 | 27,09 | 2,01 |
| -40 | 29,77 | 2,21 | 26,18 | 1,94 | 30,02 | 2,23 | 27,29 | 2,03 |
| -45 | 29,89 | 2,22 | 25,86 | 1,92 | 29,89 | 2,22 | 27,12 | 2,01 |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (2)**

| D   | Mod-13m-10h-C-T1-Prod |       | Mod-13m-10h-C-T1-Serv |       | Mod-13m-10h-T-T1-Prod |       | Mod-13m-10h-T-T1-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 27,67                 | 2,05  | 26,11                 | 1,94  | 27,54                 | 2,04  | 25,46                 | 1,89  |
| 40  | 28,77                 | 2,14  | 27,93                 | 2,07  | 28,11                 | 2,09  | 26,87                 | 1,99  |
| 35  | 29,00                 | 2,15  | 28,22                 | 2,09  | 27,97                 | 2,08  | 27,67                 | 2,05  |
| 30  | 29,40                 | 2,18  | 29,64                 | 2,20  | 28,46                 | 2,11  | 28,85                 | 2,14  |
| 25  | 31,10                 | 2,31  | 31,82                 | 2,36  | 29,83                 | 2,21  | 30,13                 | 2,24  |
| 20  | 33,06                 | 2,45  | 34,38                 | 2,55  | 31,21                 | 2,32  | 31,81                 | 2,36  |
| 15  | 42,83                 | 3,18  | 43,32                 | 3,21  | 33,46                 | 2,48  | 34,35                 | 2,55  |
| 10  | 44,12                 | 3,27  | 45,69                 | 3,39  | 40,08                 | 2,97  | 41,36                 | 3,07  |
| 5   | 48,65                 | 3,61  | 49,73                 | 3,69  | 42,22                 | 3,13  | 45,56                 | 3,38  |
| 0   | 61,54                 | 4,57  | 59,29                 | 4,40  | 55,87                 | 4,15  | 53,98                 | 4,01  |
| -5  | 55,97                 | 4,15  | 58,91                 | 4,37  | 47,97                 | 3,56  | 51,77                 | 3,84  |
| -10 | 37,02                 | 2,75  | 36,43                 | 2,70  | 39,84                 | 2,96  | 46,12                 | 3,42  |
| -15 | 38,66                 | 2,87  | 40,19                 | 2,98  | 36,04                 | 2,68  | 41,56                 | 3,08  |
| -20 | 32,03                 | 2,38  | 30,44                 | 2,26  | 32,99                 | 2,45  | 36,11                 | 2,68  |
| -25 | 32,26                 | 2,39  | 31,23                 | 2,32  | 31,38                 | 2,33  | 30,56                 | 2,27  |
| -30 | 31,13                 | 2,31  | 30,49                 | 2,26  | 31,09                 | 2,31  | 31,55                 | 2,34  |
| -35 | 24,95                 | 1,85  | 24,52                 | 1,82  | 28,01                 | 2,08  | 30,70                 | 2,28  |
| -40 | 27,67                 | 2,05  | 28,84                 | 2,14  | 29,85                 | 2,22  | 29,10                 | 2,16  |
| -45 | 24,30                 | 1,80  | 24,74                 | 1,84  | 28,31                 | 2,10  | 27,50                 | 2,04  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (3)**

| D   | Mod-13m-10h-C-T2-Prod |       | Mod-13m-10h-C-T2-Serv |       | Mod-13m-10h-T-T2-Prod |       | Mod-13m-10h-T-T2-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 30,55                 | 2,27  | 28,69                 | 2,13  | 30,50                 | 2,26  | 28,69                 | 2,13  |
| 40  | 32,13                 | 2,38  | 29,25                 | 2,17  | 32,03                 | 2,38  | 29,14                 | 2,16  |
| 35  | 32,80                 | 2,43  | 29,37                 | 2,18  | 32,65                 | 2,42  | 29,13                 | 2,16  |
| 30  | 33,17                 | 2,46  | 29,62                 | 2,20  | 33,07                 | 2,45  | 29,33                 | 2,18  |
| 25  | 33,59                 | 2,49  | 29,92                 | 2,22  | 33,33                 | 2,47  | 29,77                 | 2,21  |
| 20  | 34,29                 | 2,54  | 29,84                 | 2,22  | 33,85                 | 2,51  | 30,43                 | 2,26  |
| 15  | 34,69                 | 2,57  | 34,49                 | 2,56  | 34,40                 | 2,55  | 31,25                 | 2,32  |
| 10  | 33,81                 | 2,51  | 25,07                 | 1,86  | 34,91                 | 2,59  | 32,74                 | 2,43  |
| 5   | 35,52                 | 2,64  | 33,14                 | 2,46  | 34,83                 | 2,59  | 33,44                 | 2,48  |
| 0   | 37,71                 | 2,80  | 48,18                 | 3,58  | 41,82                 | 3,10  | 40,65                 | 3,02  |
| -5  | 32,18                 | 2,39  | 29,81                 | 2,21  | 32,82                 | 2,44  | 33,73                 | 2,50  |
| -10 | 32,32                 | 2,40  | 24,45                 | 1,81  | 31,68                 | 2,35  | 25,63                 | 1,90  |
| -15 | 31,31                 | 2,32  | 22,50                 | 1,67  | 31,26                 | 2,32  | 23,69                 | 1,76  |
| -20 | 30,69                 | 2,28  | 24,89                 | 1,85  | 31,01                 | 2,30  | 24,64                 | 1,83  |
| -25 | 30,81                 | 2,29  | 22,37                 | 1,66  | 30,75                 | 2,28  | 24,55                 | 1,82  |
| -30 | 30,22                 | 2,24  | 18,65                 | 1,38  | 30,61                 | 2,27  | 22,42                 | 1,66  |
| -35 | 30,13                 | 2,24  | 25,28                 | 1,88  | 30,48                 | 2,26  | 16,82                 | 1,25  |
| -40 | 30,14                 | 2,24  | 13,67                 | 1,01  | 30,37                 | 2,25  | 24,47                 | 1,82  |
| -45 | 30,08                 | 2,23  | 22,85                 | 1,70  | 30,62                 | 2,27  | 21,90                 | 1,63  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (4)**

| D  | Mod-15m-10h-C-T1-Prod |       | Mod-15m-10h-C-T1-Serv |       | Mod-15m-10h-T-T1-Prod |       | Mod-15m-10h-T-T1-Serv |       |
|----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|    | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45 | 27,80                 | 2,06  | 25,74                 | 1,91  | 27,54                 | 2,04  | 25,53                 | 1,89  |
| 40 | 28,90                 | 2,15  | 27,59                 | 2,05  | 27,90                 | 2,07  | 26,66                 | 1,98  |
| 35 | 28,40                 | 2,11  | 27,95                 | 2,07  | 28,10                 | 2,09  | 27,56                 | 2,05  |

|     |       |      |       |      |       |      |       |      |
|-----|-------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
| 30  | 29,45 | 2,19 | 29,21 | 2,17 | 28,70 | 2,13 | 28,36 | 2,10 |
| 25  | 31,16 | 2,31 | 31,42 | 2,33 | 29,16 | 2,16 | 29,58 | 2,20 |
| 20  | 34,55 | 2,56 | 34,97 | 2,60 | 30,29 | 2,25 | 31,27 | 2,32 |
| 15  | 37,73 | 2,80 | 31,28 | 2,32 | 33,05 | 2,45 | 33,62 | 2,50 |
| 10  | 41,50 | 3,08 | 40,52 | 3,01 | 41,39 | 3,07 | 42,31 | 3,14 |
| 5   | 37,11 | 2,75 | 37,77 | 2,80 | 38,46 | 2,85 | 46,04 | 3,42 |
| 0   | 59,08 | 4,38 | 56,40 | 4,19 | 53,57 | 3,98 | 53,88 | 4,00 |
| -5  | 51,47 | 3,82 | 55,65 | 4,13 | 45,64 | 3,39 | 50,13 | 3,72 |
| -10 | 34,13 | 2,53 | 34,76 | 2,58 | 38,30 | 2,84 | 45,97 | 3,41 |
| -15 | 38,43 | 2,85 | 41,10 | 3,05 | 34,95 | 2,59 | 40,16 | 2,98 |
| -20 | 32,86 | 2,44 | 33,75 | 2,51 | 32,22 | 2,39 | 34,12 | 2,53 |
| -25 | 30,18 | 2,24 | 26,95 | 2,00 | 30,81 | 2,29 | 33,08 | 2,46 |
| -30 | 31,90 | 2,37 | 30,94 | 2,30 | 30,21 | 2,24 | 31,32 | 2,32 |
| -35 | 33,16 | 2,46 | 29,06 | 2,16 | 30,03 | 2,23 | 29,35 | 2,18 |
| -40 | 28,66 | 2,13 | 24,20 | 1,80 | 29,17 | 2,16 | 28,97 | 2,15 |
| -45 | 29,52 | 2,19 | 28,45 | 2,11 | 28,86 | 2,14 | 28,61 | 2,12 |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (5)**

| D   | Mod-15m-10h-C-T2-Prod |       | Mod-15m-10h-C-T2-Serv |       | Mod-15m-10h-T-T2-Prod |       | Mod-15m-10h-T-T2-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 30,77                 | 2,28  | 29,09                 | 2,16  | 30,67                 | 2,28  | 28,99                 | 2,15  |
| 40  | 32,50                 | 2,41  | 29,52                 | 2,19  | 32,43                 | 2,41  | 29,43                 | 2,18  |
| 35  | 33,22                 | 2,47  | 29,67                 | 2,20  | 32,99                 | 2,45  | 29,46                 | 2,19  |
| 30  | 33,59                 | 2,49  | 29,82                 | 2,21  | 33,40                 | 2,48  | 29,66                 | 2,20  |
| 25  | 34,01                 | 2,52  | 30,27                 | 2,25  | 33,74                 | 2,50  | 30,13                 | 2,24  |
| 20  | 34,44                 | 2,56  | 30,91                 | 2,29  | 34,09                 | 2,53  | 30,82                 | 2,29  |
| 15  | 34,22                 | 2,54  | 30,52                 | 2,27  | 34,51                 | 2,56  | 31,24                 | 2,32  |
| 10  | 40,02                 | 2,97  | 30,90                 | 2,29  | 35,04                 | 2,60  | 33,72                 | 2,50  |
| 5   | 34,81                 | 2,58  | 33,13                 | 2,46  | 34,84                 | 2,59  | 32,29                 | 2,40  |
| 0   | 39,58                 | 2,94  | 37,41                 | 2,78  | 38,29                 | 2,84  | 35,78                 | 2,66  |
| -5  | 31,80                 | 2,36  | 32,07                 | 2,38  | 33,05                 | 2,45  | 30,80                 | 2,29  |
| -10 | 31,85                 | 2,36  | 28,35                 | 2,10  | 32,16                 | 2,39  | 28,59                 | 2,12  |
| -15 | 32,00                 | 2,38  | 28,50                 | 2,12  | 31,82                 | 2,36  | 28,81                 | 2,14  |
| -20 | 31,11                 | 2,31  | 27,14                 | 2,01  | 31,63                 | 2,35  | 28,28                 | 2,10  |
| -25 | 31,09                 | 2,31  | 27,86                 | 2,07  | 31,39                 | 2,33  | 27,99                 | 2,08  |
| -30 | 31,20                 | 2,32  | 27,68                 | 2,05  | 31,48                 | 2,34  | 28,15                 | 2,09  |
| -35 | 31,12                 | 2,31  | 27,39                 | 2,03  | 31,46                 | 2,33  | 28,26                 | 2,10  |
| -40 | 31,23                 | 2,32  | 28,09                 | 2,08  | 31,48                 | 2,34  | 28,06                 | 2,08  |
| -45 | 31,35                 | 2,33  | 27,75                 | 2,06  | 31,69                 | 2,35  | 28,29                 | 2,10  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (6)**

| D   | Mod-11m-15h-C-T1-Prod |       | Mod-11m-15h-C-T1-Serv |       | Mod-11m-15h-T-T1-Prod |       | Mod-11m-15h-T-T1-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 27,96                 | 2,08  | 27,72                 | 2,06  | 27,8                  | 2,07  | 27,63                 | 2,05  |
| 40  | 29,03                 | 2,15  | 28,66                 | 2,13  | 28,7                  | 2,13  | 28,27                 | 2,10  |
| 35  | 28,72                 | 2,13  | 28,94                 | 2,15  | 28,9                  | 2,14  | 29,25                 | 2,17  |
| 30  | 30,60                 | 2,27  | 30,99                 | 2,30  | 30,2                  | 2,24  | 30,51                 | 2,26  |
| 25  | 32,20                 | 2,39  | 32,52                 | 2,41  | 31,6                  | 2,34  | 32,06                 | 2,38  |
| 20  | 35,71                 | 2,65  | 36,18                 | 2,69  | 34,7                  | 2,58  | 35,33                 | 2,62  |
| 15  | 46,17                 | 3,43  | 45,86                 | 3,40  | 44,1                  | 3,28  | 44,03                 | 3,27  |
| 10  | 42,06                 | 3,12  | 44,36                 | 3,29  | 47,0                  | 3,49  | 46,68                 | 3,46  |
| 5   | 40,18                 | 2,98  | 40,53                 | 3,01  | 45,5                  | 3,38  | 49,51                 | 3,67  |
| 0   | 51,69                 | 3,84  | 53,37                 | 3,96  | 43,5                  | 3,23  | 52,14                 | 3,87  |
| -5  | 37,13                 | 2,76  | 33,73                 | 2,50  | 45,4                  | 3,37  | 56,43                 | 4,19  |
| -10 | 47,65                 | 3,54  | 49,43                 | 3,67  | 42,8                  | 3,18  | 48,01                 | 3,56  |
| -15 | 34,94                 | 2,59  | 33,45                 | 2,48  | 38,7                  | 2,87  | 44,21                 | 3,28  |
| -20 | 38,05                 | 2,82  | 38,28                 | 2,84  | 36,6                  | 2,71  | 37,75                 | 2,80  |

|     |       |      |       |      |      |      |       |      |
|-----|-------|------|-------|------|------|------|-------|------|
| -25 | 32,53 | 2,41 | 32,98 | 2,45 | 33,8 | 2,51 | 34,02 | 2,52 |
| -30 | 31,12 | 2,31 | 30,41 | 2,26 | 31,8 | 2,36 | 33,02 | 2,45 |
| -35 | 32,15 | 2,39 | 33,38 | 2,48 | 31,4 | 2,33 | 32,70 | 2,43 |
| -40 | 29,92 | 2,22 | 28,32 | 2,10 | 29,2 | 2,17 | 33,93 | 2,52 |
| -45 | 32,60 | 2,42 | 33,92 | 2,52 | 30,3 | 2,25 | 33,92 | 2,52 |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (7)**

| D   | Mod-11m-15h-C-T2-Prod |       | Mod-11m-15h-C-T2-Serv |       | Mod-11m-15h-T-T2-Prod |       | Mod-11m-15h-T-T2-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 30,36                 | 2,25  | 28,45                 | 2,11  | 30,3                  | 2,25  | 28,41                 | 2,11  |
| 40  | 31,73                 | 2,36  | 28,57                 | 2,12  | 31,8                  | 2,36  | 28,22                 | 2,09  |
| 35  | 32,34                 | 2,40  | 28,64                 | 2,13  | 32,3                  | 2,40  | 28,62                 | 2,12  |
| 30  | 32,64                 | 2,42  | 28,84                 | 2,14  | 32,6                  | 2,42  | 29,00                 | 2,15  |
| 25  | 33,11                 | 2,46  | 29,15                 | 2,16  | 33,0                  | 2,45  | 29,75                 | 2,21  |
| 20  | 33,69                 | 2,50  | 29,68                 | 2,20  | 33,4                  | 2,48  | 31,04                 | 2,30  |
| 15  | 36,55                 | 2,71  | 36,51                 | 2,71  | 35,3                  | 2,62  | 35,62                 | 2,64  |
| 10  | 32,94                 | 2,45  | 28,93                 | 2,15  | 35,9                  | 2,66  | 35,78                 | 2,66  |
| 5   | 35,65                 | 2,65  | 35,60                 | 2,64  | 35,2                  | 2,61  | 35,02                 | 2,60  |
| 0   | 33,51                 | 2,49  | 32,24                 | 2,39  | 32,6                  | 2,42  | 32,15                 | 2,39  |
| -5  | 32,06                 | 2,38  | 28,42                 | 2,11  | 32,3                  | 2,40  | 29,76                 | 2,21  |
| -10 | 32,05                 | 2,38  | 28,83                 | 2,14  | 31,7                  | 2,35  | 29,59                 | 2,20  |
| -15 | 31,19                 | 2,31  | 27,25                 | 2,02  | 31,5                  | 2,33  | 29,11                 | 2,16  |
| -20 | 31,35                 | 2,33  | 28,05                 | 2,08  | 31,1                  | 2,31  | 28,93                 | 2,15  |
| -25 | 30,92                 | 2,29  | 27,01                 | 2,00  | 31,0                  | 2,30  | 28,65                 | 2,13  |
| -30 | 31,00                 | 2,30  | 27,68                 | 2,05  | 30,9                  | 2,30  | 28,70                 | 2,13  |
| -35 | 30,87                 | 2,29  | 26,99                 | 2,00  | 30,9                  | 2,29  | 28,48                 | 2,11  |
| -40 | 30,87                 | 2,29  | 27,58                 | 2,05  | 31,1                  | 2,31  | 28,63                 | 2,13  |
| -45 | 30,93                 | 2,30  | 27,08                 | 2,01  | 30,9                  | 2,29  | 28,51                 | 2,12  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (8)**

| D   | Mod-13m-15h-C-T1-Prod |       | Mod-13m-15h-C-T1-Serv |       | Mod-13m-15h-T-T1-Prod |       | Mod-13m-15h-T-T1-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 27,69                 | 2,05  | 27,39                 | 2,03  | 27,52                 | 2,04  | 27,12                 | 2,01  |
| 40  | 28,69                 | 2,13  | 27,63                 | 2,05  | 28,08                 | 2,08  | 27,30                 | 2,03  |
| 35  | 28,25                 | 2,10  | 27,98                 | 2,08  | 27,78                 | 2,06  | 27,53                 | 2,04  |
| 30  | 29,11                 | 2,16  | 29,02                 | 2,15  | 28,19                 | 2,09  | 28,36                 | 2,10  |
| 25  | 30,88                 | 2,29  | 31,23                 | 2,32  | 29,58                 | 2,20  | 29,58                 | 2,20  |
| 20  | 32,57                 | 2,42  | 33,19                 | 2,46  | 30,22                 | 2,24  | 30,88                 | 2,29  |
| 15  | 41,02                 | 3,04  | 41,45                 | 3,08  | 31,83                 | 2,36  | 32,63                 | 2,42  |
| 10  | 40,72                 | 3,02  | 39,71                 | 2,95  | 37,70                 | 2,80  | 38,97                 | 2,89  |
| 5   | 32,60                 | 2,42  | 32,24                 | 2,39  | 44,59                 | 3,31  | 42,55                 | 3,16  |
| 0   | 45,55                 | 3,38  | 42,38                 | 3,15  | 43,61                 | 3,24  | 53,78                 | 3,99  |
| -5  | 44,10                 | 3,27  | 44,17                 | 3,28  | 42,51                 | 3,16  | 45,65                 | 3,39  |
| -10 | 35,32                 | 2,62  | 33,37                 | 2,48  | 40,10                 | 2,98  | 45,54                 | 3,38  |
| -15 | 41,77                 | 3,10  | 42,15                 | 3,13  | 37,71                 | 2,80  | 42,46                 | 3,15  |
| -20 | 31,79                 | 2,36  | 30,74                 | 2,28  | 35,18                 | 2,61  | 38,57                 | 2,86  |
| -25 | 32,87                 | 2,44  | 32,57                 | 2,42  | 33,49                 | 2,49  | 33,15                 | 2,46  |
| -30 | 33,28                 | 2,47  | 34,02                 | 2,53  | 31,97                 | 2,37  | 34,22                 | 2,54  |
| -35 | 29,94                 | 2,22  | 28,96                 | 2,15  | 30,24                 | 2,24  | 34,67                 | 2,57  |
| -40 | 32,25                 | 2,39  | 32,69                 | 2,43  | 30,90                 | 2,29  | 32,75                 | 2,43  |
| -45 | 29,30                 | 2,17  | 28,42                 | 2,11  | 29,23                 | 2,17  | 30,03                 | 2,23  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (9)**

| D   | Mod-13m-15h-C-T2-Prod |       | Mod-13m-15h-C-T2-Serv |       | Mod-13m-15h-T-T2-Prod |       | Mod-13m-15h-T-T2-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 30,08                 | 2,23  | 28,96                 | 2,15  | 30,50                 | 2,26  | 28,79                 | 2,14  |
| 40  | 32,24                 | 2,39  | 29,31                 | 2,18  | 32,04                 | 2,38  | 29,17                 | 2,16  |
| 35  | 32,89                 | 2,44  | 29,46                 | 2,19  | 32,66                 | 2,42  | 29,22                 | 2,17  |
| 30  | 33,23                 | 2,47  | 29,69                 | 2,20  | 32,98                 | 2,45  | 29,44                 | 2,19  |
| 25  | 33,62                 | 2,50  | 30,09                 | 2,23  | 33,35                 | 2,48  | 29,93                 | 2,22  |
| 20  | 34,36                 | 2,55  | 30,76                 | 2,28  | 33,86                 | 2,51  | 30,83                 | 2,29  |
| 15  | 34,71                 | 2,58  | 33,57                 | 2,49  | 34,32                 | 2,55  | 32,11                 | 2,38  |
| 10  | 33,63                 | 2,50  | 29,86                 | 2,22  | 34,69                 | 2,57  | 32,06                 | 2,38  |
| 5   | 34,62                 | 2,57  | 31,30                 | 2,32  | 34,67                 | 2,57  | 31,24                 | 2,32  |
| 0   | 34,64                 | 2,57  | 34,55                 | 2,56  | 34,21                 | 2,54  | 41,61                 | 3,09  |
| -5  | 32,78                 | 2,43  | 28,46                 | 2,11  | 33,21                 | 2,46  | 33,25                 | 2,47  |
| -10 | 33,26                 | 2,47  | 30,11                 | 2,24  | 32,48                 | 2,41  | 30,91                 | 2,29  |
| -15 | 32,33                 | 2,40  | 28,92                 | 2,15  | 32,23                 | 2,39  | 29,93                 | 2,22  |
| -20 | 31,99                 | 2,37  | 28,41                 | 2,11  | 32,04                 | 2,38  | 30,04                 | 2,23  |
| -25 | 32,29                 | 2,40  | 29,08                 | 2,16  | 31,95                 | 2,37  | 30,27                 | 2,25  |
| -30 | 31,76                 | 2,36  | 28,00                 | 2,08  | 31,77                 | 2,36  | 30,14                 | 2,24  |
| -35 | 31,82                 | 2,36  | 28,67                 | 2,13  | 31,62                 | 2,35  | 29,93                 | 2,22  |
| -40 | 31,62                 | 2,35  | 28,27                 | 2,10  | 31,54                 | 2,34  | 29,81                 | 2,21  |
| -45 | 31,75                 | 2,36  | 28,27                 | 2,10  | 31,87                 | 2,37  | 29,87                 | 2,22  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (10)**

| D   | Mod-15m-15h-C-T1-Prod |       | Mod-15m-15h-C-T1-Serv |       | Mod-15m-15h-T-T1-Prod |       | Mod-15m-15h-T-T1-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 27,76                 | 2,06  | 27,39                 | 2,03  | 27,58                 | 2,05  | 27,20                 | 2,02  |
| 40  | 29,19                 | 2,17  | 28,05                 | 2,08  | 27,95                 | 2,07  | 27,19                 | 2,02  |
| 35  | 28,48                 | 2,11  | 27,97                 | 2,08  | 28,12                 | 2,09  | 27,66                 | 2,05  |
| 30  | 29,32                 | 2,18  | 29,42                 | 2,18  | 28,61                 | 2,12  | 28,25                 | 2,10  |
| 25  | 31,42                 | 2,33  | 31,35                 | 2,33  | 28,91                 | 2,15  | 29,31                 | 2,18  |
| 20  | 33,52                 | 2,49  | 34,16                 | 2,54  | 29,76                 | 2,21  | 30,56                 | 2,27  |
| 15  | 36,27                 | 2,69  | 37,08                 | 2,75  | 31,81                 | 2,36  | 32,25                 | 2,39  |
| 10  | 36,22                 | 2,69  | 34,39                 | 2,55  | 39,26                 | 2,91  | 39,80                 | 2,95  |
| 5   | 33,42                 | 2,48  | 34,16                 | 2,54  | 41,14                 | 3,05  | 42,47                 | 3,15  |
| 0   | 45,50                 | 3,38  | 42,50                 | 3,15  | 43,05                 | 3,20  | 44,00                 | 3,27  |
| -5  | 44,02                 | 3,27  | 43,93                 | 3,26  | 40,50                 | 3,01  | 43,39                 | 3,22  |
| -10 | 34,44                 | 2,56  | 33,09                 | 2,46  | 41,59                 | 3,09  | 43,94                 | 3,26  |
| -15 | 39,08                 | 2,90  | 39,62                 | 2,94  | 36,64                 | 2,72  | 38,75                 | 2,88  |
| -20 | 34,18                 | 2,54  | 34,69                 | 2,57  | 33,51                 | 2,49  | 34,65                 | 2,57  |
| -25 | 30,23                 | 2,24  | 28,24                 | 2,10  | 36,10                 | 2,68  | 35,33                 | 2,62  |
| -30 | 33,04                 | 2,45  | 33,09                 | 2,46  | 31,02                 | 2,30  | 34,32                 | 2,55  |
| -35 | 30,43                 | 2,26  | 31,18                 | 2,31  | 30,38                 | 2,25  | 30,60                 | 2,27  |
| -40 | 28,90                 | 2,14  | 27,13                 | 2,01  | 29,54                 | 2,19  | 31,39                 | 2,33  |
| -45 | 30,20                 | 2,24  | 30,42                 | 2,26  | 29,35                 | 2,18  | 31,57                 | 2,34  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (11)**

| D  | Mod-15m-15h-C-T2-Prod |       | Mod-15m-15h-C-T2-Serv |       | Mod-15m-15h-T-T2-Prod |       | Mod-15m-15h-T-T2-Serv |       |
|----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|    | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45 | 30,80                 | 2,29  | 29,13                 | 2,16  | 30,67                 | 2,28  | 29,00                 | 2,15  |
| 40 | 32,51                 | 2,41  | 29,56                 | 2,19  | 32,44                 | 2,41  | 29,44                 | 2,19  |
| 35 | 33,28                 | 2,47  | 29,69                 | 2,20  | 32,99                 | 2,45  | 29,54                 | 2,19  |
| 30 | 33,58                 | 2,49  | 29,87                 | 2,22  | 33,34                 | 2,47  | 29,79                 | 2,21  |
| 25 | 33,96                 | 2,52  | 30,24                 | 2,24  | 33,71                 | 2,50  | 30,31                 | 2,25  |
| 20 | 34,49                 | 2,56  | 30,95                 | 2,30  | 34,05                 | 2,53  | 31,21                 | 2,32  |
| 15 | 34,40                 | 2,55  | 30,76                 | 2,28  | 34,37                 | 2,55  | 31,80                 | 2,36  |
| 10 | 36,26                 | 2,69  | 29,46                 | 2,19  | 34,85                 | 2,59  | 32,20                 | 2,39  |
| 5  | 34,59                 | 2,57  | 31,49                 | 2,34  | 34,66                 | 2,57  | 31,21                 | 2,32  |

|     |       |      |       |      |       |      |       |      |
|-----|-------|------|-------|------|-------|------|-------|------|
| 0   | 34,70 | 2,58 | 32,81 | 2,44 | 34,51 | 2,56 | 32,48 | 2,41 |
| -5  | 32,96 | 2,45 | 30,38 | 2,25 | 33,42 | 2,48 | 31,30 | 2,32 |
| -10 | 32,69 | 2,43 | 29,61 | 2,20 | 32,69 | 2,43 | 29,48 | 2,19 |
| -15 | 33,15 | 2,46 | 29,78 | 2,21 | 32,82 | 2,44 | 29,97 | 2,22 |
| -20 | 32,10 | 2,38 | 28,26 | 2,10 | 32,57 | 2,42 | 29,47 | 2,19 |
| -25 | 31,99 | 2,37 | 29,14 | 2,16 | 32,15 | 2,39 | 29,20 | 2,17 |
| -30 | 32,25 | 2,39 | 29,04 | 2,16 | 32,40 | 2,40 | 29,42 | 2,18 |
| -35 | 32,03 | 2,38 | 28,46 | 2,11 | 32,42 | 2,41 | 29,41 | 2,18 |
| -40 | 31,92 | 2,37 | 29,19 | 2,17 | 32,18 | 2,39 | 29,21 | 2,17 |
| -45 | 32,15 | 2,39 | 28,81 | 2,14 | 32,48 | 2,41 | 29,27 | 2,17 |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (12)**

| D   | Mod-15m-20h-C-T1-Prod |       | Mod-15m-20h-C-T1-Serv |       | Mod-15m-20h-T-T1-Prod |       | Mod-15m-20h-T-T1-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 27,89                 | 2,07  | 27,37                 | 2,03  | 27,50                 | 2,04  | 27,17                 | 2,02  |
| 40  | 28,65                 | 2,13  | 27,73                 | 2,06  | 27,95                 | 2,07  | 27,16                 | 2,02  |
| 35  | 28,26                 | 2,10  | 27,90                 | 2,07  | 27,95                 | 2,07  | 27,23                 | 2,02  |
| 30  | 29,28                 | 2,17  | 28,93                 | 2,15  | 28,24                 | 2,10  | 27,77                 | 2,06  |
| 25  | 30,40                 | 2,26  | 30,19                 | 2,24  | 28,62                 | 2,12  | 28,57                 | 2,12  |
| 20  | 32,45                 | 2,41  | 33,18                 | 2,46  | 29,42                 | 2,18  | 29,56                 | 2,19  |
| 15  | 35,17                 | 2,61  | 35,82                 | 2,66  | 30,61                 | 2,27  | 31,45                 | 2,33  |
| 10  | 33,66                 | 2,50  | 32,42                 | 2,41  | 37,42                 | 2,78  | 37,87                 | 2,81  |
| 5   | 31,40                 | 2,33  | 32,23                 | 2,39  | 39,89                 | 2,96  | 38,53                 | 2,86  |
| 0   | 42,25                 | 3,14  | 38,09                 | 2,83  | 42,67                 | 3,17  | 40,86                 | 3,03  |
| -5  | 38,49                 | 2,86  | 41,11                 | 3,05  | 36,65                 | 2,72  | 36,17                 | 2,68  |
| -10 | 31,87                 | 2,37  | 30,64                 | 2,27  | 40,14                 | 2,98  | 42,26                 | 3,14  |
| -15 | 39,12                 | 2,90  | 38,43                 | 2,85  | 36,96                 | 2,74  | 40,33                 | 2,99  |
| -20 | 35,21                 | 2,61  | 35,48                 | 2,63  | 34,49                 | 2,56  | 35,63                 | 2,64  |
| -25 | 30,28                 | 2,25  | 28,56                 | 2,12  | 36,88                 | 2,74  | 37,48                 | 2,78  |
| -30 | 34,91                 | 2,59  | 34,69                 | 2,58  | 32,73                 | 2,43  | 34,98                 | 2,60  |
| -35 | 32,27                 | 2,39  | 32,57                 | 2,42  | 31,45                 | 2,33  | 32,27                 | 2,39  |
| -40 | 29,39                 | 2,18  | 27,88                 | 2,07  | 34,22                 | 2,54  | 34,16                 | 2,54  |
| -45 | 32,52                 | 2,41  | 32,49                 | 2,41  | 30,58                 | 2,27  | 32,62                 | 2,42  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (13)**

| D   | Mod-15m-20h-C-T2-Prod |       | Mod-15m-20h-C-T2-Serv |       | Mod-15m-20h-T-T2-Prod |       | Mod-15m-20h-T-T2-Serv |       |
|-----|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|-----------------------|-------|
|     | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv | S1                    | S1/Sv |
| 45  | 30,78                 | 2,28  | 29,13                 | 2,16  | 30,69                 | 2,28  | 29,02                 | 2,15  |
| 40  | 32,70                 | 2,43  | 29,62                 | 2,20  | 32,46                 | 2,41  | 29,43                 | 2,18  |
| 35  | 33,27                 | 2,47  | 29,69                 | 2,20  | 32,97                 | 2,45  | 29,55                 | 2,19  |
| 30  | 33,58                 | 2,49  | 29,96                 | 2,22  | 33,29                 | 2,47  | 29,83                 | 2,21  |
| 25  | 34,20                 | 2,54  | 30,34                 | 2,25  | 33,77                 | 2,51  | 30,46                 | 2,26  |
| 20  | 34,56                 | 2,57  | 30,90                 | 2,29  | 33,91                 | 2,52  | 31,41                 | 2,33  |
| 15  | 34,11                 | 2,53  | 30,75                 | 2,28  | 34,27                 | 2,54  | 32,29                 | 2,40  |
| 10  | 34,57                 | 2,57  | 29,75                 | 2,21  | 34,91                 | 2,59  | 32,17                 | 2,39  |
| 5   | 34,91                 | 2,59  | 31,37                 | 2,33  | 34,62                 | 2,57  | 31,05                 | 2,30  |
| 0   | 34,64                 | 2,57  | 31,60                 | 2,35  | 34,32                 | 2,55  | 31,38                 | 2,33  |
| -5  | 33,18                 | 2,46  | 29,27                 | 2,17  | 33,99                 | 2,52  | 31,86                 | 2,37  |
| -10 | 34,01                 | 2,52  | 30,66                 | 2,28  | 33,75                 | 2,50  | 30,55                 | 2,27  |
| -15 | 33,98                 | 2,52  | 31,06                 | 2,31  | 33,63                 | 2,50  | 30,93                 | 2,30  |
| -20 | 32,96                 | 2,45  | 29,56                 | 2,19  | 33,57                 | 2,49  | 30,89                 | 2,29  |
| -25 | 33,50                 | 2,49  | 30,50                 | 2,26  | 33,59                 | 2,49  | 30,46                 | 2,26  |
| -30 | 33,33                 | 2,47  | 30,53                 | 2,27  | 33,51                 | 2,49  | 30,50                 | 2,26  |
| -35 | 33,05                 | 2,45  | 30,00                 | 2,23  | 33,55                 | 2,49  | 30,90                 | 2,29  |
| -40 | 33,55                 | 2,49  | 30,63                 | 2,27  | 33,82                 | 2,51  | 30,22                 | 2,24  |
| -45 | 33,28                 | 2,47  | 30,41                 | 2,26  | 33,74                 | 2,50  | 30,99                 | 2,30  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (14)**

| D   | Mod-15m-15h-C-T1-Prod-CSC |       | Mod-15m-15h-C-T1-Serv-CSC |       | Mod-15m-15h-C-T1-Prod-SCS |       |
|-----|---------------------------|-------|---------------------------|-------|---------------------------|-------|
|     | S1                        | S1/Sv | S1                        | S1/Sv | S1                        | S1/Sv |
| 45  | 27,45                     | 2,04  | 25,22                     | 1,87  | 27,21                     | 2,02  |
| 40  | 28,79                     | 2,14  | 26,69                     | 1,98  | 28,26                     | 2,10  |
| 35  | 28,07                     | 2,08  | 26,78                     | 1,99  | 27,94                     | 2,07  |
| 30  | 28,89                     | 2,14  | 27,99                     | 2,08  | 28,65                     | 2,13  |
| 25  | 30,97                     | 2,30  | 29,75                     | 2,21  | 30,50                     | 2,26  |
| 20  | 32,60                     | 2,42  | 32,26                     | 2,39  | 32,39                     | 2,40  |
| 15  | 32,87                     | 2,44  | 34,35                     | 2,55  | 32,84                     | 2,44  |
| 10  | 34,37                     | 2,55  | 37,81                     | 2,81  | 34,09                     | 2,53  |
| 5   | 32,43                     | 2,41  | 32,20                     | 2,39  | 32,47                     | 2,41  |
| 0   | 42,26                     | 3,14  | 36,21                     | 2,69  | 42,11                     | 3,13  |
| -5  | 43,29                     | 3,21  | 37,38                     | 2,77  | 43,14                     | 3,20  |
| -10 | 34,56                     | 2,57  | 28,63                     | 2,12  | 34,52                     | 2,56  |
| -15 | 39,49                     | 2,93  | 34,98                     | 2,60  | 39,15                     | 2,91  |
| -20 | 34,55                     | 2,56  | 24,42                     | 1,81  | 34,56                     | 2,57  |
| -25 | 30,59                     | 2,27  | 20,66                     | 1,53  | 30,71                     | 2,28  |
| -30 | 33,33                     | 2,47  | 23,45                     | 1,74  | 33,41                     | 2,48  |
| -35 | 30,80                     | 2,29  | 19,02                     | 1,41  | 30,87                     | 2,29  |
| -40 | 29,41                     | 2,18  | 17,82                     | 1,32  | 29,69                     | 2,20  |
| -45 | 30,88                     | 2,29  | 20,01                     | 1,48  | 30,79                     | 2,29  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado MC (15)**

| D   | LHD-15m-15h-T2 |       | LHD-15m-15h-T1 |       | LHD-15m-15h-T1(corregido) |       |
|-----|----------------|-------|----------------|-------|---------------------------|-------|
|     | S1             | S1/Sv | S1             | S1/Sv | S1                        | S1/Sv |
| 45  | 31,04          | 2,30  | 27,52          | 2,04  | 27,52                     | 2,04  |
| 42  | 32,44          | 2,41  | 28,00          | 2,08  | 28,00                     | 2,08  |
| 39  | 33,22          | 2,47  | 27,40          | 2,03  | 27,40                     | 2,03  |
| 36  | 33,75          | 2,50  | 27,46          | 2,04  | 27,46                     | 2,04  |
| 33  | 34,08          | 2,53  | 27,79          | 2,06  | 27,79                     | 2,06  |
| 30  | 34,34          | 2,55  | 28,41          | 2,11  | 28,41                     | 2,11  |
| 27  | 34,43          | 2,56  | 29,14          | 2,16  | 29,14                     | 2,16  |
| 24  | 34,59          | 2,57  | 30,10          | 2,23  | 30,10                     | 2,23  |
| 21  | 34,95          | 2,59  | 31,13          | 2,31  | 31,13                     | 2,31  |
| 18  | 35,35          | 2,62  | 32,79          | 2,43  | 32,79                     | 2,43  |
| 15  | 35,40          | 2,63  | 34,67          | 2,57  | 34,67                     | 2,57  |
| 12  | 33,56          | 2,49  | 36,57          | 2,71  | 36,57                     | 2,71  |
| 9   | 35,75          | 2,65  | 45,80          | 3,40  | 45,80                     | 3,40  |
| 6   | 33,55          | 2,49  | 47,10          | 3,50  | 47,10                     | 3,50  |
| 3   | 38,02          | 2,82  | 88,30          | 6,55  | 53,72                     | 3,99  |
| 0   | 45,49          | 3,38  | 55,66          | 4,13  | 55,66                     | 4,13  |
| -3  | 31,15          | 2,31  | 47,71          | 3,54  | 47,71                     | 3,54  |
| -6  | 30,32          | 2,25  | 40,96          | 3,04  | 40,96                     | 3,04  |
| -9  | 30,68          | 2,28  | 40,98          | 3,04  | 40,98                     | 3,04  |
| -12 | 32,52          | 2,41  | 65,17          | 4,84  | 42,29                     | 3,14  |
| -15 | 31,22          | 2,32  | 42,79          | 3,18  | 42,79                     | 3,18  |
| -18 | 30,57          | 2,27  | 33,69          | 2,50  | 33,69                     | 2,50  |
| -21 | 30,05          | 2,23  | 31,76          | 2,36  | 31,76                     | 2,36  |
| -24 | 30,15          | 2,24  | 30,28          | 2,25  | 30,28                     | 2,25  |
| -27 | 32,62          | 2,42  | 43,75          | 3,25  | 37,75                     | 2,80  |
| -30 | 30,98          | 2,30  | 33,47          | 2,48  | 33,47                     | 2,48  |
| -33 | 30,81          | 2,29  | 29,30          | 2,17  | 29,30                     | 2,17  |
| -36 | 30,37          | 2,25  | 28,46          | 2,11  | 28,46                     | 2,11  |
| -39 | 30,32          | 2,25  | 27,63          | 2,05  | 27,63                     | 2,05  |
| -42 | 33,03          | 2,45  | 38,93          | 2,89  | 33,93                     | 2,52  |
| -45 | 31,27          | 2,32  | 30,36          | 2,25  | 30,36                     | 2,25  |

**Resultados esfuerzo principal y normalizado LHD**

## ANEXO B

### Gráficos.

