



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

**ESTRATEGIAS DE TIRAJE PARA EL MÓDULO DE MINERÍA CONTINUA ANDINA
MCA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

FRANCISCO ISIDRO ARMIJO ALLENDES

**PROFESOR GUÍA:
RAÚL CASTRO RUIZ**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN
ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS
NICOLÁS MONTECINO BASTÍAS**

**SANTIAGO DE CHILE
MAYO 2013**

RESUMEN

La minería continua es una tecnología de extracción y transporte de mineral que tiene por objetivo aumentar la tasa de velocidad de extracción de mineral en explotaciones mineras subterráneas esperando lograr tasas de extracción del orden de 1,5 [t/m²-día] en promedio. Es por esto que para Codelco la prueba industrial del proyecto de Minería Continua Andina (MCA) resulta emblemática y su correcta operación asegurará el éxito de la prueba. El objetivo de este trabajo de título es la determinación de una estrategia de tiraje y plan de producción que maximice la utilización de módulo MCA, entendiéndose por maximización de la utilización la elección de una estrategia de tiraje que extraiga la mayor cantidad de mineral y finos, y a su vez retrase la entrada de dilución al módulo. El MCA se encuentra en un sector emplazado adyacente a un sector que ha sido explotado por 5 años desde el 2007 y que presenta un porcentaje de extracción del orden del 120% a la fecha.

El trabajo de título considera una etapa de back análisis en dos sectores del Panel III de Andina con condiciones de roca y de extracción similares a las presentes en el MCA, uno explotado mediante equipos LHD y otro mediante parrillas, y tiene como objetivo determinar los parámetros que condicionan la extracción de un sector nuevo de explotación adyacente a un sector previamente explotado. Del análisis del sector parrillas los resultados indican que al incorporar el desplome como un volumen de material diluyente debido a la alta extracción del sector previamente explotado y que disminuye las columnas de extracción del nuevo sector se obtienen mejores resultados en comparación a los datos mina en relación a la entrada de dilución promedio del sector nuevo y a la cantidad de puntos de extracción que reportan dilución. Para el sector LHD, los resultados indican que la incorporación de un perfil de propagación de caving preferencial hacia el sector previamente explotado mejora substancialmente la posibilidad de emular la entrada de dilución en un sector nuevo. De esta forma, se consideran ambos parámetros, desplome y velocidad de propagación de caving preferencial, para el análisis del sector de MCA.

De las dos estrategias de tiraje propuestas, una proporcional a la altura de columna de material primario y del desplome y otra uniforme según sólo la columna de mineral primario, se escoge la primera debido a que los resultados obtenidos indican que el mineral extraído en dos años aumenta en 300.000 [t], los finos aumentan en 350 [t] y se retrasa la entrada de dilución en 15.000 [t] en promedio para el módulo. Finalmente se recomienda realizar una estrategia de tiraje proporcional a la altura de columna.

ABSTRACT

The aim for the continuous mining system is to increase the extraction rate on caving mining, especially on block/panel caving, compared with the conventional mining system to achieve a extraction rate of 1 [t/m²-day]. That is for CODELCO, the project for continuous mining in Andina (MCA) is important and the proper operation ensures a successful test. The objective of this work, is to determine a strategy and a production schedule that maximize the utilization of module MCA, that means to choose an extraction alternative that extract the most mineral and fines, and delay the dilution entry to the module. The MCA module is located next to a section that was being extracted for 4 years and presents an extraction percentage of 120%.

Is a study of back analysis about two sections from the Panel II of Andina, a section of grizzly and other of LHD, in a simulation software of gravity flow Rebop 3.1. The aim of this back analysis is to determine the parameters that condition the extraction of the new extraction sector next to the previously extracted. From the analysis of the grizzly section, the results indicate the incorporation of a subsidence as a volume of diluent material due to the high extraction rate of the previously extracted section obtained better results compared with the mine data, in relation to the average dilution entry in the new section and the amount of extraction points that report dilution. For the LHD section, the results show the incorporation of a propagation profile of preferential caving to the sunken section or previously extracted section improve the possibility to simulate the dilution entry in the new section. That way, both parameters subsidence and the preferential caving propagation rate to the analysis in MCA section.

Two strategies of extraction are proposed to the continuous mining module, one of uniform extraction that do not consider the effect of subsidence and the other proportional to the height of the column of primary material that consider the effect of subsidence. The results obtained indicate that using the strategy proportional to the height of the column the mineral extracted in two years increase in 300.000 [t], the fines increase in 350 [t] and the average dilution entry delay in 15.000 [t] for the module. Finally it recommended is to use the strategy that is proportional to the height column.

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer, en primer lugar, a mi familia, a mi mamá Agustina, mi papá Richard y mi hermano Pablo, por ser ellos los que más me motivaron a lo largo de todo este proceso académico. A mi tata Jorge, por sus consejos y sabias respuestas en nuestras muchas conversaciones que hemos tenido en su casa del campo, gracias tata.

Al Departamento de Ingeniería de Minas de mi Universidad y a todos sus funcionarios.

A Raúl Castro, por confiarme esta tarea y por motivarme día a día en su afán por cambiar la minería chilena.

A mis amigos del campo, a los de El Yali y a los de San Pedro, para que sea todo parejo. A mis amigos de la universidad en los primeros años, Jorge, Seba, René, Jaime, GoF y Linares, por esas tardes de taca-taca y momentos inolvidables. A mis amigos de carrera, Chicha, Guti, Marco y Manolo, por los buenos momentos vividos en los últimos años de universidad.

Al gran y único BCLab, en particular a la Mena (rica), a la Caro (linda) y al Seba (nerd).

A Francisca, por ser una mujer muy bacán, por ayudarme a hacer el abstract y porque gracias a sus tartas, brownies y pie de limón mi vida es más rica y dulce.

Finalmente al Burdeos, porque sin él nada de esto sería posible y porque siempre apaña.

Tabla de contenido

RESUMEN	I
ABSTRACT	II
AGRADECIMIENTOS	III
TABLA DE CONTENIDO	IV
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1. MOTIVACIÓN DEL TRABAJO DE TÍTULO	1
1.2. OBJETIVOS	1
1.2.1. <i>Objetivo General</i>	1
1.2.2. <i>Objetivos Especificos</i>	1
1.3. ALCANCES	2
2. ANTECEDENTES	3
2.1. TEORÍAS DE FLUJO GRAVITACIONAL	3
2.1.1. <i>Teorías de flujo gravitacional</i>	3
2.1.2. <i>Teoría del comportamiento perturbado del flujo gravitacional</i>	6
2.2. TECNOLOGÍA DE MINERÍA CONTINUA Y ANTECEDENTES DEL MÓDULO DE MCA	7
2.2.1. <i>Tecnología de minería continua</i>	7
2.2.2. <i>Antecedentes sector minería continua Andina MCA</i>	10
2.3. TIRAJE EN MINAS BLOCK/PANEL CAVING	15
2.4. SOFTWARE DE SIMULACIÓN REBOP 3.1	17
3. METODOLOGÍA	20
4. BACK ANÁLISIS SECTORES ANDINA	22
4.1. DEFINICIÓN DE SECTORES	22
4.2. SECTOR PARRILLAS	23
4.2.1. <i>Antecedentes sector parrillas</i>	23
4.2.2. <i>Simulaciones sector parrillas</i>	27
4.2.3. <i>Resultados simulaciones sector parrillas</i>	34
4.3. SECTOR LHD	37
4.3.1. <i>Antecedentes sector LHD</i>	37
4.3.2. <i>Simulaciones sector LHD</i>	40
4.3.3. <i>Resultados simulaciones sector LHD</i>	41
4.4. CONCLUSIONES BACK ANÁLISIS	47
5. ESTRATEGIA DE TIRAJE MCA	48
5.1. ESTRATEGIAS DE TIRAJE Y PLAN DE PRODUCCIÓN	48
5.2. SIMULACIONES MCA	52
5.3. RESULTADOS SIMULACIONES MCA	54
7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	59
8. REFERENCIAS	61
ANEXO A: ANÁLISIS MCA	63
ANEXO B: SECTOR LHD	69
ANEXO C: SECTOR PARRILLAS	74

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Motivación del trabajo de título

La tecnología de minería continua tiene como objetivo aumentar la velocidad de extracción de mineral en comparación a los métodos convencionales de extracción utilizados en explotaciones de block/panel caving. Se implementará esta tecnología en un sector al oeste del Panel III de la División Andina de Codelco. Para Codelco la prueba industrial de minería continua para validar la tecnología representa un proyecto emblemático debido a que será el primer sistema continuo de explotación aplicado a minería de hundimiento y comenzará su operación en septiembre del año 2013. El módulo de Minería Continua Andina (MCA) se encuentra emplazado en un sector adyacente a sectores previamente explotados mediante equipos LHD. Los sectores adyacentes al MCA tienen un alto porcentaje de extracción de sus columnas de mineral in-situ y existe evidencia de que la extracción de más de un 100% de columna permite que la dilución entre tempranamente en un sector de explotación nuevo adyacente lo que representa un desafío determinar una estrategia de tiraje para el MCA que considere el efecto de la alta extracción de los sectores adyacentes y que retrase la entrada de dilución al módulo.

1.2. Objetivos

1.2.1. *Objetivo General*

El objetivo general del trabajo de título es determinar una estrategia de tiraje y plan de producción que maximice la utilización del módulo de minería continua Andina (MCA). Se entiende por maximización de la utilización del módulo a que se extraiga la mayor cantidad de mineral primario, que a su vez contenga la mayor cantidad de finos de cobre y que se retrase la entrada de dilución, esto con la estrategia de tiraje elegida.

1.2.2. *Objetivos Específicos*

El trabajo de título tiene los siguientes objetivos específicos: identificar los principales parámetros que afecten el caving de un sector nuevo de explotación adyacente a un sector previamente explotado y construir una metodología que permita construir un plan de producción para un periodo de dos años para diferentes estrategias de tiraje utilizando el software de simulación de flujo gravitacional Rebop 3.1. Aunque el plan de producción contemple la extracción de dos años, la metodología propuesta tiene que ser capaz de ser extrapolada a un periodo de extracción mayor (planificación de mediano o largo plazo).

1.3. Alcances

El trabajo de título se realiza mediante el software de simulación de flujo gravitacional Rebop 3.1, sobre el módulo de MCA que consta de 31 puntos de extracción cubriendo un área superficial de 7.000 m² aproximadamente, donde el horizonte temporal es planificar 2 años de extracción continua. Se realiza una etapa de back análisis para sectores de la misma mina con tal de comprender el rol que tiene la extracción de mineral adyacente a un sector previamente explotado.

2. ANTECEDENTES

2.1. TEORÍAS DE FLUJO GRAVITACIONAL

2.1.1. *Teorías de flujo gravitacional*

El flujo gravitacional de material en una faena minera explotada mediante algún método de hundimiento masivo se define como el flujo de material quebrado que se da por efecto de la gravedad y la extracción de material desde un nivel inferior en un punto de extracción. Lo que se conoce del flujo gravitacional proviene en su mayoría de experimentos realizados en arena y grava usando partículas de tamaños y formas idealizadas (Sharrock y Halim, 2009)^[1].

Los métodos de extracción basados en el hundimiento como lo son el block/panel caving y sub-level caving utilizan el flujo gravitacional de material quebrado. Particularmente para los métodos de block/panel caving se hace una socavación basal a un bloque, que en conjunto con la extracción de mineral por los puntos de extracción se va propagando el hundimiento hasta provocar subsidencia en la superficie. Lo que hace dicha socavación es inducir esfuerzos en el macizo rocoso que permite la propagación del hundimiento y creación del flujo gravitacional. La gran inversión de capital en una faena explotada mediante block/panel caving y la poca flexibilidad operacional una vez que comienza la extracción hace fundamental alcanzar niveles de recuperación y dilución aceptables.

Teoría convencional del comportamiento del flujo gravitacional

La teoría clásica o convencional de flujo gravitacional se basa en experimentos realizados a pequeña escala, cálculos teóricos, limitadas observaciones cualitativas y cuantitativas. La validación y desarrollo de la teoría se ha hecho mediante la recuperación de marcadores geológicos, observaciones en terreno y experimentos limitados de marcadores realizados en laboratorios.

Comportamiento aislado del flujo gravitacional

Esta teoría fue propuesta por Janelid y Kvpil (1966)^[2], basada en experimentos realizados en dos dimensiones y propone una forma elipsoidal para el flujo de material quebrado haciendo la diferencia entre dos zonas (ver Figura 1).

Zona aislada de extracción: dada por el límite de la posición inicial de las partículas que fueron extraídas por un punto de extracción.

Zona aislada de movimiento: definida por el límite entre el material estacionario y el material que ha sido removido de su posición original pero que no ha sido extraído por el punto de extracción.

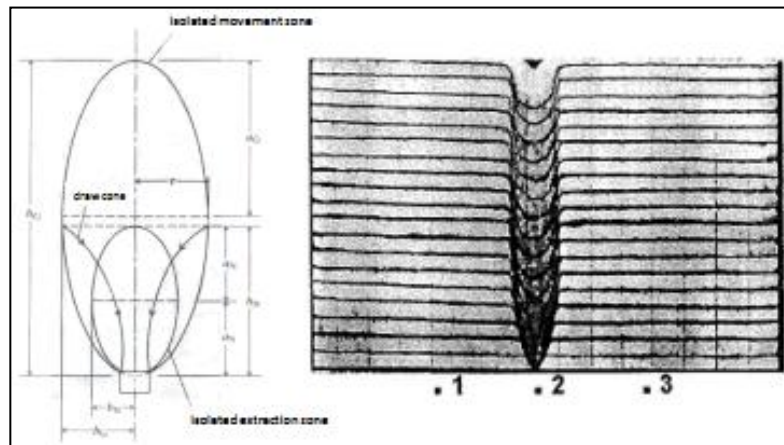


Figura 1: Elipse de extracción y movimiento (Kvapil, 1965)

La elipse formada por la extracción de mineral se caracteriza por su excentricidad la cual depende del tamaño de partículas, forma de las partículas, superficie rugosa de las partículas, ángulo de fricción del material, densidad del material, tasa de extracción, resistencia y humedad. La teoría fue confirmada independientemente por Cox (1969)^[3] en Mufulira Mine, luego Janelid (1972)^[4] realiza una mayor validación de la teoría con experimentos realizados a escala mina en la faena de Grangesberg, Suecia, operada mediante sub-level caving.

Esta teoría tiene varios detractores que han surgido principalmente en los últimos años y que postulan una forma de la zona de extracción y movimiento en forma de lágrima invertida, cilíndrica, irregular y asimétrica.

Comportamiento interactivo e interacción del flujo gravitacional

El material que se encuentra en medio de los movimientos generados por la extracción se mueve más rápido que aquel material que se encuentra en la periferia de la zona de extracción y movimiento (Pierce, 2009)^[5]. Al moverse más rápido el material en el medio de la zona de movimiento este podría ser una fuente de dilución que proviene de arriba de la zona de extracción, es decir de sectores superiores en altura en faenas explotadas mediante métodos de hundimiento. Además entre dos zonas de extracción seguidas hay material que no se mueve y se estanca disminuyendo la recuperación del método. El desarrollo uniforme del flujo gravitacional de material quebrado se puede dividir en dos categorías (Guest, 2007)^[6]:

Comportamiento interactivo del flujo: se da cuando el desarrollo uniforme de material que fluye a una distancia crítica de separación entre los puntos de extracción hace que las zonas de extracción aislada se traslapen. Es difícil que el comportamiento interactivo del flujo

gravitacional ocurra, dado el espaciamiento no uniforme de los puntos de extracción en el nivel de producción. Tomando en cuenta estas condiciones, lo más probable que pase es que la interacción ocurra sobre el pilar menor que sobre el pilar mayor (Pierce, 2009)^[5]:

Interacción de flujo: se da cuando el desarrollo uniforme de material que fluye se produce sin traslape de las zonas de extracción aisladas, dado el gran espaciamiento entre puntos de extracción. Este concepto fue desarrollado por Marano (1980)^[7], Heslop y Laubscher (1981)^[8] en base a pequeños experimentos realizados en tres dimensiones, los cuales concluyen que el flujo uniforme que se da sobre un punto de extracción depende del espaciamiento de estos (si existe un espaciamiento entre los puntos de extracción menor a 1,5 veces el diámetro de la zona de movimiento aislada ocurrirá interacción entre los puntos), características físicas del material que fluye, cantidad de material que fluye y diseño de las mallas de extracción. Marano, Heslop y Laubscher postulan que el campo de esfuerzos inducidos y el movimiento entre las zonas de movimiento son responsables de la interacción, esto basado en que la zona de movimiento está rodeada por un alto esfuerzo vertical y un bajo esfuerzo horizontal (ver Figura 2).

Si existen dos puntos de extracción en zonas de altos esfuerzos verticales estos tienden a superponerse dando como resultado una tensión combinada mayor que induce el movimiento del material estático entre dos zonas de movimiento (Pierce, 2009).

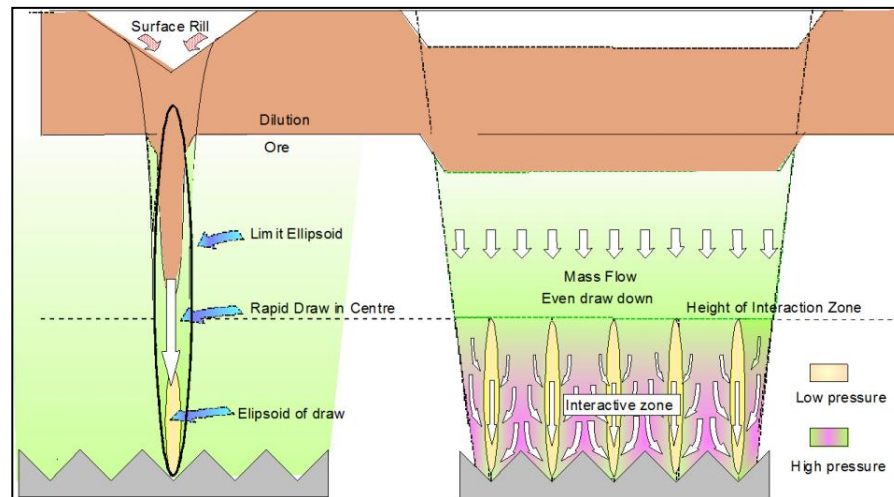


Figura 2: Interacción de flujo (Kvapil, Marano y Heslop, 1981)

Como se dijo previamente esta teoría está basada en modelos a escala, experimentos en laboratorios y cálculos numéricos, no se toma en cuenta la granulometría del material. Laubscher (2000)^[9] ha documentado que el material grueso provoca colgaduras y lo ha hecho en base a observaciones in-situ donde se presentan variaciones en el diámetro de la zona de movimiento y este comportamiento limitaría la aplicabilidad de la teoría convencional de flujo gravitacional.

2.1.2. Teoría del comportamiento perturbado del flujo gravitacional

La mayoría de los modelos numéricos y modelos a escala realizados para estudiar el flujo gravitacional no toman en cuenta la granulometría del material quebrado, particularmente no toman en cuenta las partículas de gran tamaño (Sharrock y Hashim, 2009). Las partículas de gran tamaño afectan, debido a su forma, tamaño y posición, el campo de flujo. Sharrock y Hashim postulan 3 modelos de flujo perturbado: flujo perturbado estático, flujo perturbado cinemático y una combinación de los anteriores.

Flujo perturbado estático

Este tipo de flujo se produce cuando una partícula o un cúmulo de ellas se detienen generando una zona estacionaria de flujo, esta zona se arquea formando un nuevo límite para el campo de flujo, haciendo que las partículas más pequeñas fluyan más rápido alrededor de una partícula más grande o cúmulo de partículas pequeñas. Dicha zona puede cambiar con el paso del tiempo a medida que el flujo continúa, se puede quebrar el arco o una nueva distribución de esfuerzos puede inducir un movimiento de arco que provoque la eliminación de este (ver Figura 3).

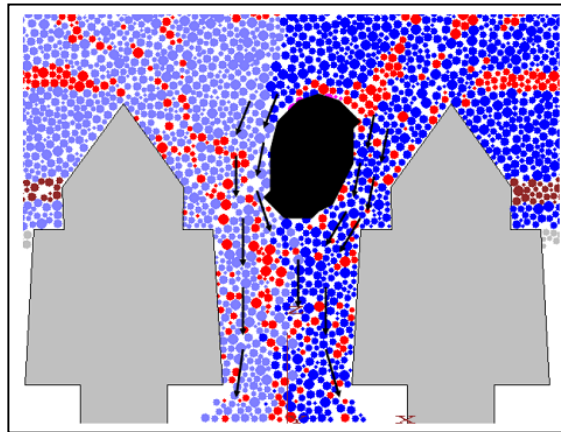


Figura 3: Perturbación en el flujo de una partícula más grandes (Brunton, 2011)^[10]

Flujo perturbado cinemático

Este tipo de flujo se da cuando existe una diferencia en el movimiento entre zonas de material grueso y zonas de material fino. Dichas zonas de material grueso pueden deberse a acumulación de material fino conectadas temporalmente y a partículas grandes (ver Figura 4)

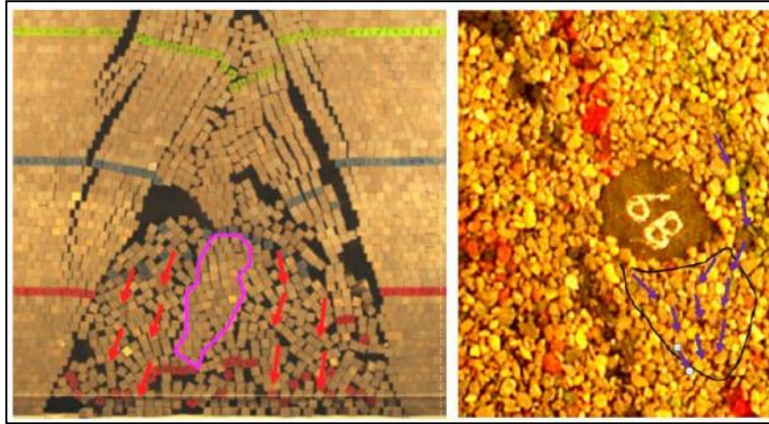


Figura 4: Perturbación en el flujo de un conglomerado de partículas (Brunton, 2011)

Brunton (2011) subraya la aplicabilidad del flujo perturbado. Realizó experimentos a escala mina en Ridgeway Deeps, Australia, donde los resultados obtenidos de la extracción de trazadores muestran la forma de la zona de extracción y presentan una significativa desviación en comparación a los resultados modelados por REBOP (software de simulación de flujo gravitacional basado en la teoría de flujo convencional). Si bien se recuperaron trazadores de la zona de extracción que predice la teoría convencional también se recuperaron trazadores de la zona sobre el pilar mayor, que según la teoría convencional es una zona donde deberían haber quedado estancados bajo la altura de intersección de las zonas de movimiento entre dos puntos de extracción contiguos.

2.2. TECNOLOGÍA DE MINERÍA CONTINUA Y ANTECEDENTES DEL MÓDULO DE MCA

2.2.1. Tecnología de minería continua

La minería continua tiene por objetivo la extracción de mineral de forma ininterrumpida de una faena minera subterránea, sin el uso de equipos LHD utilizados en la minería convencional de hundimiento en los procesos de carguío y transporte en el nivel de producción. El sistema de minería continua considera dos componentes principales dentro del proceso, un sistema de extracción denominado Dozer Feeder que corresponde a un equipo de extracción estacionario que alimenta a otro de transporte continuo denominado Panzer. El equipo de transporte continuo Panzer descarga el mineral a un chancador Sizer ubicado en un extremo de la galería de producción que se encarga de reducir de tamaño el mineral para ser transportado mediante el uso de correas fuera de la faena subterránea.

El equipo Dozer se instala entre una galería de servicio y una de producción, las galerías de servicio permiten la instalación de los equipos hidráulicos y facilitan la operación cuando ocurren eventos como colgaduras de mineral o sobre-tamaños. El Panzer, encargado de

transportar el mineral al chancador Sizer, trabaja mediante el uso de barras planas y cadenas que son tiradas por un eje dentado que actúan sobre una base fija.

La operación de un sistema de minería continua debe estar sujeta a la calidad del macizo rocoso, si el mineral a extraer es mineral primario se debe realizar una etapa previa de Pre-Acondicionamiento (PA) con tal de generar nuevas fracturas en el mineral haciendo más expedito el flujo gravitacional hacia los puntos de extracción. Para que esto se logre se realiza PA mediante el uso de fracturamiento hidráulico (FH) y/o debilitamiento dinámico por explosivos (DDE).

La Figura 5 muestra un perfil del equipo de extracción Dozer Feeder en una galería de servicio y el equipo de transporte Panzer en una galería de producción. Para la operación de estos equipos se utiliza un comando remoto que minimiza los riesgos sobre las personas e incrementa la eficiencia operacional del sistema. De esta forma se deben sólo realizar en terreno las operaciones de mantención o reparación y reanudación del flujo de mineral debido a eventos como colgaduras de mineral.

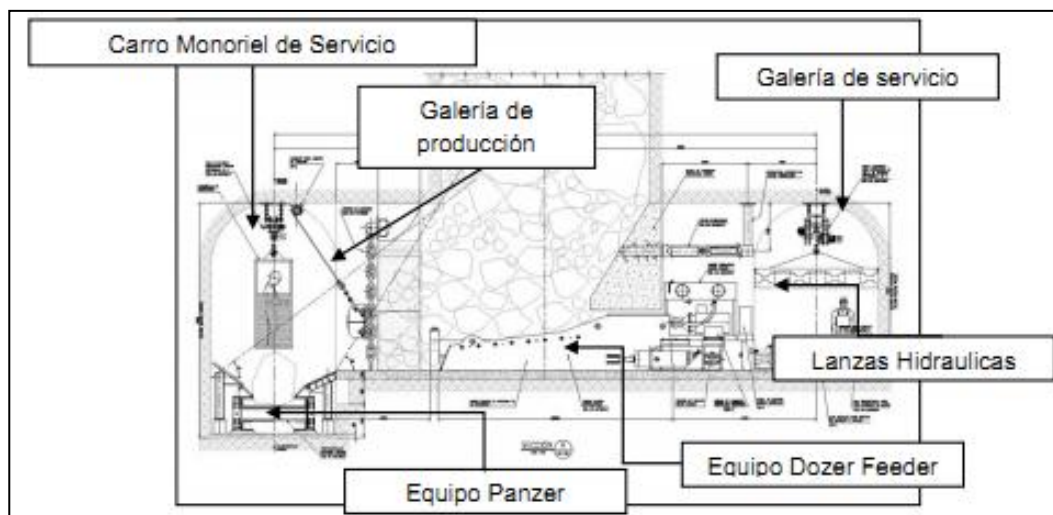


Figura 5: Sistema de minería continua (equipo Dozer Feeder y Panzer) (Encina y otros (2008)^[11])

En los años 2006 y 2007 se realizó la construcción y puesta en marcha de un sistema de minería continua que consideró 4 puntos de extracción insertos en el sector Inca Oeste de la mina El Salvador de Codelco. Los resultados de la prueba indican que se extrajeron 200.000 t, 50.000 t por punto de extracción. La Figura 5 y Figura 6 muestran los equipos utilizados en dicha prueba.



Figura 6: Equipo de transporte Panzer (izquierda) y equipos de extracción Dozer Feeder (derecha) (Encina y otros (2008))

La Figura 7 muestra una vista tridimensional del sistema de minería continua donde se observan 6 bateas que recolectan el mineral hundido, debajo de las cuales se ubica el equipo Dozer Feeder, encargado de la extracción del mineral. Los Dozer Feeder descargan al Panzer o correa transportadora que transporta el mineral a un chancador Sizer.

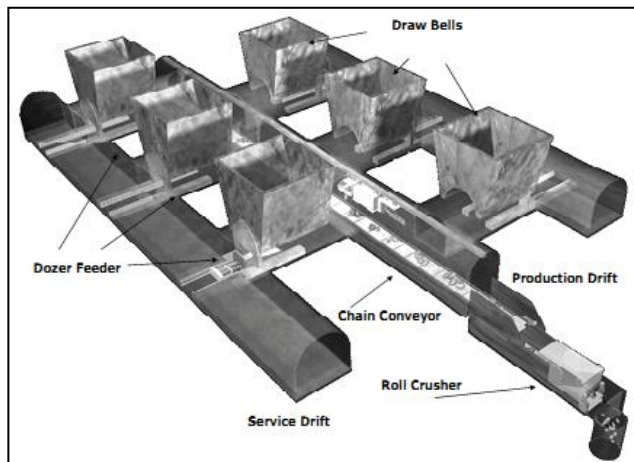


Figura 7: Vista tridimensional sistema de minería continua (Encina et al (2008))

El módulo MCA que se implementará en Andina consta de 4 galerías de producción, con 31 puntos de extracción en total posicionados en las galerías de producción como lo indica la Figura 8. La cantidad de puntos de extracción por calle se ven en la Tabla 1.

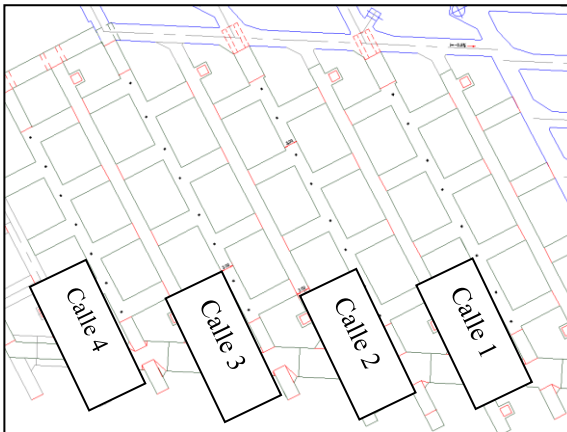


Figura 8: Módulo MCA con 4 galerías de producción

Tabla 1: Número de puntos de extracción por calle en MCA

Calle	Número de puntos de extracción
1	8
2	8
3	8
4	7

2.2.2. Antecedentes sector minería continua Andina MCA

El módulo MCA se encuentra inserto en un sector norte-oeste del Panel III de la mina Andina, colindante a sectores previamente explotados mediante el uso de equipos LHD. El sector adyacente previamente explotado lo componen puntos de extracción que poseen dos diseños de malla de extracción, como lo indica la Figura 9, una malla tipo Teniente de 13x15 colindante al oeste del MCA y una malla tipo teniente 13x17 colindante al norte.

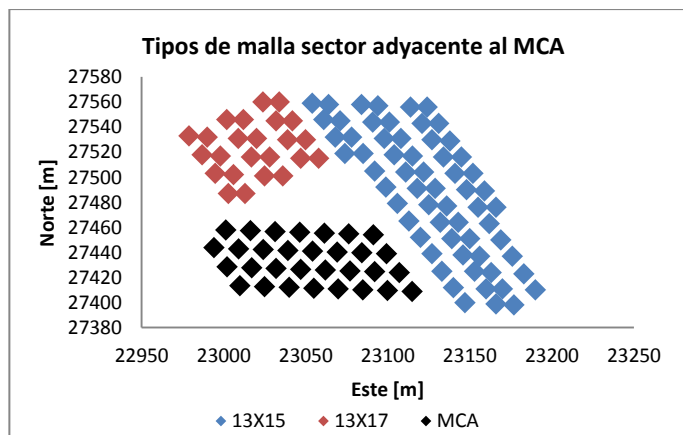


Figura 9: Mallas de extracción sector adyacente al MCA

El sector previamente explotado comenzó su extracción en el año 2007 con 8 puntos de extracción, luego se fueron incorporando los demás puntos hasta el año 2010. La Figura 10 muestra la apertura de puntos de extracción del sector adyacente al MCA.

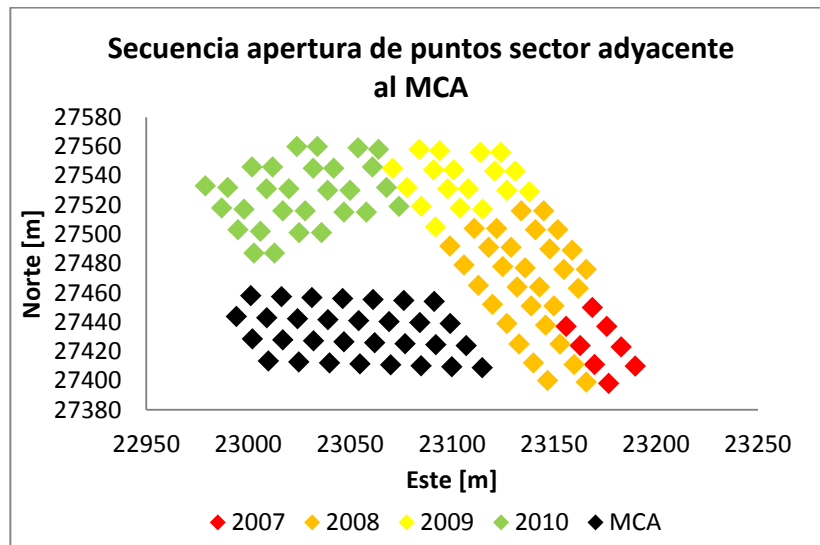


Figura 10: Secuencia apertura puntos de extracción adyacentes al MCA

El módulo de MCA comenzará su extracción en Septiembre del año 2013, existiendo una diferencia de 5 años con los puntos inmediatamente contiguos al este pertenecientes a la malla Teniente 13x15.

Debido a extracciones pasadas (Panel II de Andina) existe material quebrado sobre el Panel III, particularmente sobre los puntos de extracción LHD, correspondientes al sector adyacente al MCA. Las Figura 11 y Figura 12 muestran el material quebrado sobre el Panel III de Andina debido a la extracción de sectores superiores ya abandonados.

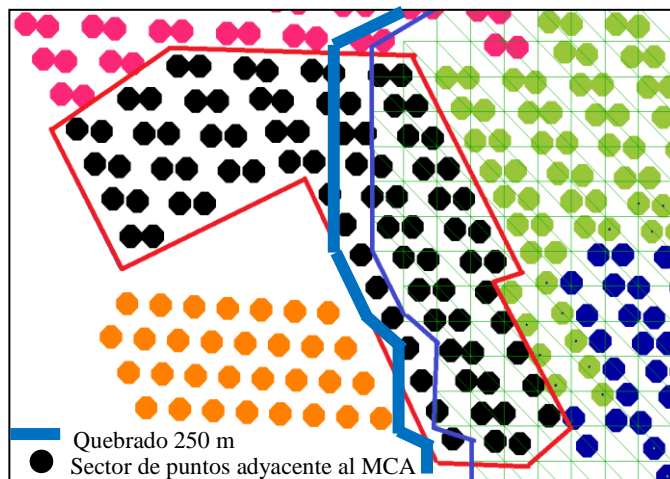


Figura 11: Quebrado a 250 m sobre el sector adyacente al MCA

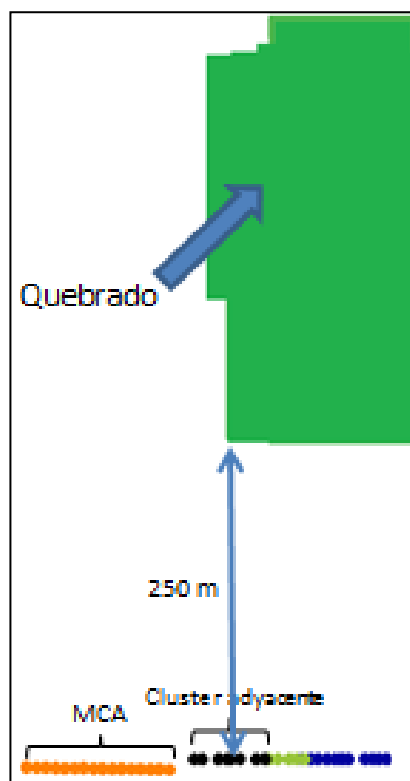


Figura 12: Perfil Este-Oeste mostrando el material quebrado sobre el sector adyacente al MCA

Según el plan de producción del sector adyacente al MCA, para septiembre del año 2013 los puntos de extracción de tal sector tendrán un alto porcentaje de extracción como lo indica la Figura 13.

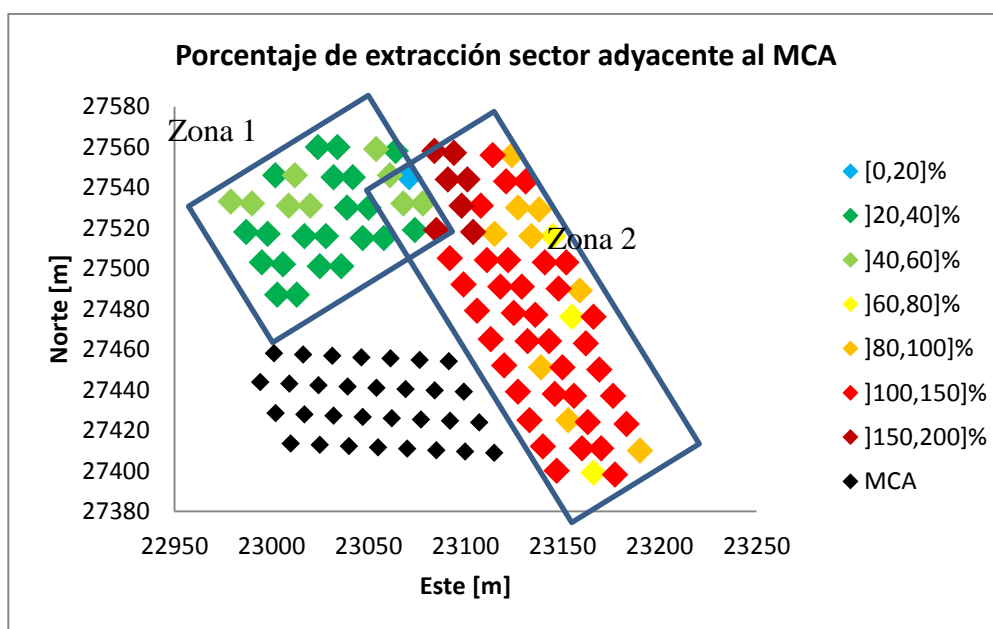


Figura 13: Porcentaje de extracción sector adyacente al MCA

Se pueden observar dos zonas que poseen puntos de extracción con porcentajes de extracción similares. Notar que la zona 2 se encuentra justo debajo de material quebrado.

Tabla 2: Porcentaje de extracción y altura columna in-situ sector adyacente al MCA

Zona	Altura promedio columna in-situ	% extracción promedio zona	Mínimo % extracción	Máximo % extracción
1	600 m	35%	20%	52%
2	250 m	122%	74%	203%

Según indica la Tabla 2 existen puntos de extracción del sector adyacente al MCA que poseerán un porcentaje de extracción sobre el 200% al momento en que se inicie la extracción en el MCA, dando pie para que se genere un halo de desplome sobre el módulo de MCA afectando las alturas de columna de los puntos de extracción del módulo. El desplome es considerado un volumen de material diluyente de ley 0% de CuT con un ángulo de 70° con respecto a la horizontal desde el nivel de hundimiento que fragmenta fino, como un material secundario. Considerar el desplome con estas características es una aproximación que se hace para alcance de este trabajo. Este efecto en la disminución de las alturas de columna de mineral primario de los puntos de extracción del MCA hace que se disminuya en 35 m en promedio las alturas de columnas de módulo, es decir, un 21% de disminución. Teniendo un efecto más notorio en los puntos de extracción más cercanos al sector adyacente previamente explotado, con una disminución de 81 m, es decir un 60% de disminución. La Figura 14 muestra como el desplome afecta las alturas de columna de un sector nuevo de explotación.

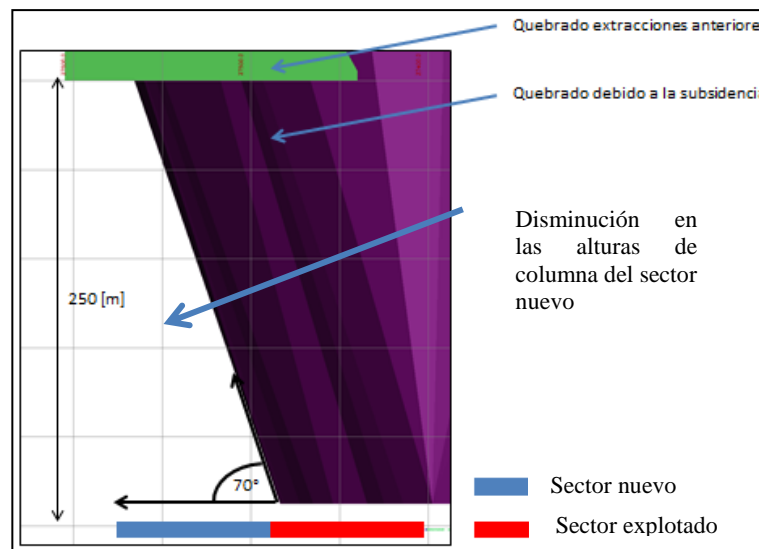


Figura 14: Efecto del desplome en la disminución de las alturas de columna de un nuevo sector (Perfil Este-Oeste)

Inmediatamente sobre el módulo de MCA existe mineral primario con una altura de columna de 167 m en promedio, sobre el mineral primario existe mineral secundario y este se

puede ver claramente en la Figura 15 en base al RMR. La estrategia de tiraje que se requiere determinar para el módulo de MCA contempla la total extracción del mineral primario sobre el módulo, con un horizonte de planificación de 2 años. Por lo tanto todos los análisis posteriores se hacen en base a las alturas de mineral primario sobre los puntos de extracción de módulo.

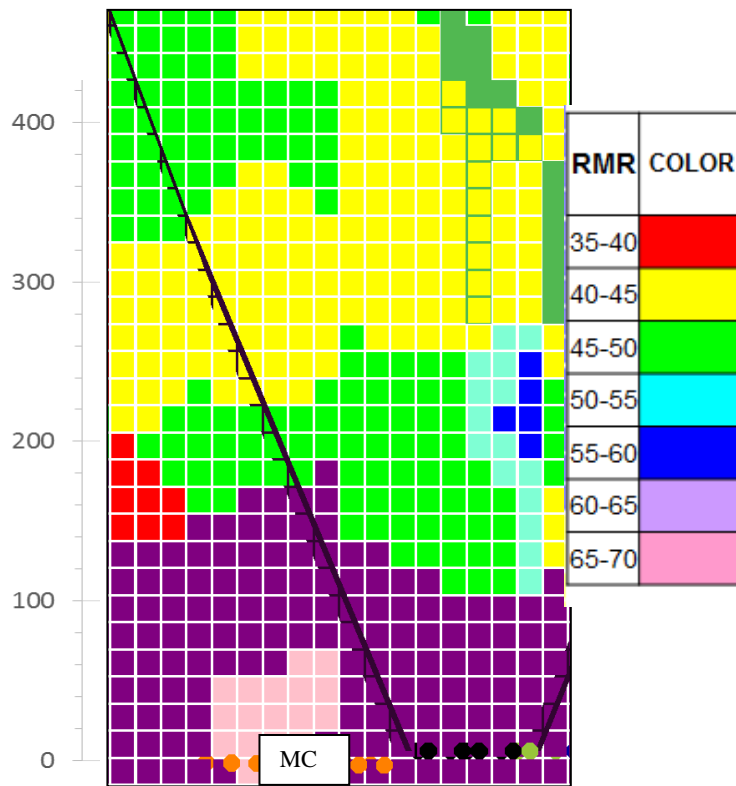


Figura 15: Perfil norte 27.430

Si bien existen estudios que muestran que la extracción de mineral mediante block caving genera un halo de desplome (Hatch, 2009)^[12], este no está documentado ni cuantificado con mediciones en terreno, los estudios muestran que es vertical en los primeros metros sobre el hundimiento y que luego a cierta altura tiene un ángulo de 32° o mayor (dependiendo de la competencia del macizo rocoso). Para efectos de este trabajo el desplome se considera un volumen desde el nivel de hundimiento con un ángulo de 70° con respecto a la horizontal sobre todo el sector ya explotado.

2.3. TIRAJE EN MINAS BLOCK/PANEL CAVING

El tiraje o una estrategia de tiraje se define como el control de la cantidad de mineral que es extraída por los puntos de extracción en un periodo de tiempo determinado. La estrategia de tiraje puede tener diferentes objetivos dependiendo de cada faena, pueden existir tirajes que busquen minimizar la dilución extraída por los puntos de extracción con tal de mantener la ley de del mineral que es enviado a planta o bien mantener una condición estable de esfuerzos que no afecten ni dañen los sectores productivos, además de no producir condiciones que permitan estallidos de aire o barro.

El tiraje no es arbitrario y depende de la fragmentación, propagación del caving, calidad del macizo rocoso, etc. En los primeros periodos de extracción la velocidad de extracción es menor, se debe controlar el caving de manera tal que no se produzcan eventos como estallidos de aire, así se le da tiempo para que no se provoquen vacíos que puedan generar bóvedas de aire. Luego que el caving es conectado a superficie o a un sector quebrado (previamente explotado) la velocidad de extracción puede aumentar, por lo tanto el tiraje se puede dividir en dos etapas:

Etapas inicial de caving

Etapas de inicio del caving hasta que es conectado a superficie o un nivel superior previamente explotado. Esta etapa está condicionada por diferentes factores, entre ellos, el punto de inicio de la socavación y su dirección, forma de frente de avance de la socavación, condiciones geomecánicas del cuerpo mineralizado, número de puntos activos, estrategia de tiraje y plan de producción. Se debe hacer la diferencia entre la tasa de propagación del caving y la tasa de extracción de mineral. Si la tasa de propagación del caving es mayor que la tasa de extracción de mineral no debiesen haber demasiados problemas, pues siempre hay mineral disponible para ser extraído por los puntos de extracción, mientras que si la tasa de extracción es mayor que la tasa de propagación, se crearán vacíos de aire, pudiendo provocar estallidos de aire e inestabilidad en los sectores productivos. De esta manera resulta muy importante tener registro de la altura de cave back (interface quebrado-sólido), para hacer una comparación entre las tasas de extracción y propagación y de esta forma idear un control de tiraje adecuado.

Etapas en régimen

Si el caving ya ha alcanzado superficie o ha conectado con un sector superior previamente explotado el tiraje puede ser modificado, pudiendo aumentar la tasa de extracción debido a que el riesgo de crear vacíos de aire disminuye. De esta forma Laubscher (2000) describe las estrategias de tiraje más utilizadas en minas explotadas mediante block/panel caving.

Tiraje uniforme: trata básicamente de extraer la misma cantidad de toneladas de un punto de extracción con respecto a sus puntos vecinos. Si las columnas de mineral de cada punto o de un grupo de puntos no son las mismas, esta estrategia no entregaría buenos resultados en cuanto a recuperación y dilución.

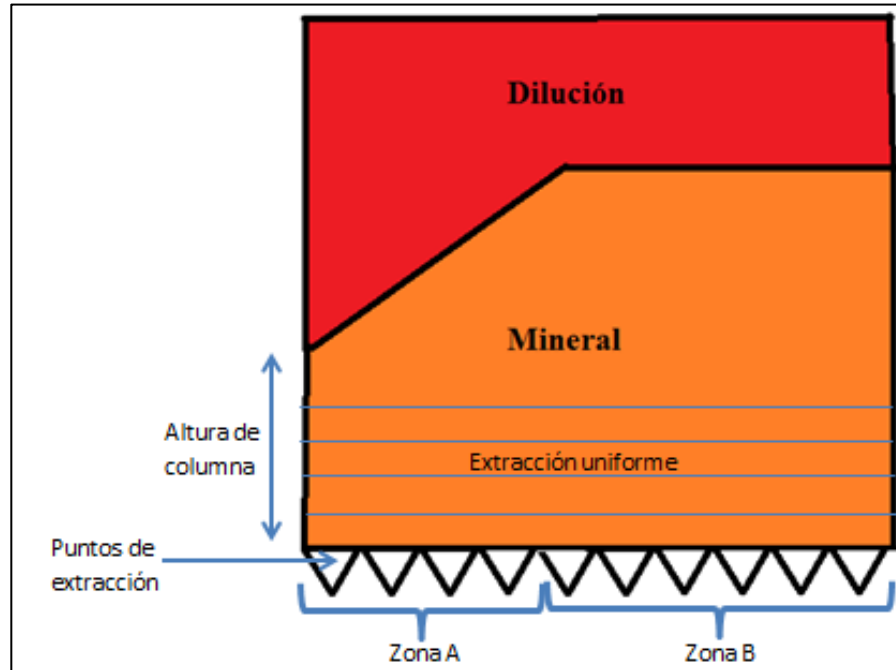


Figura 16: Estrategia de tiraje uniforme

En la Figura 16 existen dos zonas de puntos de extracción que tiene diferentes alturas de columna. Si se realizará una estrategia de tiraje uniforme los puntos de extracción de la zona A presentarían una entrada de dilución más temprana que los de la zona B. En cambio si la altura de columna de mineral de todos los puntos fuera la misma, una estrategia de tiraje uniforme sería la mejor opción para disminuir la dilución y aumentar la recuperación.

Tiraje proporcional a la altura de columna: consiste en ponderar una estrategia uniforme por un factor de escalamiento que tiene relación con la diferencias de alturas de mineral asociadas a cada punto de extracción, de esta manera la idea es que los puntos se agoten en el mismo tiempo. Si existe una alta diferencia entre las alturas de los puntos se pueden generar problemas en la planificación. Una solución para que este problema disminuya su efecto es tomar grupos de puntos y asignarles una altura promedio con tal de que no existan alturas demasiado grandes, y realizar la planificación con estas alturas promedio para cada punto, se podría denominar como una “suavización” de las alturas de los puntos de extracción (ver **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**)

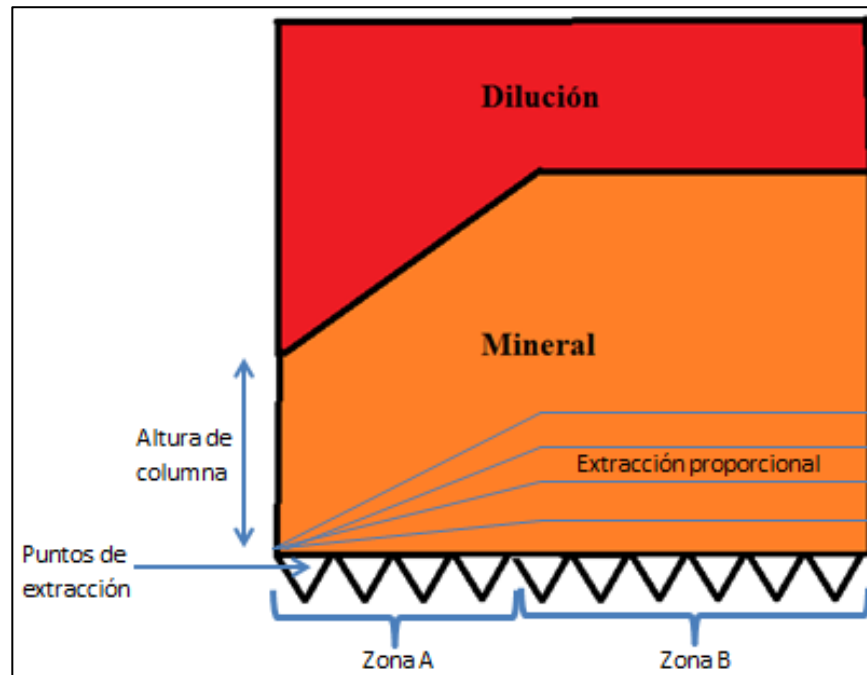


Figura 17: Estrategia de tiraje proporcional a la altura de columna

Altas leyes: se trata de extraer a una mayor velocidad los puntos que presentan una ley promedio mayor en su columna de mineral. De esta manera se generará un tiraje aislado afectando las columnas de los puntos vecinos haciendo que la dilución entre tempranamente. Esta estrategia obedece a un criterio económico y no técnico.

Control de la interface inclinada de mineral-diluyente: se trata de mantener un tiraje que controle la entrada de dilución temprana a los puntos de extracción. Básicamente se mantiene una tasa de extracción inversamente proporcional a la distancia del punto de extracción a la interface inclinada.

2.4. SOFTWARE DE SIMULACIÓN REBOP 3.1

Rebop es una herramienta numérica de simulación de flujo gravitacional de roca fragmentada desarrollada por ICS y MMT basada en los mecanismos de flujo observados en PFC3D y posteriores modelos físicos para la simulación de la evolución de los elipsoides de extracción y su interacción. El algoritmo basa su funcionamiento en el crecimiento y propagación del elipsoide de movimiento (IMZ) producto del material que es extraído en el punto de extracción (Lorig and Cundall, 2000)^[13]. Entrega reportes de tonelaje y leyes extraídos por punto de extracción y período según la carta de extracción que se le asigne, además entrega reportes con marcadores que poseen atributos correspondientes al modelo de bloques (tipos de roca, leyes, contenido de dilución, etc.). Es importante destacar que REBOP no realiza suposiciones previas acerca de la geometría de los elipsoides de movimiento, sino que permite que ésta se genere a partir de “micro-reglas” que gobiernan el flujo (Carlson y otros, 2004)^[14].

El modelo considera la discretización del medio en tajadas con forma de disco, las que componen el IMZ, éstas tajadas pueden crecer debido a la expansión lateral o a la adición de masa proveniente desde una tajada superior. El crecimiento de la IMZ es controlado por el colapso del arco de movimiento (en la vertical) y por la erosión (en la horizontal), además considera que el material puede adherirse desde una zona de menor porosidad a una de mayor porosidad dentro del elipsoide (Pierce, 2009). El colapso corresponde al fenómeno en el cual el material de una capa inferior es removido haciendo que el material correspondiente a la capa superior fluya descendientemente ocupando el vacío generado. Si el volumen de ambas capas es el mismo, la superior suplirá el espacio de la inferior completamente, de lo contrario, si el volumen de la capa superior es menor que el de la inferior, el material colapsado que desciende aumenta su porosidad. Por otro lado, la erosión corresponde al fenómeno que ocurre cuando el material que fluye se mueve en contacto con material que no fluye y lo hace comenzar a moverse debido al roce que lo eroda. Para tener un registro del movimiento y calcular las leyes y otros atributos de los elementos que van siendo extraídos, el algoritmo discretiza el medio con marcadores que contienen las propiedades de los bloques sobre los cuales se dispusieron antes de comenzar el flujo.

Parámetros de entrada

Los parámetros de entrada que Rebop 3.1 necesita son el modelo de bloques, la carta de tiraje, los puntos de extracción con las dimensiones de sus bateas y (opcional) un arreglo de marcadores para observar el comportamiento del flujo.

1) Modelo de bloques

El modelo de bloques es una representación en paralelepípedos regulares que almacenan información y poseen una ubicación espacial. Esta representación corresponde al yacimiento, y para REBOP, el modelo de bloques se compone de los siguientes atributos:

- Ubicación espacial del centroide (coordenadas).
- Período de quiebre (Cave Period): el cual indica el período desde el cual el bloque está dispuesto a fluir
- Leyes
- Densidad sólida del bloque
- Porosidad in-situ de material (previa al esponjamiento)
- Porosidad máxima del material: corresponde a aquella que alcanza en la batea
- Ángulo de fricción del material
- Diámetro medio: diámetro medio esperado producto de la fragmentación primaria del bloque. El modelo asume que esta distribución será gaussiana
- Desviación estándar del diámetro: desviación estándar de la fragmentación primaria del bloque
- UCS: resistencia a la compresión uniaxial del bloque

Dependiendo del diámetro medio y desviación estándar de los fragmentos producto de la fragmentación primaria, las elipses de movimiento resultantes producto de la extracción de mineral tienen un radio que las caracteriza y para efectos del simulador este radio tiene un valor determinado. Las fragmentaciones usadas posteriormente en este trabajo son denominadas “gruesa” y “fina”. Gruesa posee un diámetro de 1 m y desviación estándar de 0,5 m, mientras que la fina un diámetro de 0,01 m y una desviación estándar de 0,005 m. El efecto en las elipses de movimiento que tienen estos parámetros en los resultados de las simulaciones se puede ver en la Figura 18.

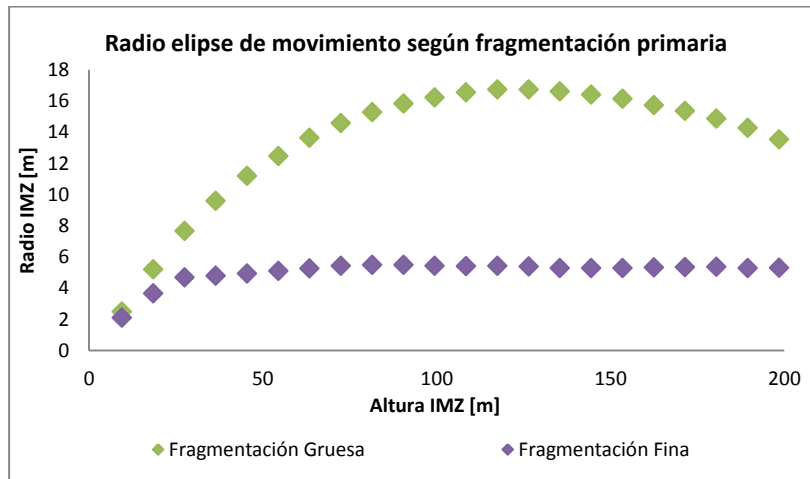


Figura 18: Radio elipse de movimiento según fragmentación primaria

2) Puntos de extracción y geometría de bateas

Los puntos de extracción poseen una ubicación espacial y la asignación de una batea, la cual puede compartir con otro punto de extracción. Por su parte las bateas definen su geometría con una serie de parámetros geométricos relativos a su altura y los ángulos formados por sus paredes.

3) Marcadores

El software permite ingresar marcadores de manera de observar el flujo. Estos marcadores no poseen masa y son útiles para representar marcadores reales ubicados en la mina. Se ingresan con un nombre y una ubicación espacial.

3. METODOLOGÍA

El trabajo de título se rige por una metodología desarrollada para la determinación de una estrategia de tiraje para el módulo MCA y es presentada a continuación:

Etapa 1 Recopilación y preparación de datos

Se recolectan los datos correspondientes a la extracción histórica de mineral del Panel III de Andina, ubicación de los puntos de extracción, modelo de bloques de la mina y dilución reportada en los puntos de extracción. Luego de la recolección se deben realizar cálculos como porcentaje de extracción de columna para sectores contiguos previamente explotados a los sectores de estudio, PED 3% con datos mina, etc. El PED 3% se define como el porcentaje de columna extraída para un punto de extracción al momento en que el tonelaje de dilución acumulada que se ha reportado es igual al 3% del tonelaje extraído. Se escogen dos sectores para estudiar, un sector LHD y un sector parrillas.

Etapa 2 Simulación back análisis

Esta etapa tiene como objetivo determinar los dos parámetros que mejor ajustan a los datos mina, con tal de luego replicarlos en el estudio del sector de MCA. Luego de la recopilación de las bases de datos se realiza un análisis de sensibilidad con respecto a dos parámetros que definen el comportamiento de flujo gravitacional de un sector nuevo de explotación y esta contiguo a sectores previamente explotados. Estos parámetros son la velocidad de propagación de caving y el desplome que afecta las alturas de columna del nuevo sector a explotar generado por la alta extracción del sector ya explotado. Se realizan simulaciones de la extracción de mineral de dos sectores del Panel III de Andina, un sector LHD y otro parrillas, con tal de determinar los parámetros que mejor ajustan los resultados a los datos mina. Los resultados que se comparan son el número de puntos de extracción que reportan dilución y el PED 3% promedio del sector.

Etapa 3 Estrategia de tiraje y plan de producción

De la etapa anterior se obtienen los parámetros que mejor representan los datos mina. Estos parámetros se extrapolan al sector del módulo de minería continua y se realizan simulaciones con dos estrategias de tiraje diferentes, una denominada Uniforme y otra Proporcional a la altura de columna. Ambas estrategias consideran los 31 puntos de extracción pertenecientes al módulo de MCA con un horizonte de planificación de 2 años y siguen una serie de restricciones de velocidades de extracción en función del porcentaje de columna extraída previa a la conexión y la disminución de las alturas de columnas de los puntos de extracción bajo el desplome. La estrategia elegida será aquella que retrase la entrada de dilución en promedio al

módulo de minería continua y aumente el tonelaje de mineral y finos a extraer en dos años, esto se entiende como maximización de la utilización del módulo MCA.

A continuación en la Figura 19 se muestra un diagrama de la metodología empleada en el trabajo de título.

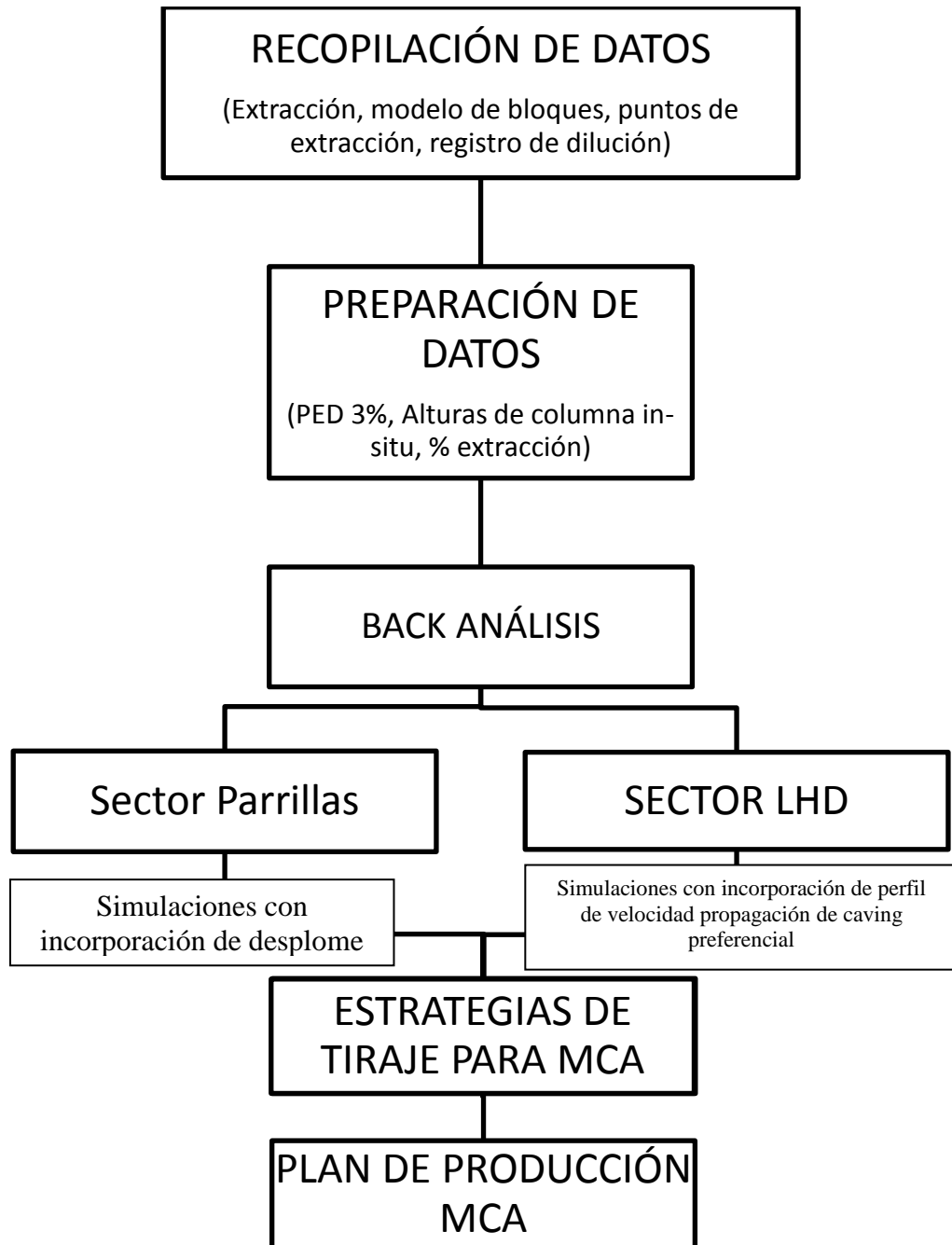


Figura 19: Metodología empleada en el trabajo de título

4. BACK ANÁLISIS SECTORES ANDINA

El estudio del back análisis tiene el propósito de determinar los parámetros que condicionan la extracción de un sector nuevo adyacente a uno previamente explotado. Principalmente, los dos parámetros para los cuales se requiere estimar su efecto son la velocidad de propagación de caving y el desplome que genera un sector previamente explotado. Es necesario que el análisis se realice sobre sectores que tengan una diferencia de apertura de puntos de extracción en años notoria con tal de que los porcentajes de extracción de los sectores previamente explotados sean lo suficientemente altos condicionando la extracción de los nuevos sectores. De esta manera se seleccionan dos sectores del Panel III de Andina para realizar el estudio back análisis.

4.1. Definición de sectores

El primer sector elegido corresponde a un sector ubicado al oeste del Panel III de Andina que se explota mediante sistema parrillas. Este sector parrillas comprende dos sectores que tienen una diferencia de apertura de puntos de extracción de 10 años. El sector LHD seleccionado corresponde a un sector ubicado al oeste del sector parrillas y comprende dos sectores que tienen una diferencia de 8 años (ver Figura 20).

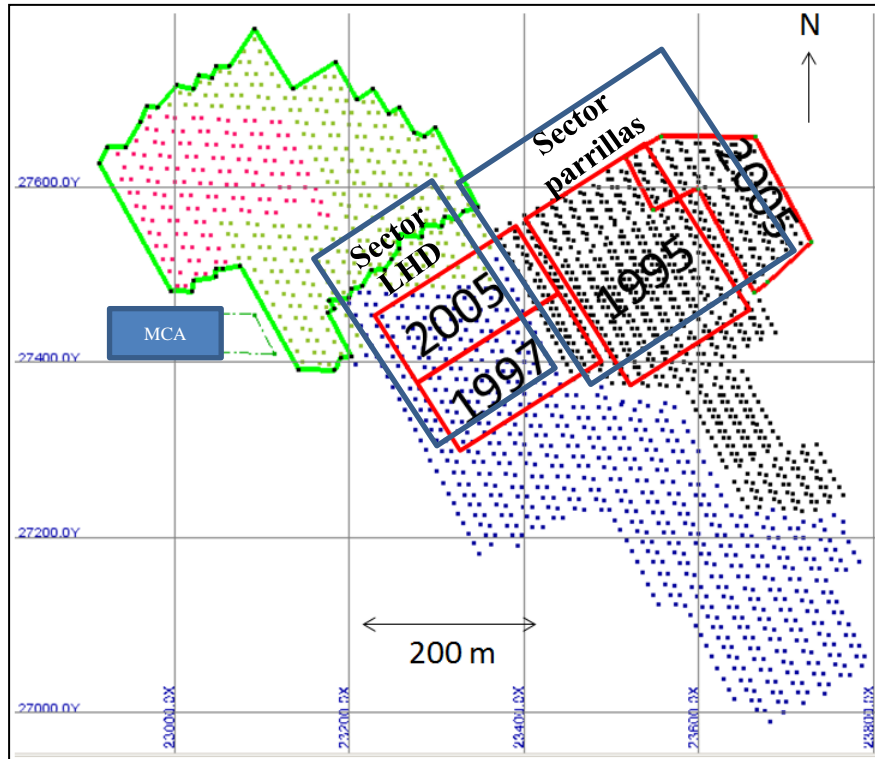


Figura 20: Ubicación sectores parrillas y LHD para back análisis (Panel III Andina)

Las [Tabla 3](#) y [Tabla 4](#) muestran las características de ambos sectores.

Tabla 3: Características sector parrillas

Sector parrillas	Número de puntos de extracción	Área [m ²]	Comienzo de la extracción
Nuevo	169	13.700	2005
Explotado	568	46.000	1995

Tabla 4: Características sector LHD

Sector LHD	Número de puntos de extracción	Área [m ²]	Comienzo de la extracción
Nuevo	113	22.000	2005
Explotado	154	30.000	1997

4.2. Sector parrillas

4.2.1. Antecedentes sector parrillas

El sector parrillas se encuentra emplazado en mineral secundario en el Panel III de Andina, con alturas desde los puntos de extracción hasta la interface primario secundario que van desde los 100 m hasta los 450 m (ver Figura 21).

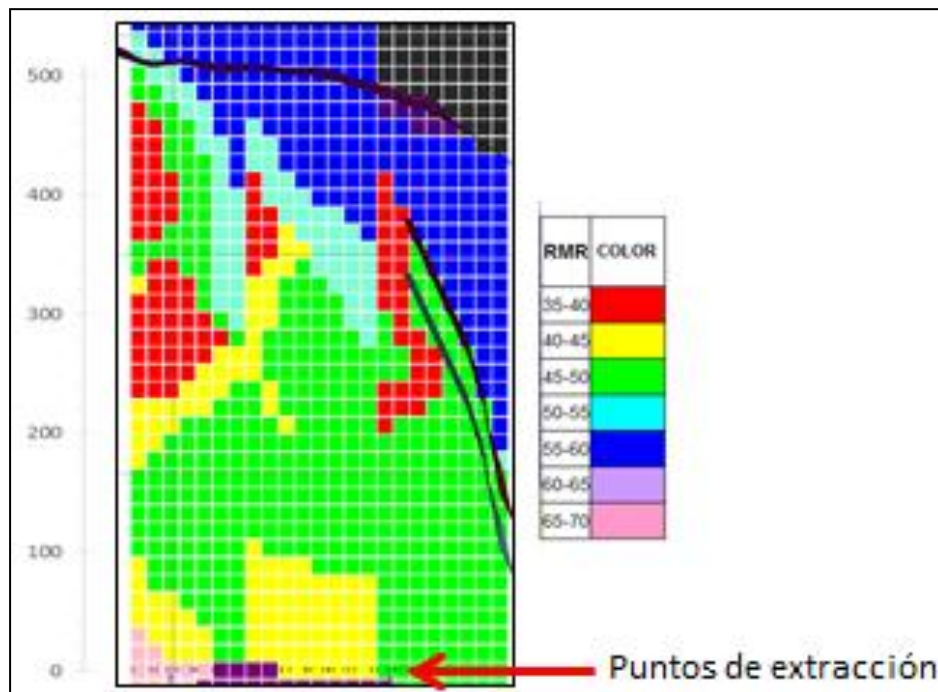


Figura 21: Perfil norte 27.556 sector parrillas

El sector adyacente previamente explotado comienza su extracción en el año 1995, existiendo una notoria diferencia entre el sector nuevo, que comienza su explotación en el años 2005, de esta

forma el porcentaje de extracción del sector explotado al año 2005 es alto, del orden de 105% en base a la columna in-situ. Se puede ver dicho porcentaje de extracción en la Figura 22.

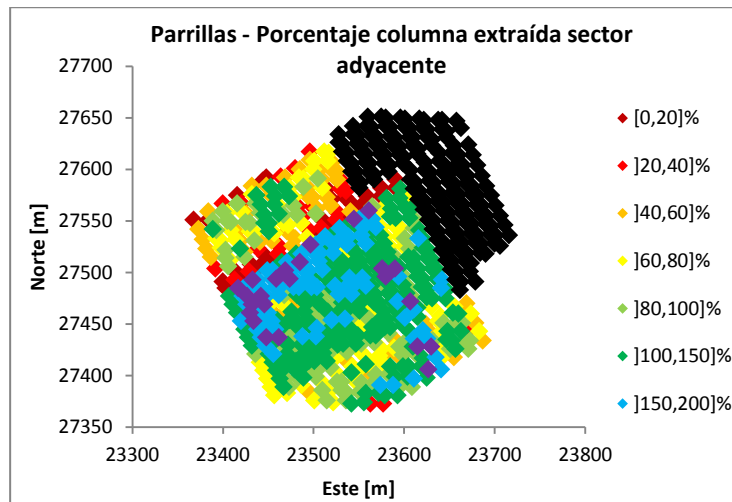


Figura 22: Porcentaje de extracción sector adyacente sector parrillas

De la Figura 22 se puede observar que existen puntos de extracción de los que no se ha extraído mineral y otros que tienen una extracción del orden de 300%. En promedio el sector se ha extraído un 105% al momento en que se inicia la extracción en el sector nuevo (2005). En promedio, el sector posee un tonelaje de 69.800 t de mineral extraíble por punto de extracción. Un análisis sobre los puntos de extracción pertenecientes a la interface del nuevo sector y el sector explotado se muestra en la Figura 23.

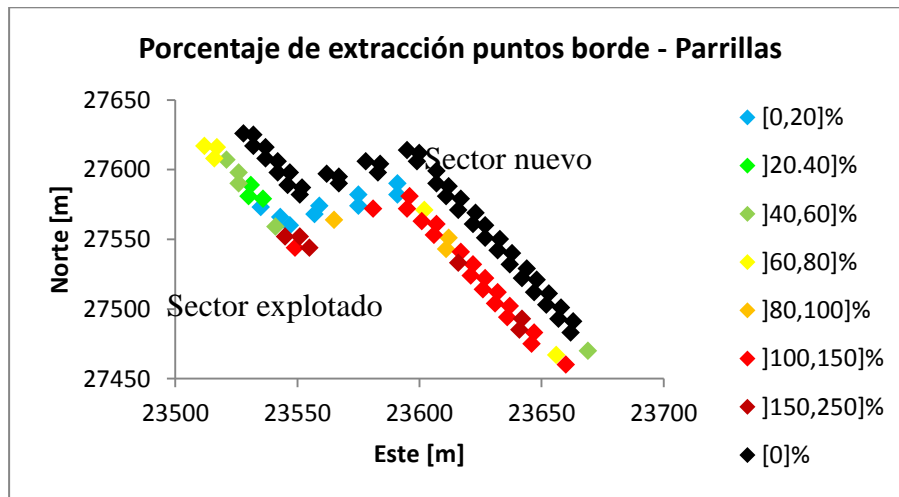


Figura 23: Porcentaje de extracción al inicio de extracción sector parrillas al 2005 para los puntos de la interface entre el sector explotado y el nuevo sector.

La Figura 23 muestra que existe un alto porcentaje de extracción en los puntos de extracción del sector explotado el momento en que se inicia la extracción del nuevo sector, sobre todo en los puntos desde la coordenada este 23.600 o superior, los cuales tienen un porcentaje de extracción promedio de 150%. Sobre el sector parrillas se encuentra el material quebrado de las extracciones

pasadas del Panel II de Andina, en la Figura 24 se muestra el quebrado a diferentes cotas sobre el sector parrillas (Paredes, 2012)^[15].

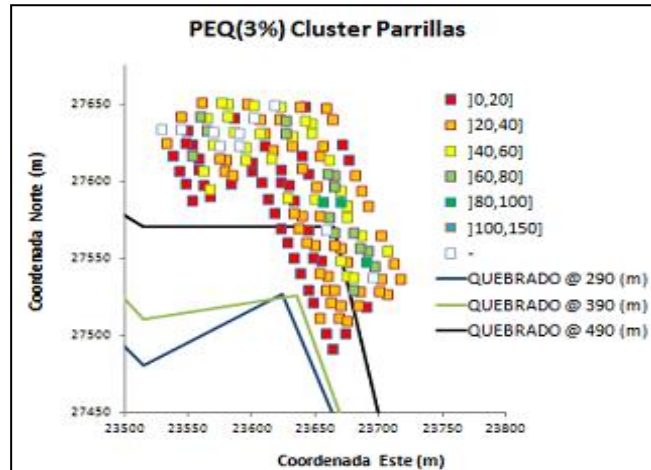


Figura 24: Quebrado a diferentes cotas sobre el sector parrillas

Paredes postula que para que la dilución haya entrado muy tempranamente al sector nuevo del parrillas (sector que comienza su extracción en el año 2005) la dilución tendría que provenir del material quebrado que descendió debido a la alta extracción del sector adyacente previamente explotado (sector que comienza su extracción en el año 2005) y luego tuvo que haberse desplazado lateralmente sobre el nuevo sector.

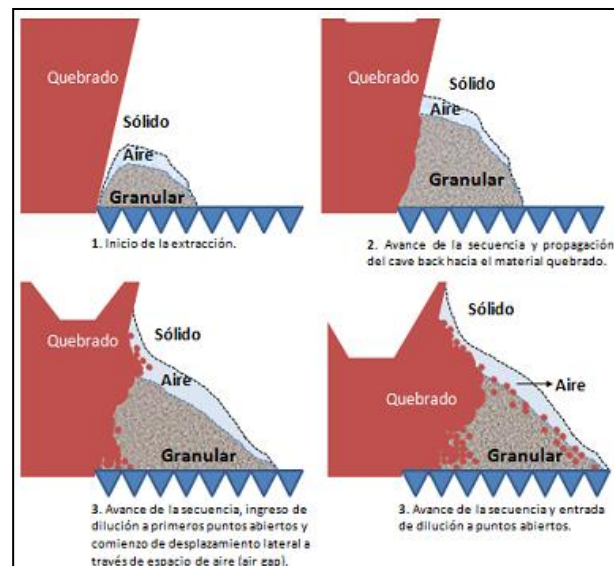


Figura 25: Mecanismo de entrada lateral de dilución (Paredes, 2012)

Paredes menciona que una vez iniciada la extracción en un nuevo sector la propagación del caving del nuevo sector tenderá a propagarse más rápido hacia el sector hundido generándose espacios de aire (air gap) que permiten que la dilución se desplace lateralmente hacia los primeros puntos de extracción abiertos. También postula que la propagación del caving en el nuevo sector se detuvo en la interface de mineral primario y secundario que se puede observar en

la Figura 25 debido a la diferencia de RMR que existe en esa zona. De esta forma Paredes concluye que en el sector parrillas existió un cuelgue de mineral en la interface y que el caving se propagó preferencial hacia el sector hundido, además si se genera un espacio de aire suficientemente grande y el ángulo de la pila de material quebrado permite el flujo lateral de material, este viaja hasta los puntos más alejados de la interface de material quebrado. Paredes basa sus conclusiones en base a los resultados mostrados en la Figura 26.

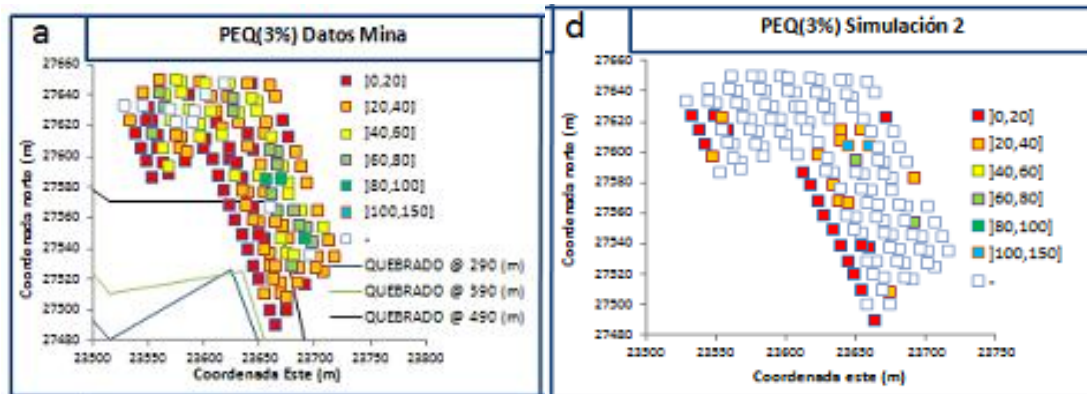


Figura 26: Resultados simulaciones realizadas por Paredes para el sector parrillas (2012)

Los resultados de la Figura 26 a) muestran el PED 3% según los datos mina, y los resultados que arrojó una simulación (denominada Simulación 2) que considera un perfil de propagación preferencial hacia el sector hundido y un cuelgue de mineral en la interface de RMR son los que se muestran en la Figura 26 d). Si bien los resultados para el PED 3% en promedio para el sector en la simulación son similares a nivel de sector con los datos mina y al igual que su desviación estándar, la cantidad de puntos de extracción que reportan dilución en la simulación es un número (30 aproximadamente) muy menor a los datos mina (150 aproximadamente), por lo que probar la hipótesis de entrada de dilución lateral al sector con estos resultados no bastaría. De este análisis es que se recomienda tomar en consideración para la planificación de un nuevo sector otro parámetro importante cuando sectores son extraídos en un alto porcentaje al momento de comenzar la explotación del nuevo sector adyacente. Tal parámetro es el que se denomina desplome y es generado por los altos porcentajes, mayor al 100%, de extracción que se realizan en minas explotadas mediante block/panel caving. Se asume que se produce un halo de material quebrado diluyente sobre el nuevo sector que posee una ley 0% CuT y una fragmentación fina, similar a un mineral secundario. (ver Figura 14)

El sector parrillas posee registros de dilución desde el año 2006, y son datos que fueron tomados en terreno por medio de trabajadores que revisan cada punto de extracción y le asignan un porcentaje de material quebrado al punto. En base a estos datos se determina el PED 3% de material quebrado para el sector que se muestra en la Figura 27.

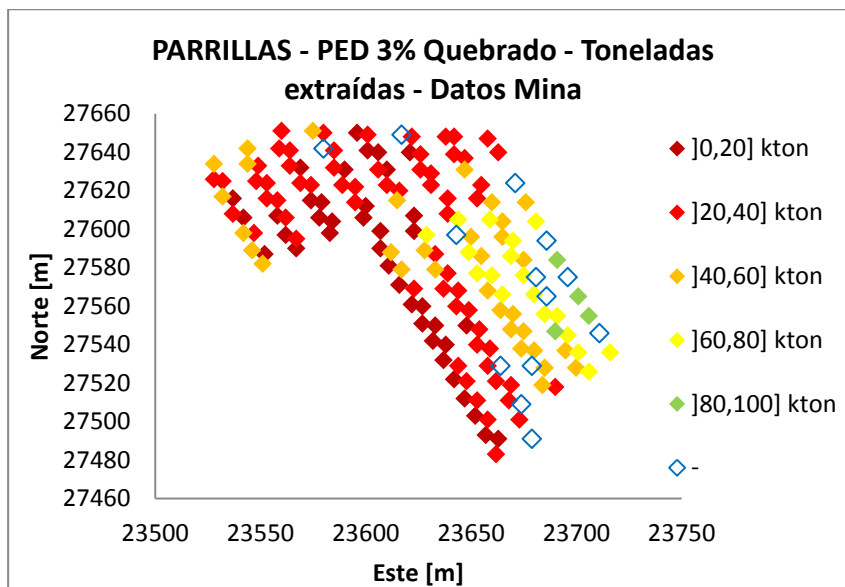


Figura 27: PED 3% material quebrado en toneladas extraídas para datos mina sector parrillas

El sector que comienza su extracción en al año 2005 reporta un PED 3% de material quebrado promedio de 34.350 t con una desviación estándar de 20.770 t, registrándose 156 puntos con dilución. La gran desviación de tonelaje al que entra el material quebrado se debe a que el desplome generado por el sector previamente explotado disminuyó las columnas de mineral de los puntos del sector parrillas analizado lo que permitió una entrada temprana de dilución.

Conclusiones antecedentes sector parrillas

Se puede concluir que un perfil de propagación de caving preferencial a sector hundido y que el cuelgue de mineral a una altura definida por la diferencia de RMR en el sector parrillas entregan mejores resultados, en comparación a los datos mina (Paredes, 2012), sin embargo, es muy temprano concluir que la dilución temprana que entró al sector tiene procedencia lateral. Se deben incluir más parámetros y variaciones de los ya mencionados, con tal de que la cantidad de puntos que reportan dilución sea similar a los datos mina, además de acercarse en la media y desviación estándar del PED 3% de material quebrado. De esta forma es que se postula la inclusión del desplome que genera la alta extracción de un sector adyacente a uno nuevo que aún no se ha explotado.

4.2.2. Simulaciones sector parrillas

Para el sector parrillas se considerarán los siguientes parámetros en las simulaciones:

Velocidad de propagación de caving: el caving se propagará preferencialmente hacia sector hundido con un perfil de velocidad como lo indica la Figura 28. Paredes demuestra que un perfil de caving preferencial a sector hundido entrega mejores resultados en cuanto a nivel de sector, en

base a un análisis del PED 3% de material quebrado. Las velocidades de propagación de caving hacen referencia a la distancia a la que se ubica el punto de extracción de la interface con el sector adyacente previamente hundido.

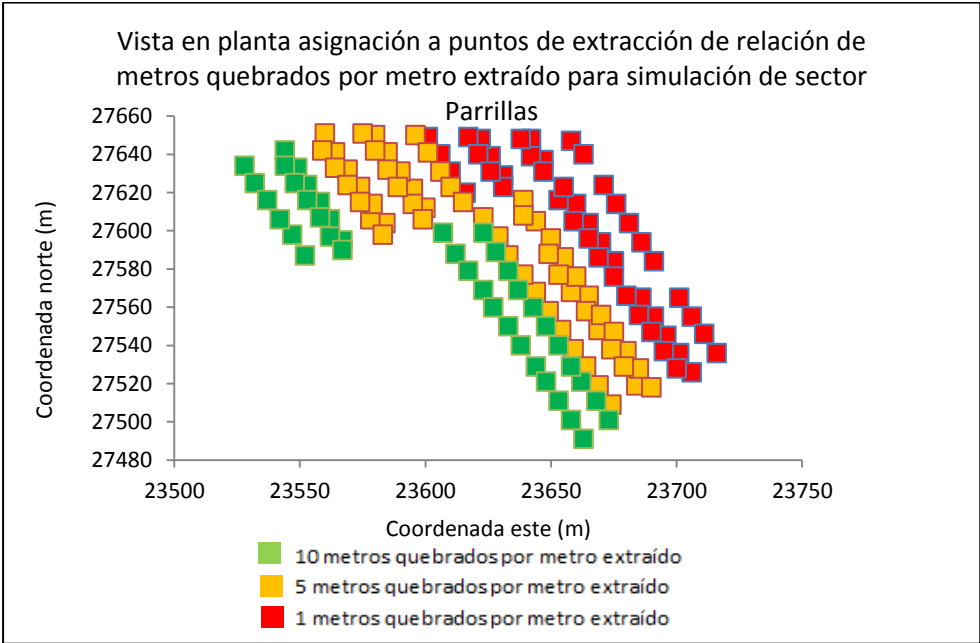


Figura 28: Perfil de propagación de caving sector parrillas

Un perfil de velocidad de propagación de caving preferencial se caracteriza por el ángulo de propagación de caving y está dado por una relación geométrica entre las velocidades de propagación de caving asociadas a los puntos de extracción como se muestra en la Figura 29.

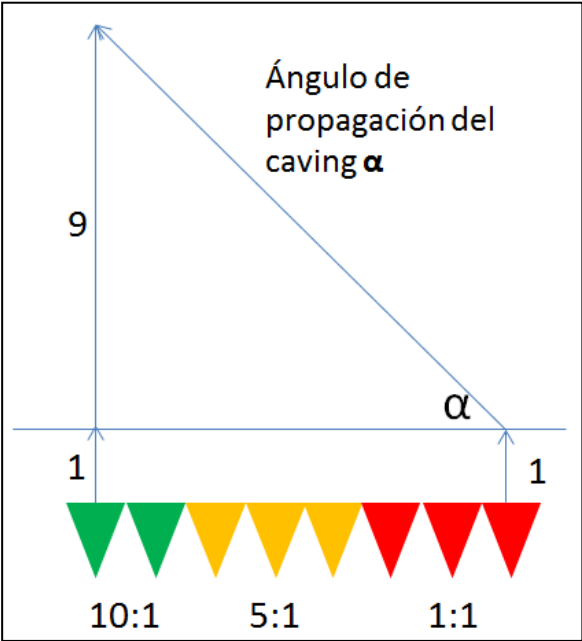


Figura 29: Esquema que muestra el ángulo de propagación de caving (α)

- 10:1 → 10 [m] quebrados por metro extraído
- 5:1 → 5 [m] quebrados por metro extraído
- 1:1 → 1 [m] quebrado por metro extraído

Dependiendo de la uniformidad de la extracción del sector el ángulo variará según el tonelaje extraído de los puntos de extracción. Las velocidades que se utilizan en el trabajo de título para representar un perfil de propagación de caving preferencial fueron establecidas en base a reuniones de trabajo con IM2 y son arbitrarias. El software no hace distinción entre velocidades de propagación de caving parecidas, si lo hace cuando existe una diferencia notable, ejemplo 1:1 y 5:1.

Cuelgue de mineral: se considerará un cuelgue de mineral al igual que lo hizo Paredes y además se considerará otra altura de cuelgue, 50 m más abajo que la interface dada por la diferencia de RMR, con tal de hacer un análisis de sensibilidad con respecto a este parámetro. La única forma de que el simulador realice un movimiento lateral de material es que sobre los puntos de extracción no exista material que pueda fluir, esto es representado mediante el cuelgue de mineral a cierta altura, de manera tal que cuando el caving se propague hasta la interface dada por la diferencia de RMR no pueda seguir propagándose y necesariamente tendrá que fluir material del costado de manera lateral (elipses de movimiento y de extracción erodan el mineral de los costados). Es importante notar que este parámetro sólo es considerado debido a que existe una diferencia notoria de RMR (de 30 MPa) en altura sobre el sector parrillas, de no existir tal diferencia resultaría absurdo tomar en cuenta este parámetro, pues no existiría una base que respaldara el cuelgue de mineral (ver Figura 30).

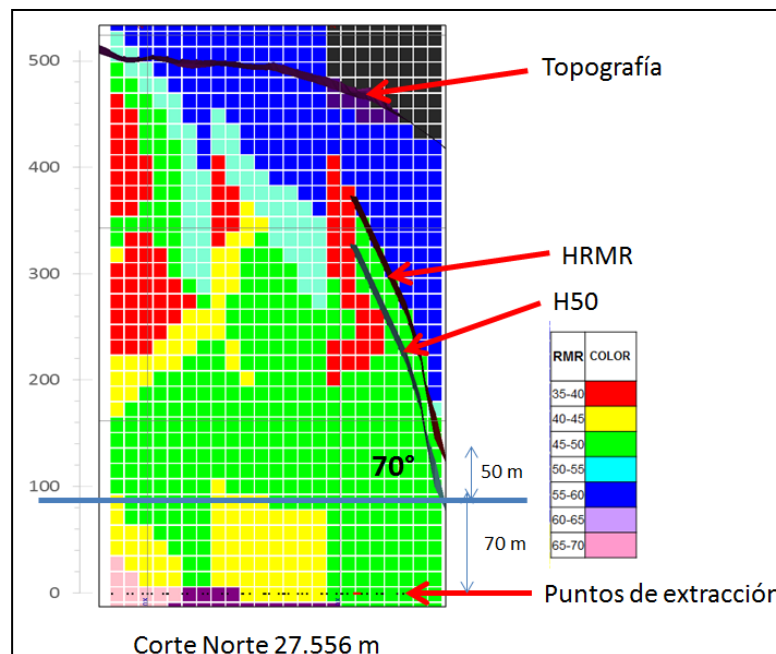


Figura 30: Alturas de cuelgue de mineral sector parrillas

La manera de incorporar el cuelgue en el modelo de bloques en Rebob 3.1 es asignando a los bloques que se encuentran por sobre la altura de cuelgue un periodo (cave period) muy alto, donde tal periodo indica el momento en que un bloque está dispuesto a fluir, es decir, cuando es alcanzado por el cave back. La Figura 31 muestra el cuelgue de mineral.

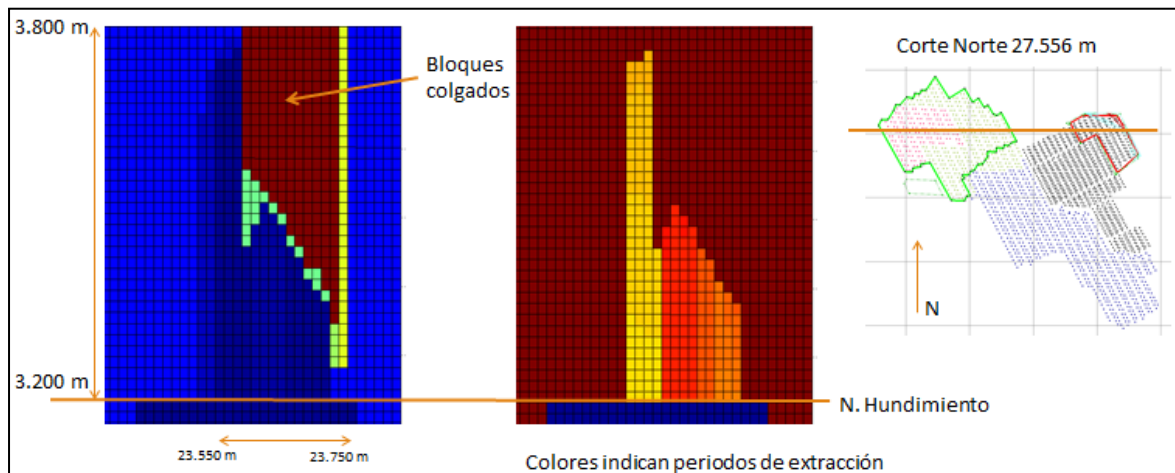


Figura 31: Esquema de cuelgue de mineral en altura en Matlab

La Figura 31 muestra que los bloques de color rojo oscuro nunca pueden fluir para efectos del simulador, se asigna un cave period de 999, sin embargo las simulaciones sólo consideran 179 periodos de extracción.

De Nicola y Fishwick (2000)^[16] realizaron un estudio de un evento de estallido de aire ocurrido en El Salvador en el año 1999. Se concluyó que una de las causas principales del estallido de aire fue la buena calidad del macizo rocoso que no permitió una tasa de propagación de caving mayor a la tasa de extracción, haciendo que el caving se estancara en altura, y que la incorporación de nueva área provocara el escurrimiento de material quebrado de niveles superiores sobre el área estancada generando el estallido.

Desplome: se considera un volumen de material quebrado que puede fluir cuando el caving lo alcance en altura y tiene fragmentación fina (capacidad de percolar). Este parámetro se incluye debido a los antecedentes que señalan un alto porcentaje de extracción del sector que se comenzó a extraer en el año 1995.

Modelo de bloques diferenciado: se asigna fragmentación fina al material secundario, quebrado y sobrecarga (diámetro = 0,01 m, desviación = 0,005 m) y se asigna fragmentación gruesa al material primario, dacita y riolita (diámetro = 1 m, desviación = 0,5 m).

Cave back: el modelo de bloques integra el cave back, asignando el periodo (mensual) en que un bloques está dispuesto a fluir. Este parámetro está dado por la velocidad de propagación de caving y por la carta de extracción. Este parámetro se integra en la simulación porque es posible

hacer que todo el material esté dispuesto a fluir desde el momento en que se inicia la extracción (flujo granular). De igual forma se considera la posibilidad de que exista una colgadura del cave back. Esto se consideró para el caso del sector parrillas donde existe una diferencia de RMR en altura, desde roca menos a más competente.

Esponjamiento: parámetro asociado al máximo esponjamiento que puede lograr el material una vez que es movido (alcanzado por la propagación del caving) y puede ocupar un volumen mayor. Para efectos de este estudio constituye un análisis de sensibilidad para un parámetro que no se mide habitualmente en faena.

Tomando en cuenta los parámetros descritos anteriormente, las simulaciones propuestas para el sector parrillas son las que se mencionan en la Tabla 5.

Tabla 5: Simulaciones propuestas para el sector parrillas

Parámetro	SIM1	SIM2	SIM3
Velocidad de propagación de caving	10:1 5:1 1:1	10:1 5:1 1:1	10:1 5:1 1:1
Cave back	Si	Si	Si
Cuelgue de mineral	Si	Si	Si
Desplome	No	No	Si
Fragmentación quebrado	Fino	Fino	Fino
Esponjamiento	30%	Variable (c/r a la distancia a material hundido)	30%

La simulación que considera un esponjamiento variable con respecto a material hundido (SIM 2) se realizan con tal de emular la dilución lateral que se genera por la creación de vacíos (air gap) a medida que se sucede la extracción de mineral. La Figura 32 muestra este efecto.

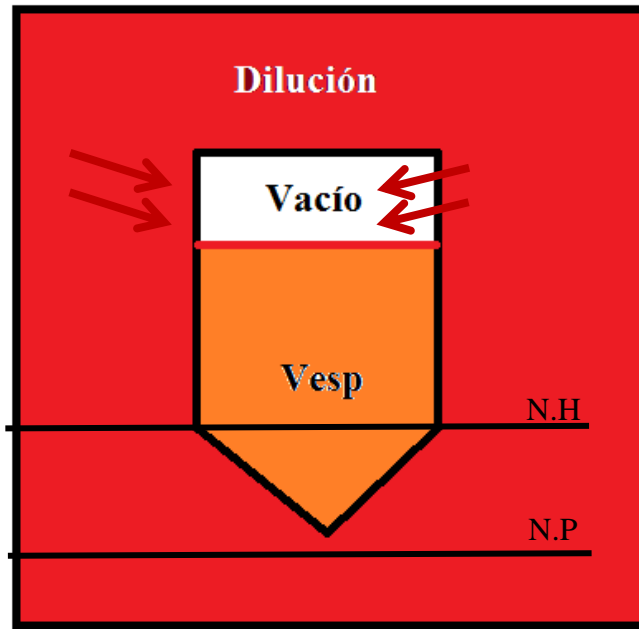


Figura 32: Dilución lateral por efecto de la creación de vacíos (N.P: nivel de producción, N.H: nivel de hundimiento)

Se supone que se extrae un volumen V_{ext} en un periodo cualquiera. Debido a la propagación del caving, la extracción de dicho volumen quebrará un volumen $V_{inicial}$ que se encuentra justo sobre V_{ext} y es esponjado. Las alturas asociadas a tales volúmenes son las siguientes: K para la suma de ambos volúmenes y k para el V_{ext} (ver Figura 33).

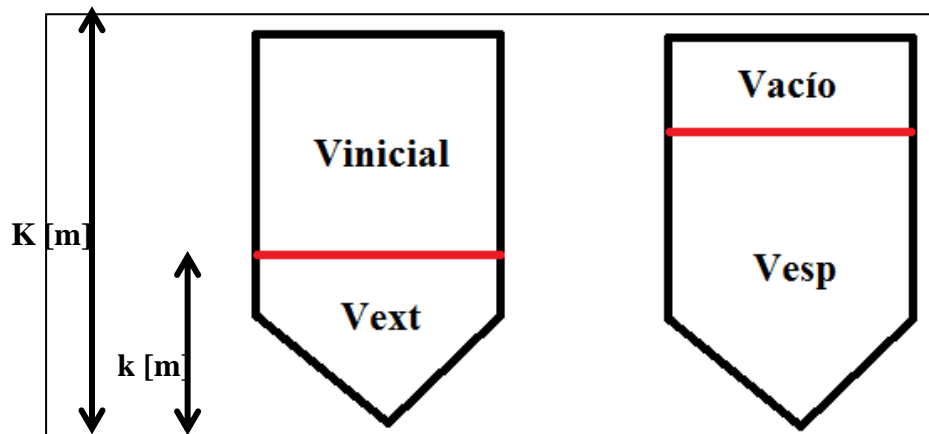


Figura 33: Volumen extraído y volumen esponjado que permiten la entrada de dilución lateral.

Una vez extraído el V_{ext} el $V_{inicial}$ esponjará, adquiriendo un nuevo volumen V_{esp} , que tiene disponible un volumen V_{disp} para esponjar, como lo muestra la Figura 34. El esponjamiento está dado por ϕ .

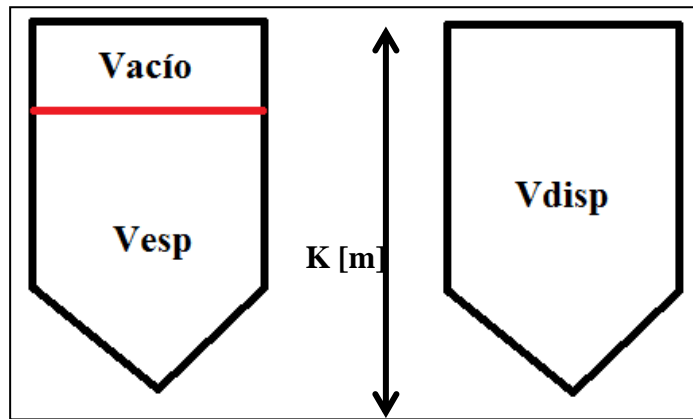


Figura 34: Volumen esponjado y volumen disponible que permiten la entrada de dilución lateral

Se tiene lo siguiente:

$$V_{esp} = V_{inicial} * (1 + \varphi)$$

Dónde:

V_{esp} : volumen esponjado [m^3]

$V_{inicial}$: volumen que tiene inicialmente el tonelaje que esponjara y está dado por la propagación del caving [m^3]

φ : esponjamiento

Se producirá el vacío si se tiene que el volumen esponjado es menor que el volumen disponible que tiene para esponjar

$$V_{esp} < V_{disp}$$

Reemplazando,

$$V_{inicial} * (1 + \varphi) < V_{disp}$$

Si se extrae V_{ext} y este volumen tiene asociado una altura k , $V_{inicial}$ y V_{disp} se pueden escribir de la siguiente forma:

$$\begin{aligned} V_{inicial} &= A * (K - k) \\ V_{disp} &= A * K \end{aligned}$$

Donde A [m^2] es al área superficial de un punto de extracción. Reemplazando,

$$A * (K - k) * (1 + \varphi) < K * A$$

Despejando,

$$\frac{K}{k} < \frac{1 + \varphi}{\varphi}$$

Donde la razón K/k es la velocidad de propagación de caving [m/m].

De esta manera, para los sectores nuevos más cercanos al sector previamente hundido se espera que la velocidad de propagación de caving sea mayor que la de los más alejados. Entonces, según el perfil que se propuso se debe tener la siguiente relación entre la velocidad de propagación de caving y el esponjamiento del mineral (ver Tabla 6):

Tabla 6: Relación entre la velocidad de propagación de caving y el esponjamiento

Vel de propagación de caving [m/m]	Esponjamiento [%]
10:1	<11% (se asigna 10%)
5:1	<25% (se asigna 20%)
1:1	0%

Una velocidad de propagación de caving 1:1 [m/m] significa que el material no esponja, de modo que se asigna un esponjamiento igual a 0%. La forma en cómo se asigna el esponjamiento tiene relación con la velocidad de propagación de caving según la Tabla 6.

4.2.3. Resultados simulaciones sector parrillas

Como notación se utiliza lo siguiente para representar la altura de colgadura del caving de mineral en las diferentes simulaciones que se realizarán en el sector parrillas. En la notación se considera **HRMR**: el caso donde la colgadura se produce en la interface de diferencia de RMR y **H50**: 50 metros más abajo de la interface de diferencia de RMR. En las Figura 35, Figura 36 y Figura 37 se presentan los PED 3% de material quebrado de las 6 simulaciones.

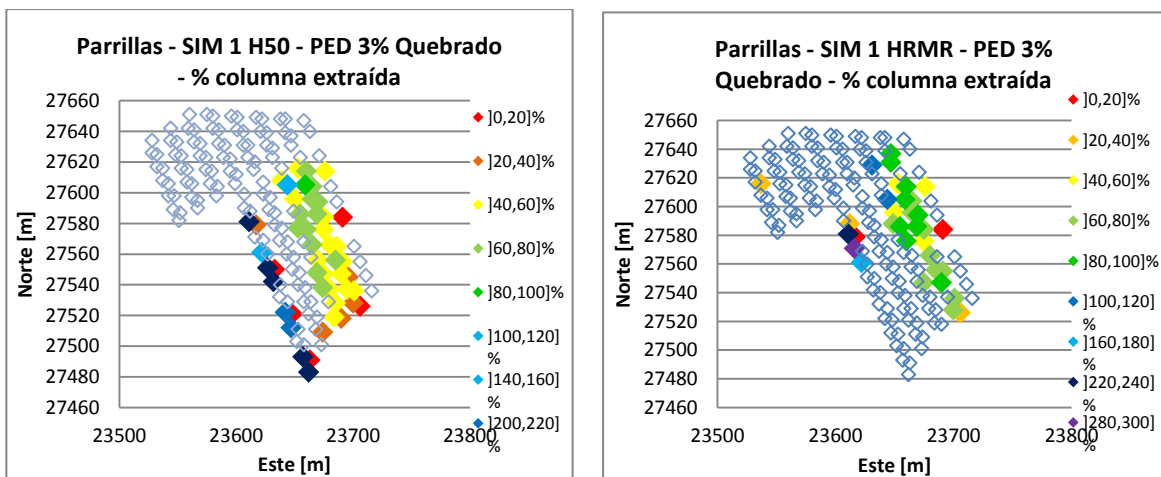


Figura 35: PED 3% SIM 1 (H50 y HRMR) porcentaje columna extraída

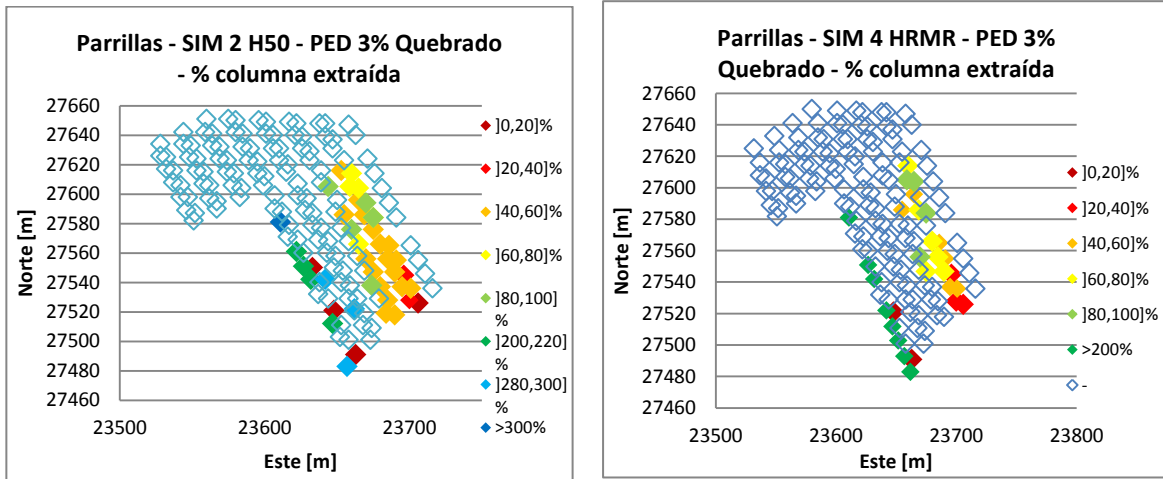


Figura 36: PED 3% SIM 2 porcentaje de columna extraída

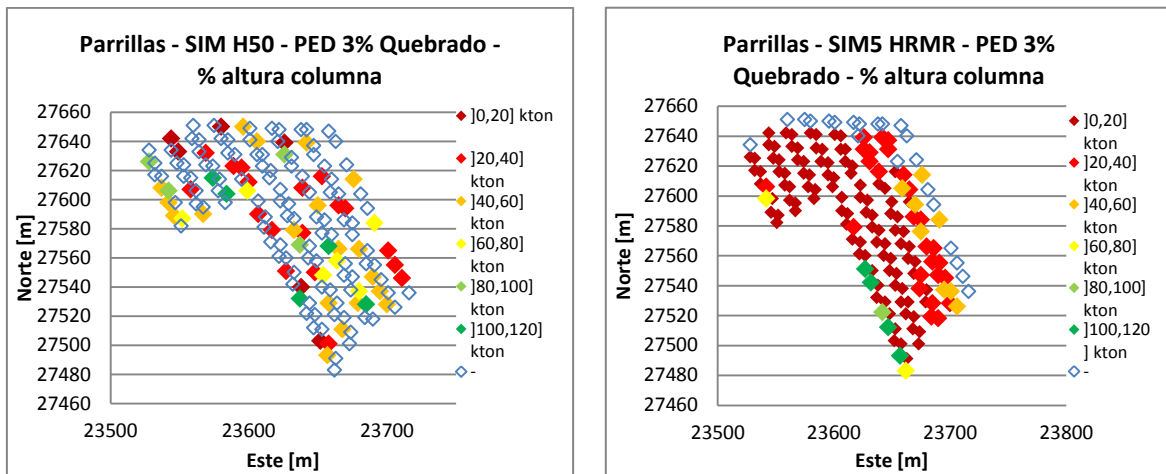


Figura 37: PED 3% SIM 3 porcentaje de columna extraída

Las SIM 1 y SIM 2 que no consideran el efecto del desplome y entregan malos resultados al comparar la cantidad de puntos que reportan dilución, entregando como máximo 41 puntos que reportan dilución para la simulación que tiene un esponjamiento variable y que presenta cuelgue de mineral a 50 m bajo la interface en base a la diferencia de RMR (SIM 2 H50). La Tabla 7 muestra un resumen de los resultados obtenidos:

Tabla 7: Resultados simulaciones sector parrillas

Simulación	Vel. propagación	Colgadura simulada	Desplome	Espojamiento	PED 3% quebrado columna extraída		Desv. Estándar	Puntos con dilución
					HRMR	H50		
SIM1	10:1 5:1 1:1	SI	NO	30%	HRMR	65.000 [t]	31.800 [t]	34
					H50	59.000 [t]	28.700 [t]	49
SIM2	10:1 5:1 1:1	SI	NO	Variable (c/r a la distancia a material hundido)	HRMR	71.000 [t]	42.500 [t]	29
					H50	63.000 [t]	34.500 [t]	41
SIM3	10:1 5:1 1:1	SI	SI	30%	HRMR	21.000 [t]	22.580 [t]	144
					H50	48.800 [t]	28.500 [t]	58
Mina	S.I.	S.I.	S.I.	S.I.	S.I.	34.350 [t]	20.770 [t]	156

S.I: sin información

Los datos mina muestran un PED 3% de 34.350 t, con una desviación estándar de 20.770 t y 156 puntos de extracción reportan dilución a partir desde el año 2005. Si comparamos los datos reales con los simulados, los que más se acercan son los correspondientes a SIM 3. Estos resultados indicarían que en este sector en efecto hubo una colgadura que causo una migración lateral del diluyente hacia el Este y que se debe incluir desplome a fin de predecir de mejor manera la dilución.

Si bien las simulaciones que no incorporan el desplome (SIM 1 HRMR y H50, SIM 2 HRMR y H50) pero que si incorporan el cuelgue de mineral y un perfil de velocidad de propagación de caving preferencial hacia sector hundido no entregan los mejores resultados, si se asemejan a los resultados obtenidos por Paredes. Los resultados obtenidos de estas simulaciones demuestran que existe un desplazamiento lateral de material quebrado de menor fragmentación que recorre por encima la pila de material quebrado debido a un vacío (air gap) que se forma debido al cuelgue de mineral en altura. Además esto concuerda con que la velocidad de propagación de caving sea menor en sectores alejados del sector hundido, donde el caving tiene una propagación de 1:1 [m/m] lo que permite la generación de vacíos que hacen que el material quebrado fluya lateralmente. Esto se puede ver más claramente en la Figura 38.

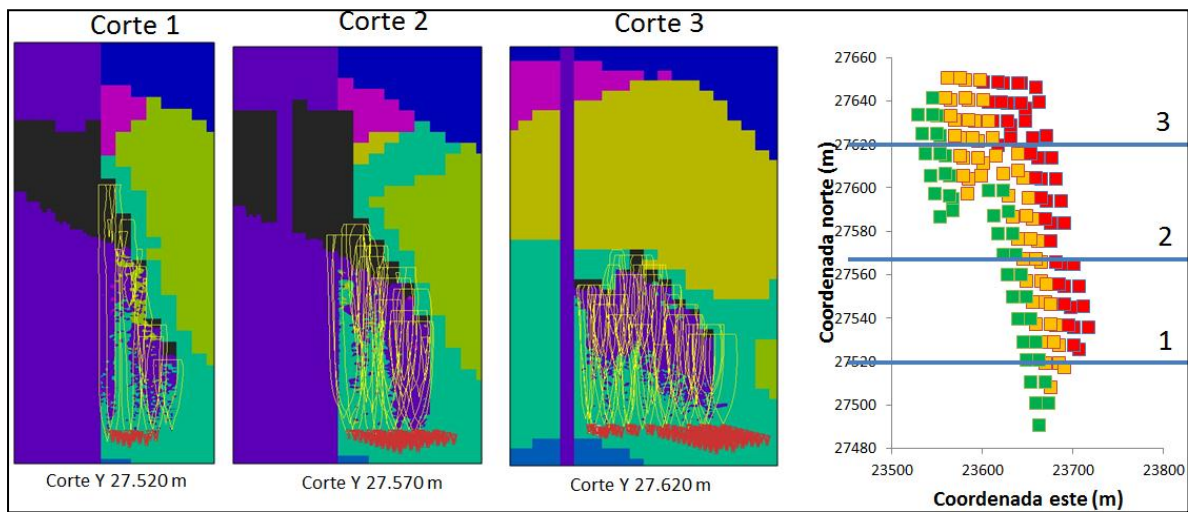


Figura 38: Imágenes SIM 1 H50

Como se observa en la Figura 38, el corte 1 muestra el desplazamiento lateral que tuvo el material quebrado diluyente (morado), dejando una pila entre medio de los puntos más cercanos al sector hundido y al medio del sector nuevo. Los resultados indican que el mecanismo de dilución lateral puede ser reproducido por la herramienta de simulación pero los parámetros considerados no son suficientes para emular la entrada de dilución en un sector nuevo adyacente a uno previamente explotado, en relación a la cantidad de puntos de extracción que reportan dilución. Estos resultados sugieren que se realicen distintas simulaciones variando la velocidad de propagación de caving, la altura de cuelgue y el ángulo de desplome que genera la alta extracción de un sector.

4.3. Sector LHD

4.3.1. Antecedentes sector LHD

El sector LHD se encuentra ubicado en el Panel III de Andina, limitado por las coordenadas 23.175 – 23.452 este y 27.248 – 27.570 norte, y ubicado en la cota 3.248. Abarca un área superficial de 50.000 m² aprox. El diseño del sector está compuesto por puntos de extracción insertos en malla Teniente 13x13 y 13x15. El sector LHD a analizar está definido en base a la gran diferencia en años que existe entre el comienzo de la extracción de un sector y el sector contiguo. Se define el sector ya explotado como aquellos puntos de extracción para los cuales su apertura es en el año 1997 y el sector nuevo aquellos puntos de extracción para los cuales su apertura es en el años 2005, existiendo una diferencia de 8 años entre la apertura de ambos sectores.

En la Figura 39 se muestra un perfil Este-Oeste del sector LHD.

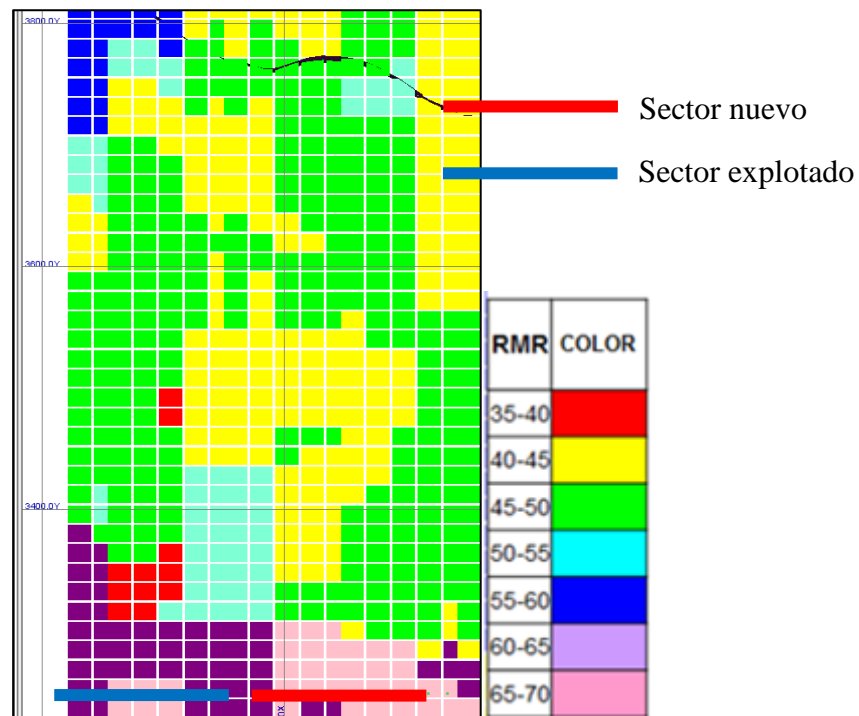


Figura 39: Perfil este-oeste sector LHD

El sector previamente explotado comienza su extracción en el año 1997, existiendo una notoria diferencia entre el sector nuevo, que comienza su explotación en el años 2005. De esta forma el porcentaje de extracción del sector explotado al año 2005 es alto, del orden de 140% en base a la columna in-situ. Se puede ver dicho porcentaje de extracción en la Figura 40.

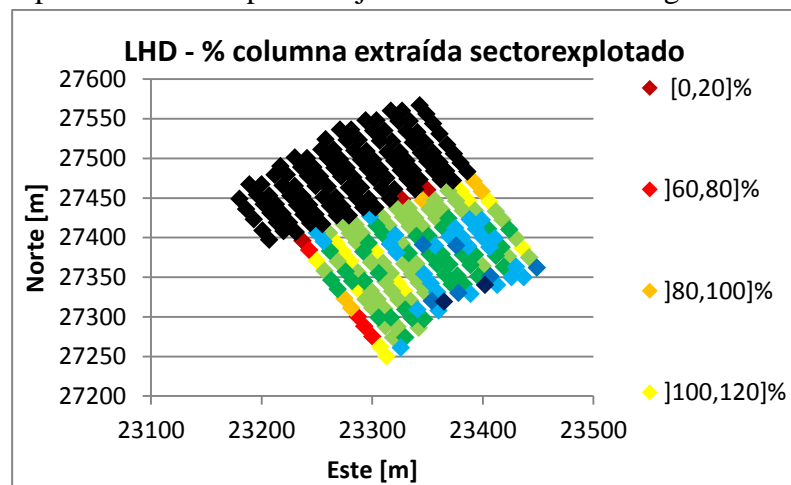


Figura 40: Porcentaje de extracción sector adyacente sector LHD.

En la Figura 40 se puede observar que existen puntos de extracción que no se han extraído y que otros tienen una extracción del orden de 300%. En promedio el sector se ha extraído un 105% al momento en que se inicia la extracción en el sector nuevo (2005). En promedio, el sector posee un tonelaje de 108.000 ton de mineral extraíble por punto de extracción.

La Figura 41 muestra el PED 3% en tonelaje para el sector LHD y la selección de un caso similar en área al MCA. El PED 3% promedio para un sector similar a la MCA (en área, forma, calidad del macizo rocoso y altura de columna) es de 75.000 ton con una desviación de 30.800 ton.

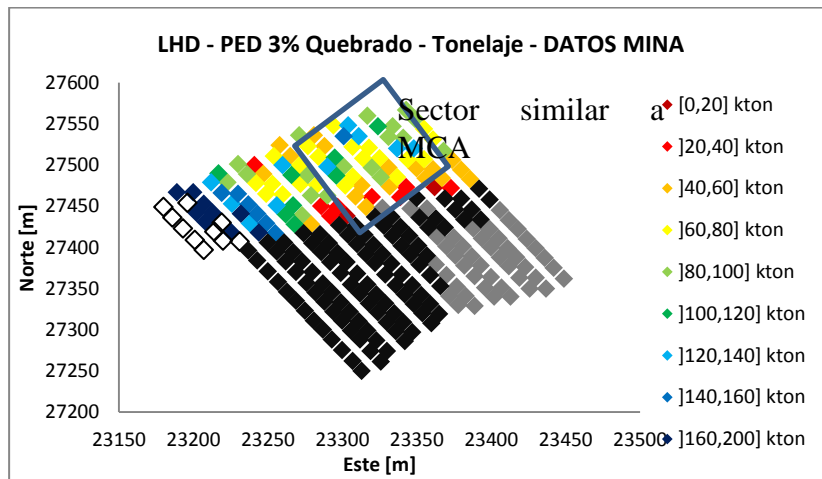


Figura 41: PED 3% material quebrado en toneladas extraídas para datos mina sector parrillas.

Una vista de la interfase entre los sectores al 2005 muestra que localmente existen puntos que se extraen sobre 160% de extracción como se muestra en la Figura 42.

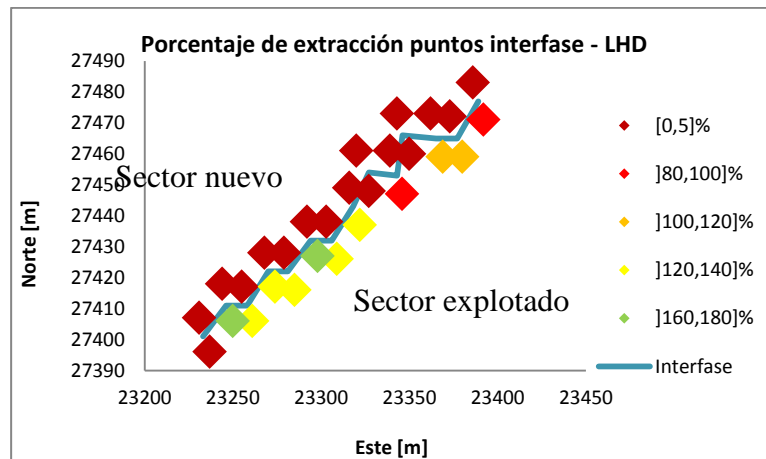


Figura 42: Porcentaje de extracción al inicio de extracción sector LHD a 2005 para los puntos de la interfase entre el sector explotado y el nuevo sector.

Conclusiones antecedentes sector LHD

El promedio del tonelaje extraíble por punto de extracción para el nuevo sector LHD es 108.000 t y se sabe que la dilución para un sector similar al MCA entró a las 75.000 t, se infiere que la dilución tuvo una entrada más temprana de lo esperado. De esta forma se postula que el caving se propagó preferencial hacia el sector previamente explotado y que se generó un halo de desplome haciendo que la dilución entrara de forma lateral y vertical tempranamente al nuevo sector. En

este sector al no haber una diferencia de RMR en altura no es posible postular un cuelgue de mineral.

4.3.2. Simulaciones sector LHD

Una vez considerados todos los antecedentes se plantean las simulaciones de extracción de mineral para el sector LHD que se realizarán. Se definen las simulaciones mencionadas en la Tabla 8 para el sector LHD:

Tabla 8: Simulaciones propuestas sector LHD

Parámetro de simulación	SIM 1	SIM 2
<i>Velocidad de propagación de caving</i>	10:1 5:1 1:1	3:1 3:1 3:1
<i>Modelo de bloques</i>	Diferenciado	Diferenciado
<i>Cave back</i>	SI	SI
<i>Desplome</i>	SI	SI
<i>Fragmentación Quebrado</i>	Fino	Fino
<i>Esponjamiento</i>	30%	30%

Los parámetros que considera cada simulación son los siguientes:

Perfil de propagación de caving: Se utilizará un perfil de propagación de caving preferencial (SIM 1) hacia el sector adyacente ya explotado y uno uniforme (SIM 2). Para los puntos que se encuentren a 40 metros del sector adyacente la velocidad de propagación de caving es 10:1, los que se encuentren alejados entre 40 y 80 metros tienen una velocidad de propagación de caving de 5:1, y para los que se encuentran entre 80 y 120 tienen una velocidad de 1:1 (ver Figura 43)

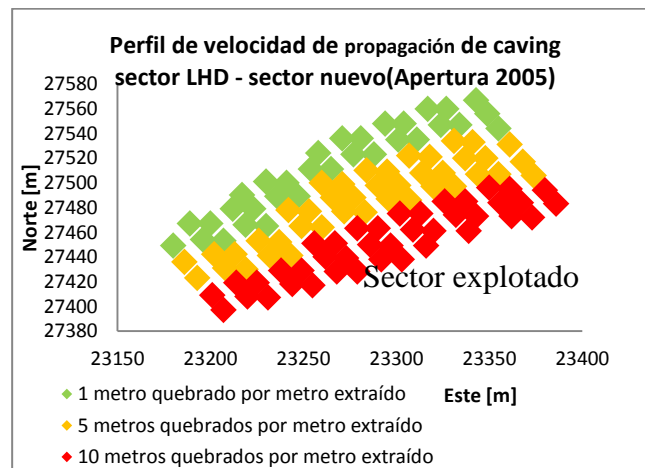


Figura 43: Perfil de velocidad de propagación de caving sector LHD.

Modelo de bloques diferenciado: se asigna fragmentación fina al material secundario, quebrado y sobrecarga (diámetro = 0,01 m, desviación = 0,005 m) se asigna fragmentación gruesa al material primario, dacita y riolita (diámetro = 1 m, desviación = 0,5 m).

Cave back: el modelo de bloques integra el cave back, asignando el periodo (mensual) en que un bloques está dispuesto a fluir. Este parámetro está dado por la velocidad de propagación de caving y por la carta de extracción.

Desplome: considerado igual que el caso de Parrillas

Esponjamiento: parámetro asociado al máximo esponjamiento que puede lograr el material una vez que fluye.

Notar que en las simulaciones correspondientes al sector LHD ambas incorporan el desplome y la única diferencia entre ellas es el perfil de velocidad de propagación de caving.

4.3.3. Resultados simulaciones sector LHD

A continuación, en la Figura 44, se presentan los PED 3% de material quebrado de las 2 simulaciones:

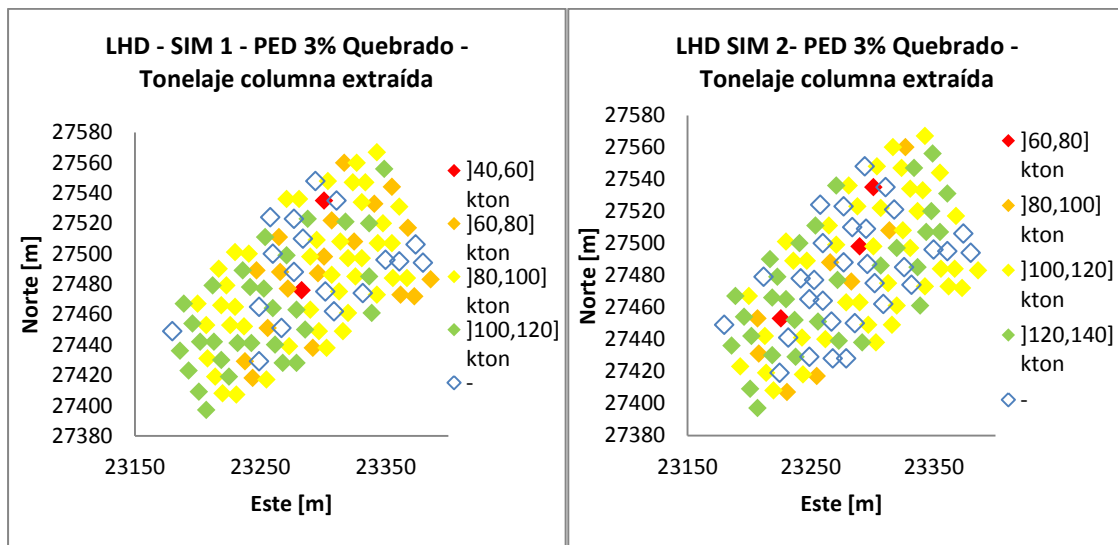


Figura 44: PED 3% Quebrado SIM 1 y SIM 2 dilución sector LHD

Tabla 9: Resultados simulaciones sector LHD.

Parámetros	SIM 1	SIM 2	Datos Mina
<i>Puntos con dilución</i>	95	82	107
<i>PED promedio [t]</i>	89.700	114.000	75.000
<i>Desv. Estándar PED [t]</i>	17.000	16.500	43.000
<i>Dilución entre en promedio</i>	A los 44 meses	A los 50 meses	A los 36 meses

La Tabla 9 muestra que la SIM 1 es la que relativamente tiene un menor error al estimar el PED 3% promedio y el número de puntos con dilución. Sin embargo si se realiza una comparación punto a punto para ambas simulaciones no se obtienen buenas correlaciones como se indican en las Figura 45 y Figura 46. Estas muestran que para pocos puntos de extracción se predice el PED 3% (del orden de 10 puntos), se subestima y sobreestima el PED 3% en la mayoría de puntos.

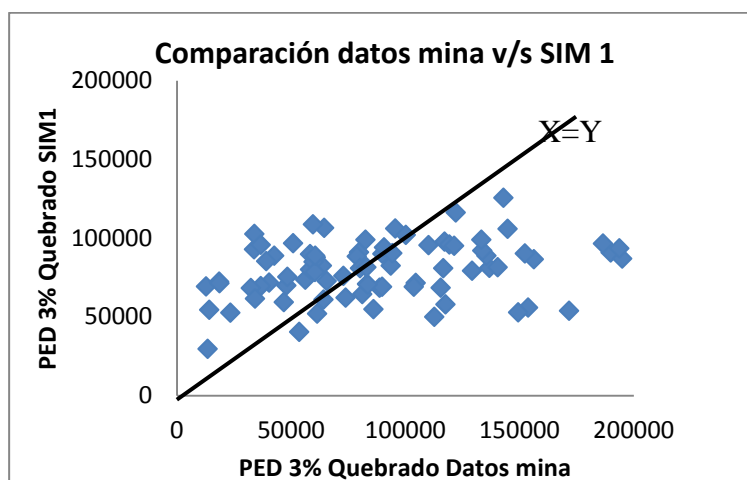


Figura 45: Comparación datos mina con SIM 1 sector LHD.

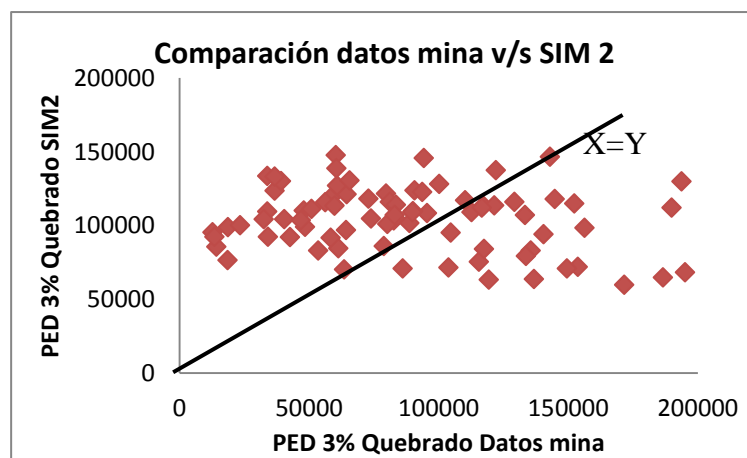


Figura 46: Comparación datos mina con SIM 2 sector LHD

Rebop 3.1 demuestra ser un software útil en la planificación de mediano/largo plazo en sectores de más de 100 puntos de extracción, estos resultados concuerdan con los obtenidos por Paredes. Teniendo en cuenta esto, y sabiendo que los resultados punto a punto no son buenos, se propone realizar un análisis estadístico de las datos minas y los obtenidos en las simulaciones. Particularmente, se realiza un Test de Student de muestras pareadas para los resultados del PED 3% de las simulaciones con los datos mina, se busca determinar si la media del PED 3% entregado por las simulaciones es igual a la media del PED 3% según los datos mina con un nivel de confianza del 95%. El Test de Student supone que las muestras siguen una distribución normal y que son totalmente independientes, de varianzas no conocidas necesariamente. Se proponen las siguientes hipótesis para la realización del Test:

H_0 : Las medias de las dos muestras son iguales

H_1 : las medias de las dos muestras son distintas

El ejercicio de este trabajo será probar las siguientes dos pruebas:

Prueba 1:

H_0 : media del PED 3% dato mina = media del PED 3% SIM 1

H_1 : media del PED 3% dato mina \neq media del PED 3% SIM 1

Prueba 2:

H_0 : media del PED 3% dato mina = media del PED 3% SIM 2

H_1 : media del PED 3% dato mina \neq media del PED 3% SIM 2

La Prueba 1 es la comparación de la media del PED 3% de los datos mina con la SIM 1 y la Prueba 2 es la comparación del PED 3% promedio de los datos mina con la SIM 2. Antes de realizar los test de hipótesis es necesario comprobar que las distribuciones de los resultados obtenidos del PED 3% tanto de los datos mina como de las simulaciones siguen una distribución normal. También es necesario determinar si los datos son independientes entre sí. Los datos mina son tomados en terreno y no tienen ninguna relación con las simulaciones, y entre las simulaciones, estas son realizadas de forma independiente, no afectando una los resultados de la otra, por lo que se puede decir que los resultados obtenidos del PED 3% son independientes. Queda por determinar si se cumple la condición de distribución normal en los datos y para esto se utiliza el Test de Kolmogorov-Smirnov.

Test de Kolmogorov-Smirnov K-S

El Test de K-S de una muestra es una prueba de bondad de ajuste, esto es, se interesa en el grado de ajuste entre la distribución de un conjunto de valores de la muestra y alguna distribución teórica específica, en particular una distribución normal. Determina razonablemente si las mediciones muestrales provienen de una población que tenga una distribución teórica. En la prueba se compara la distribución de frecuencia acumulada teórica con la distribución de frecuencia acumulada observada y se determina el punto en que estas dos distribuciones muestran la mayor divergencia. Las hipótesis que se plantean son las siguientes:

H_0 : Los datos del PED 3% siguen una distribución normal
 H_1 : Los datos del PED 3% no siguen una distribución normal

Para el caso del PED 3% se cuenta con 80 datos, de 80 puntos de extracción. Se requiere determinar si estos datos siguen una distribución normal, y se debe definir las dos frecuencias acumuladas, la observada, que es la correspondiente a la de los datos mina y la de las simulaciones, y la normal, que es la teórica.

Frecuencia acumulada observada.

Está dada por:

$$F_n(x) = \begin{cases} 0 & x < x_1 \\ \frac{1}{n} & x_1 < x < x_2 \\ \frac{2}{n} & x_2 < x < x_3 \\ \vdots & \vdots \\ \frac{n-1}{n} & x_{n-1} < x < x_n \\ 1 & x \geq x_n \end{cases}$$

Donde $x_i = \{x_1, \dots, x_n\}$ son los PED 3% de los 80 puntos de extracción, es decir, con $n=80$. La frecuencia acumulada se calcula una vez que los PED 3% están ordenados de menor a mayor, es decir:

$$x_1 \leq x_2 \leq \dots \leq x_{80}$$

Frecuencia acumulada teórica (distribución normal)

Esta función está dada por:

$$F_o(x) = \int_{-\infty}^x \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2}\left(\frac{t-u}{\sigma}\right)^2} dt$$

Donde $x = \{x_1, \dots, x_n\}$ son los PED 3% de los 80 puntos de extracción, es decir, con $n=80$, μ es la media de los datos y σ es la desviación estándar.

Luego de tener calculado para cada dato la distribución acumulada observada y la distribución acumulada teórica, normal en este caso, se calcula el siguiente indicador:

$$D = \max\{D^+, D^-\}$$

Dónde:

$$D^+ = \max_{1 \leq i \leq n} \left\{ \left| \frac{i}{n} - F_o(x_i) \right| \right\}$$

$$D^- = \max_{1 \leq i \leq n} \left\{ \left| F_o(x_i) - \frac{i-1}{n} \right| \right\}$$

D es la mayor diferencia absoluta entre la frecuencia acumulada observada $F_n(x)$ y la frecuencia acumulada teórica (normal) $F_o(x)$.

El valor del estadístico D se compara con D_α entregado por tablas, donde D_α debe cumplir que la probabilidad de rechazar H_0 cuando H_0 es cierta sea igual a la probabilidad de que D sea mayor a D_α cuando los datos siguen la distribución normal y esta probabilidad sea igual a α (α es el error máximo permitido, y se utiliza 5%).

D_α tiene la forma:

$$D_\alpha = \frac{c_\alpha}{k(n)}$$

Dónde:

c_α se encuentra tabulado y toma el valor de 0,895 para una distribución normal con $\alpha=5\%$ y $k(n)$ está dado por:

$$k(n) = \sqrt{n} - 0,01 + \frac{0,85}{\sqrt{n}}$$

Con n el número de datos ($n=80$). De esta forma $k(80)=9,029$ así $D_\alpha=0,09912$.

Los resultados del Test K-S para los datos mina y los resultados de las simulaciones son los que se muestran en la Tabla 10 (ver ANEXO B: Sector lhd para más detalle).

Tabla 10: Resultados Test de Kolmogorov-Smirnov

Resultados	Max D^+	Max D^-	D	D_α	$D < D_\alpha$
Datos mina	0,0958	0,0833	0,0958	0,0991	SI
SIM 1	0,0986	0,0990	0,0990	0,0991	SI
SIM 2	0,0964	0,0976	0,0976	0,0991	SI

Se puede observar que en los tres casos el estadístico D es menor que D_α , por lo tanto se acepta la hipótesis nula de que los datos siguen una distribución normal, para el caso de los datos mina y los resultados de las simulaciones SIM 1 y SIM 2. Falta por realizar el Test de Student para muestras pareadas.

Test de Student muestras pareadas

Resulta fácil y de mucha utilidad realizar este Test en Excel, software de Microsoft Office, porque entrega los resultados listos para la comparación y aceptación o no de la hipótesis nula.

La teoría calcula el estadístico t de la siguiente forma:

$$t = \frac{\bar{X}_1 - \bar{X}_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}}$$

Con \bar{X}_1 y \bar{X}_2 como las medias de las muestras, s_1 y s_2 las varianzas y n_1 y n_2 la cantidad de datos. Este estadístico es comparado con un t_α tabulado que acepta un error de $\alpha=5\%$ en que la hipótesis nula sea falsa. Los resultados obtenidos son los siguientes:

Tabla 11: Resultados Test de Student para datos mina y SIM 1

	Datos mina	SIM 1
Media	87.636	79.809
Varianza	2.110.648.275	319.718.749
Observaciones	80	80
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	79	
Estadístico t	1.57	
Estadístico t_α	1.99	

Tabla 12: Resultados Test de Student para datos mina y SIM 2

	Datos mina	SIM 2
Media	87.636	104.225
Varianza	2.110.648.275	449.599.337
Observaciones	80	80
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	79	
Estadístico t	-2,73	
Estadístico t_α	1.99	

La Tabla 11 muestra los resultados del Test de Student para muestras pareadas para los datos mina y SIM 1, y se observa que el estadístico t es menor que el estadístico t_α , por lo que se puede decir que ambos tienen la misma media, con un 5% de probabilidad de que no sea así. La Tabla 12 muestra los resultados del Test de Student para muestras pareadas para los datos mina y la simulación SIM 2, y se observa que el estadístico t en módulo es mayor que el estadístico t_α , por lo que se puede decir que ambos no tienen la misma media.

4.4. Conclusiones back análisis

Las conclusiones de este estudio, respecto al back análisis son las siguientes:

Sector parrillas o de mineral secundario: La simulación que incorpora el desplome representa de mejor forma los datos mina en cuanto a la cantidad de puntos de extracción que reportan dilución y en menor medida el valor medio del PED. La diferencia entre tipos de roca en altura podría haber provocado una colgadura que a su vez indujo un movimiento horizontal de la dilución. Este mecanismo sería típico en condiciones de explotación donde existan macizos de menor a mayor competencia en altura. Esto no sería el caso de la MCA donde la competencia en altura decrece favoreciendo el caving.

Sector LHD o de mineral primario: Los resultados indican que la inclusión del desplome y velocidades de propagación de caving diferenciado mejora substancialmente la posibilidad de emular la entrada de dilución en un sector mediante Rebop 3.1, haciendo un análisis estadístico se llega a la conclusión de que la simulación que incorpora un perfil de propagación preferencial hacia el sector explotado predice de buena manera el PED 3% promedio del sector. La condición de este sector sería la más próxima a la explotación de módulo de MCA.

5. ESTRATEGIA DE TIRAJE MCA

Este capítulo tiene como objetivo proponer dos estrategias de extracción para el módulo MCA y determinar un plan de producción que será simulado en el software de simulación de flujo gravitacional Rebob 3.1. Se escogerá la mejor estrategia aquella que retrase la entrada de dilución al módulo MCA, que aumente el tonelaje de material primario a extraer en dos años de planificación y que aumente la cantidad de finos extraídos.

5.1. Estrategias de tiraje y plan de producción

Se proponen dos estrategias de tiraje que serán evaluadas mediante el software de simulación de flujo gravitacional Rebob 3.1. El criterio para elegir la mejor estrategia de tiraje para el módulo MCA será aquella que retrase más la entrada de dilución en el tiempo en el módulo, la que entregue la mayor cantidad de mineral primario a extraer en dos años de extracción y la que entregue la mayor cantidad de tonelaje de finos.

Restricciones

La extracción del módulo de minería continua tiene restricciones relacionadas a la productividad diaria que se desea alcanzar en el módulo y a la velocidad de extracción diaria. Dichas restricciones son las propuestas en la Tabla 13 (JRI, 2011)^[16].

Tabla 13: Restricciones de velocidad de extracción (JRI, 2011)

% columna extraída	Vel. Extracción	Unidad
0 – 10%	0,4	t/[m2-día]
10 – 20%	0,52	t/[m2-día]
>20%	0,74	t/[m2-día]
Producción	5.000	tpd

Las estrategias de tiraje propuestas son las siguientes:

Estrategia de extracción uniforme: se basa en la extracción uniforme para todos los puntos de extracción del módulo MCA, respetando las restricciones de velocidad de extracción y producción diaria mencionadas anteriormente según el tonelaje in-situ asociado a cada punto de extracción. La altura de columna para cada punto considera la altura desde el punto de extracción hasta la interface de material primario y secundario. No considera el efecto del desplome en las alturas de los puntos de extracción más cercanos al sector explotado (ver Figura 47).

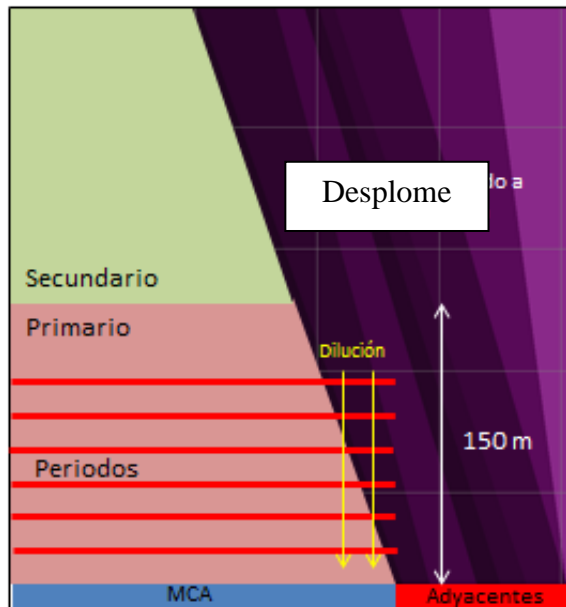


Figura 47: Estrategia de extracción uniforme.

Para determinar la estrategia de extracción uniforme se realizan los siguientes pasos.

1. Determinación del tonelaje asociado a cada punto de extracción dado por la altura de columna de cada punto (no considera el desplome). Se denomina T_{px} , con $x=\{1,\dots,31\}$ (son 31 puntos de extracción en el módulo), al tonelaje de un punto cualquiera. Además se conoce el área de influencia de cada punto de extracción, A_x . (ver en Anexo A el tonelaje asociado a cada punto de extracción). De esta manera T_{px} es la multiplicación del área A_x por la altura de columna del punto por la densidad in-situ del material que se encuentra sobre el área de influencia del punto.
2. Las restricciones de velocidad según el porcentaje de columna extraída están dadas por:

Nombre	% columna primaria extraída	Vel. Extracción	Unidad
v1	0 – 10%	0,4	t/[m ² -día]
v2	10 – 20%	0,52	t/[m ² -día]
vmax	>20%	0,74	t/[m ² -día]

3. Se define el tonelaje acumulado que se ha extraído a un punto de extracción cualquiera x al mes i como T_{ix} , con $i=\{1,\dots,24\}$ y $x=\{1,\dots,31\}$
4. Para determinar el tonelaje que se extraerá en cualquier mes (t_{ix}) para un punto cualquiera se calcula de la siguiente manera

$$\begin{aligned}
 \text{Si } T_{ix} < 10\%T_{px} &\rightarrow t_{ix} = v_1 \left[\frac{t}{m^2 * \text{día}} \right] * A_x[m^2] * 30[\text{días}] \\
 \text{Si } T_{ix} < 20\%T_{px} &\rightarrow t_{ix} = v_2 \left[\frac{t}{m^2 * \text{día}} \right] * A_x[m^2] * 30[\text{días}] \\
 \text{Si } T_{ix} > 20\%T_{px} &\rightarrow t_{ix} = v_{\max} \left[\frac{t}{m^2 * \text{día}} \right] * A_x[m^2] * 30[\text{días}]
 \end{aligned}$$

5. Se comienza calculando el tonelaje t_{1x} , y luego se continúa calculando los tonelajes de los meses siguientes
6. Se cuenta con el tonelaje mensual que se extraerá a cada punto de extracción, si se suma el tonelaje mensual de cada uno de ellos, se obtiene la producción mensual del módulo de minería continua, M_i , asociado a un mes cualquiera i

Estrategia de extracción proporcional a la altura de columna: se basa en la estrategia de extracción uniforme pero ahora ponderada por un factor que hace que la extracción de cada punto sea proporcional a la altura de columna considerando el efecto del desplome provocado por la extracción del sector adyacente que disminuye las alturas de columna de los puntos del módulo de MCA más cercanos al sector explotado (ver Figura 48).

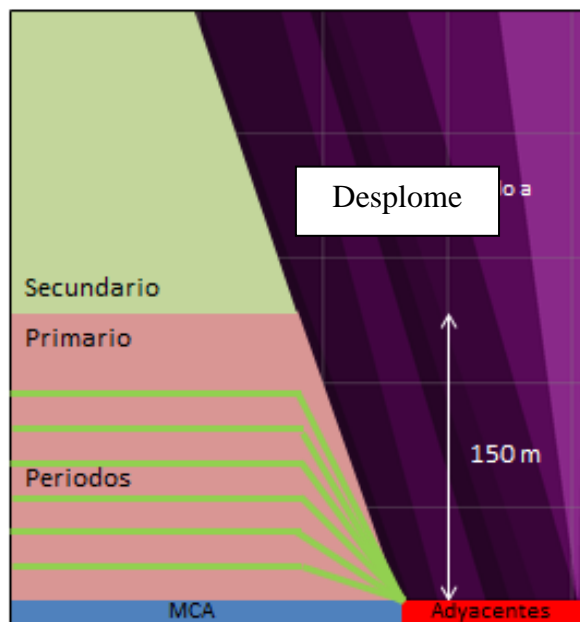


Figura 48: Estrategia de extracción proporcional a la altura de columna.

Para determinar la estrategia de extracción proporcional a la altura de columna se realizan los siguientes pasos.

1. Se conocen las alturas de columna para cada punto de extracción, h_x con $x=\{1,\dots,31\}$, esta vez considerando el efecto del desplome
2. Se calcula el promedio de la altura de columna por calle, es decir, se promedian las alturas de columna de todos los puntos de extracción pertenecientes a una misma calle y se define como H_i , (se tiene H_1, H_2, H_3 y H_4) (ver Figura 49 y Tabla 14)

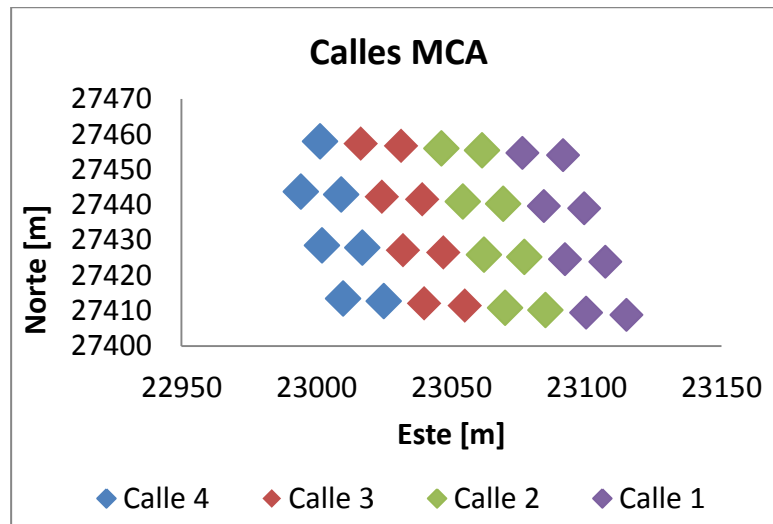


Figura 49: Calles de producción MCA.

Tabla 14: Altura promedio por calle MCA

Calle	Nº puntos por calle	Altura primario[m]
1	$N_1 = 8$	$H_1 = 55$
2	$N_2 = 8$	$H_2 = 139$
3	$N_3 = 8$	$H_3 = 172$
4	$N_4 = 7$	$H_4 = 168$

3. A cada punto de extracción se le asigna la altura promedio de la calle a la que pertenece.
4. Se define un ponderador denominado α para cada punto de extracción de la forma que sigue:

$$\alpha = \frac{\text{Altura de columna del punto de extracción}}{\sum_{i=1}^4 N_i * H_i}$$

Este ponderador es el mismo para todos los puntos de una misma calle. Por ejemplo, para la calle 1, el ponderador se escribe de la siguiente forma:

$$\alpha_1 = \frac{H_1}{N_1 * H_1 + N_2 * H_2 + N_3 * H_3 + N_4 * H_4}$$

Asignar la altura promedio de la calle a los puntos de extracción pertenecientes a ella permite realizar una planificación a nivel de calle de producción, lo que facilita la operación y el control del tiraje, en cambio una planificación a nivel de puntos de extracción sería más engorrosa y más difícil de llevar a cabo en la operación.

5. Según la estrategia de extracción uniforme se debe extraer M_i en un mes cualquiera. Para el caso de tiraje proporcional lo que se extraerá en un punto de extracción será la

multiplicación de su ponderador por M_i . Por ejemplo, para los puntos de la calle 1, en un mes i , con $i=\{1,\dots,24\}$

$$tix = Mi * \alpha 1$$

Donde tix : es el tonelaje que se extrae desde un punto x de la calle 1 en el mes i .

El plan de producción del MCA (ver Figura 50) está hecho a escala mensual y asume que la extracción comenzará en Septiembre del año 2013 y será durante dos años. Considera a su vez la restricción geo mecánica durante el quiebre y la extracción uniforme o proporcional a altura de columna in-situ. Notar que ambas estrategias extraen el mismo tonelaje mensual, la diferencia es que en una estrategia proporcional los puntos de extracción cercanos al sector explotado LHD extraen más lento debido al efecto del desplome en la disminución de sus columnas de material primario.

El plan de producción propuesto tiene un ramp-up de 7 meses y una etapa en régimen de 17 meses alcanzando una producción de 150.139 tpm.

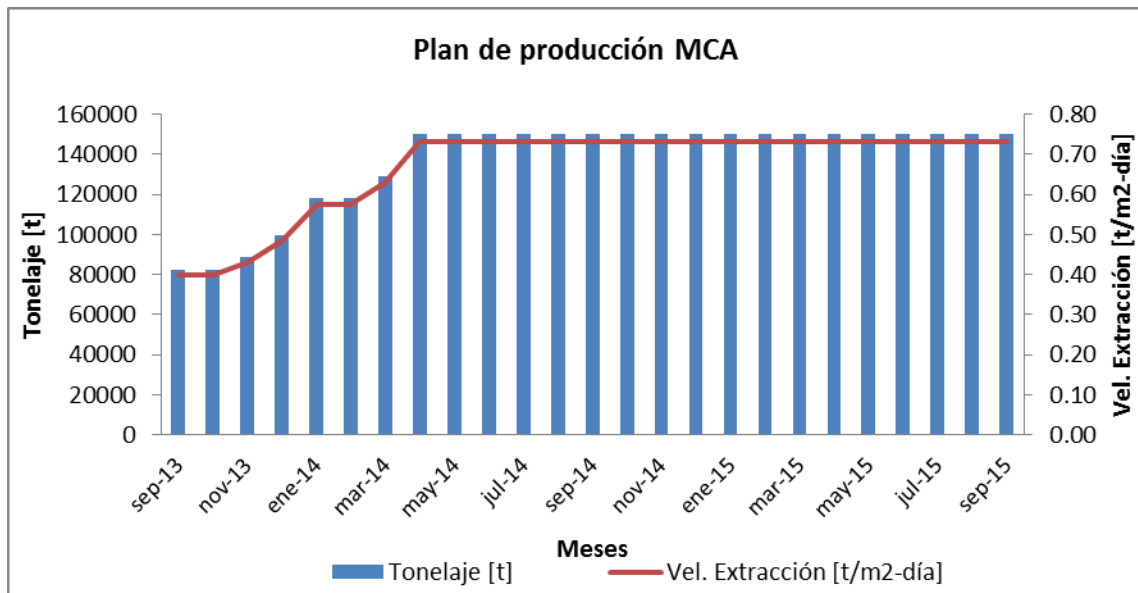


Figura 50: Plan de producción MCA y velocidad de extracción.

5.2. Simulaciones MCA

En esta etapa se simula la extracción de las dos estrategias propuestas, mediante el software de simulación de flujo gravitacional Rebob 3.1. Como parámetros de entrada el software considera el modelo de bloques entregado por IM2, que comprende toda la mina Andina. Se incluye en el modelo de bloques para MCA un volumen de material quebrado con ley 0% CuT (efecto de desplome) y se evaluarán dos escenarios de propagación de caving:

1. **Velocidad de propagación de caving uniforme.** Se utilizará una velocidad de 3:1 [m hundido/m extraído], que significa que se hundan 3 metros de material debido a la extracción de 1 metro de columna equivalente. Se puede usar 5:1 o 10:1 como sensibilidad, pero para efectos del simulador los resultados entregados son los mismos. Una velocidad de 3:1 es convencional y típicamente utilizada para planificar minas explotadas mediante block caving.
2. **Velocidad de propagación de caving preferencial.** Debido a la alta extracción (>120%) del sector adyacente al módulo de MCA, se estima que el caving puede propagarse más rápido en columnas cercanas al sector LHD explotado (Según lo visto en 4.3 Sector LHD). En este estudio se considera un perfil como lo indica la Figura 51:

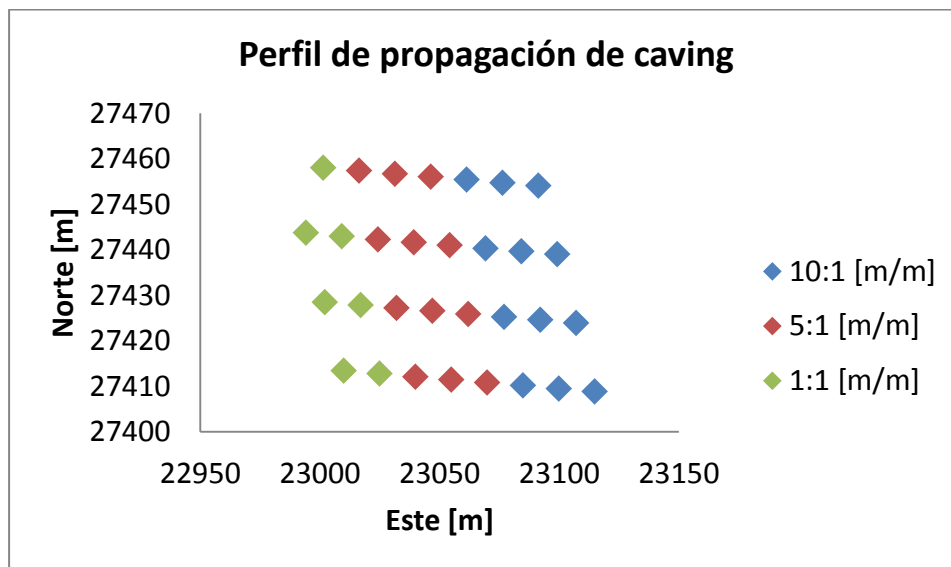


Figura 51: Velocidad de propagación de caving.

Se realizarán 4 simulaciones en las cuales se considera fragmentación fina del material secundario, quebrado y sobrecarga (diámetro = 0,01 m, desviación = 0,005 m) y fragmentación gruesa al material primario, dacita y riolita (diámetro = 1 m, desviación = 0,5 m). Las simulaciones propuestas para el módulo MCA se muestran en la Tabla 15.

Tabla 15: Simulaciones MCA

Parámetro	MCA 1	MCA 2	MCA 3	MCA 4
<i>Perfil Vel. Propag. Caving [m/m]</i>	3:1 3:1 3:1	3:1 3:1 3:1	1:1 5:1 10:1	1:1 5:1 10:1
<i>Modelo de bloques</i>	Fragmentación fina y gruesa	Fragmentación fina y gruesa	Fragmentación fina y gruesa	Fragmentación fina y gruesa
<i>Cave back</i>	SI	SI	SI	SI
<i>Desplome</i>	SI	SI	SI	SI
<i>Fragmentación Quebrado</i>	Frag. fina	Frag. Fina	Frag. Fina	Frag. Fina
<i>Estrategia extracción</i>	Uniforme	% alt. columna	Uniforme	% alt. columna

5.3. Resultados simulaciones MCA

La Tabla 16 muestra los resultados obtenidos para las simulaciones del módulo de MCA, donde se muestra la cantidad de finos que entrega cada simulación. Estos indican una diferencia de +337 t de Cu fino para las simulaciones que realizan una estrategia de tiraje proporcional a la altura de columna, además de aumentar en unas 300.000 t el mineral (primario y secundario) extraído en dos años de planificación. Se indica además que se retrasa el PED 3% en unas 15.000 t para el módulo en promedio. De esta manera, independiente de la propagación del caving se preferirá una estrategia proporcional a la altura de columna.

Tabla 16: Resumen resultados simulaciones MCA

Variable	Uniforme (MCA 1)	% alt. columna (MCA 2)	Uniforme (MCA 3)	% alt. columna (MCA 4)
<i>Vel. Prop. Caving</i>	3:1 3:1 3:1	3:1 3:1 3:1	10:1 5:1 1:1	10:1 5:1 1:1
<i>Ton Cu Fino</i>	22.905 t	23.257 t	22.883 t	23.205 t
<i>Mineral extraído en 2 años</i>	2,15 Mt	2,44 Mt	2,14 Mt	2,37 Mt
<i>PED módulo (media)</i>	54.198 t	69.869 t	46.704 t	62.866 t
<i>Desv. estándar</i>	34.545 t	44.113 t	30.421 t	41.736 t
<i>Entrada dilución sector (mes)</i>	12	14	11	13

El mes en que entra la dilución a cada calle de producción es el que se observa en la Tabla 17, donde una estrategia proporcional retrasa la entrada de la dilución en la escala temporal del plan en seis meses para los puntos más cercanos al sector explotado (calle 1).

Tabla 17: Periodo en que se reporta el PED 3% para cada calle de producción

Estrategia	Simulación	Sep 13	Oct 13	Nov 13	Dic 13	Ene 14	Feb 14	Mar 14	Abr 14	May 14	Jun 14	Jul 14	Ago 14	Sep 14	Oct 14	Nov 14	Dic 14	Ene 15	Feb 15	Mar 15	Abr 15	May 15	Jun 15	Jul 15	Ago 15	Sep 15		
Uniforme	MCA1																											
% alt. columna	MCA2																											
Uniforme	MCA3																											
% alt. columna	MCA4																											

La Tabla 18 muestra el PED 3% promedio de las simulaciones para el módulo de MCA. Estas muestran una diferencia en la media del PED para el sector con una mejora de 15.000 ton respecto a la condición de tiraje uniforme.

Tabla 18: PED 3% promedio y desviación estándar simulaciones MCA

Simulación	Promedio [t]	Desv. Estándar [t]
MCA 1	54.198	34.545
MCA 2	69.869	44.113
MCA 3	46.704	30.421
MCA 4	62.866	41.736

Desde el punto de vista del plan de producción una estrategia proporcional a la altura de columna atrasa la entrada y contenido de dilución al inicio de la extracción como se observa en la Figura 52. Los resultados indican por lo tanto varias ventajas en la implementación de un plan proporcional versus un plan uniforme de extracción para el MCA debido a la ubicación del mineral quebrado.

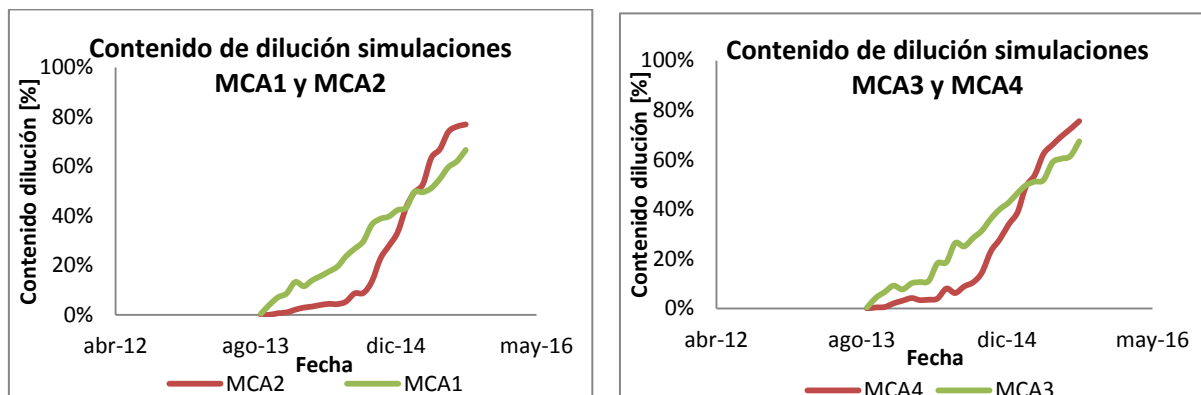


Figura 52: Contenido de dilución simulaciones MCA 1, MCA 2, MCA 3 y MCA 4

Finalmente el plan de producción para el MCA tiene una ley media de 0,68% Cut con un total de 2,44 Mton de mineral como se indica en la figura 52.

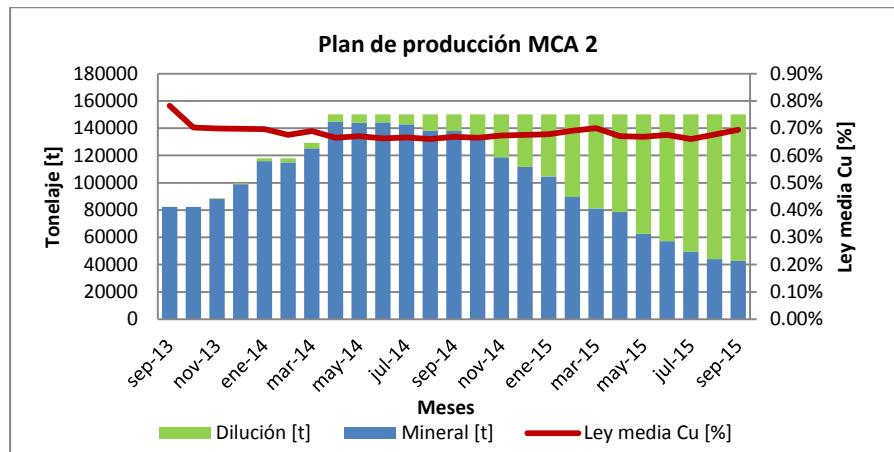


Figura 53: Plan de producción caso Tiraje proporcional y caving uniforme.

Las Figura 54 y Figura 55 indican el PED 3% de material quebrado para las simulaciones realizadas en MCA.

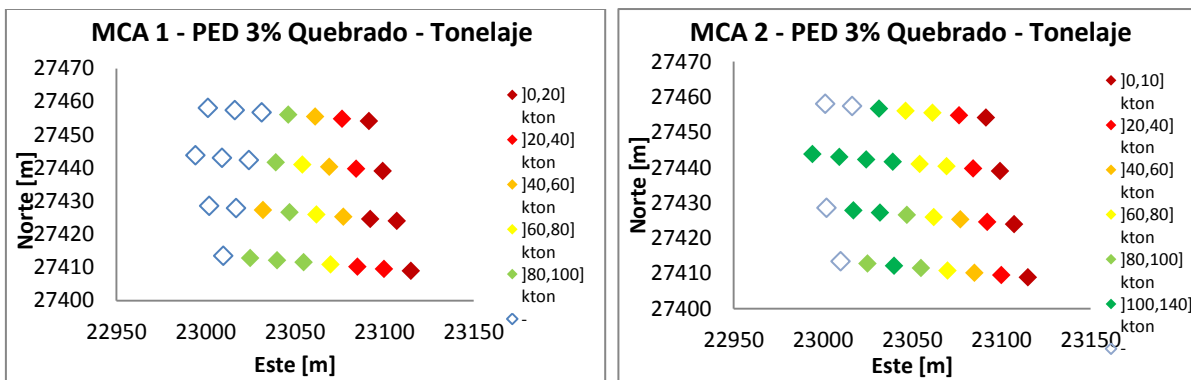


Figura 54: PED 3% MCA 1 y MCA 2.

La Figura 54 muestra el PED 3% para las simulaciones MCA 1 y MCA 2, que tienen en común una propagación de caving uniforme y difieren entre ellas porque una posee extracción uniforme (MCA 1) y la otra una proporcional a la altura de columna (MCA 2). La MCA 1 presenta una menor cantidad de puntos de extracción que reportan dilución hacia el lado este del sector, esto se debe netamente a dilución vertical proveniente del halo de desplome de material diluyente, porque debido a la propagación uniforme del caving las dos estrategias siempre pueden extraer mineral sobre los puntos de extracción y no se producen cuelgues de mineral que den espacio a la entrada de dilución lateral. Esto queda claro con la Figura 55.

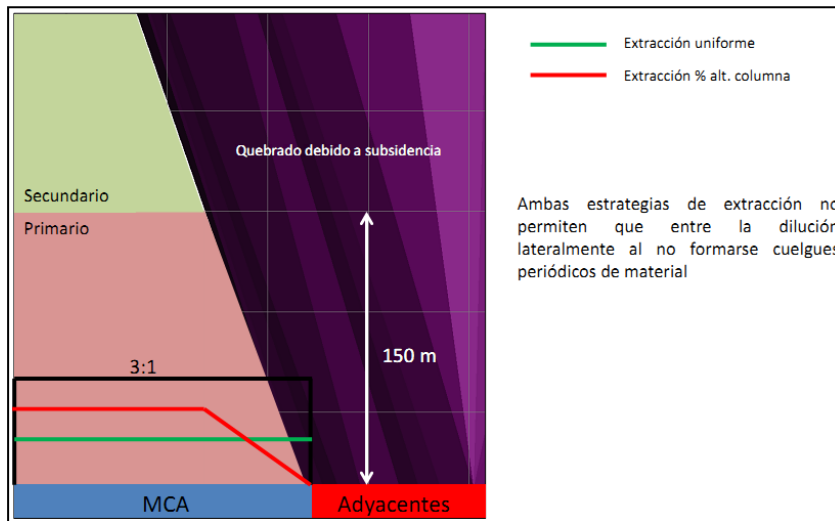


Figura 55: Dilución vertical simulaciones MCA 1 y MCA2.

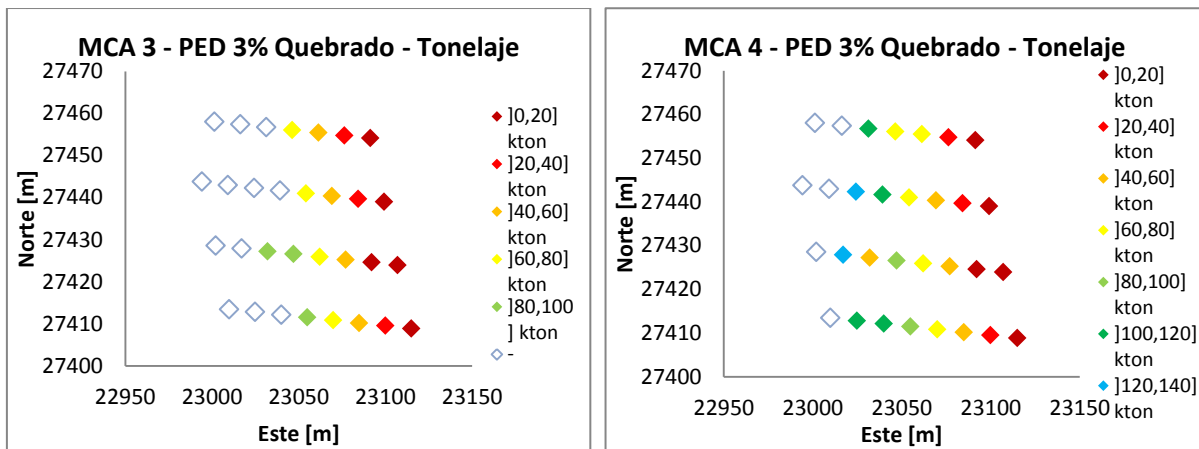


Figura 56: PED 3% MCA 3 y MCA 4.

La Figura 56 muestra el PED 3% para las simulaciones MCA 3 y MCA 4, que tiene en común una propagación de caving preferencial y difieren entre ellas porque una posee extracción uniforme (MCA 3) y la otra una proporcional a la altura de columna (MCA 4). La MCA 3 presenta una menor cantidad de puntos de extracción que reportan dilución hacia el lado este del sector, donde el perfil de propagación de caving es de 1:1 [m/m] y al realizar una extracción uniforme siempre habrá mineral disponible para extraer, mientras que si se realiza una extracción proporcional a la altura de columna existirán cuelgues periódicos de mineral permitiendo la entrada de dilución lateral a los punto más alejados. Si la dilución fue reportada en estos puntos, tiene que haber descendido por las columnas de los puntos centrales del módulo y luego haberse desplazado verticalmente sobre los puntos más alejados (recordar que los puntos centrales poseen un perfil de propagación de caving de 5:1 [m/m]). Este análisis lo muestra la Figura 57.

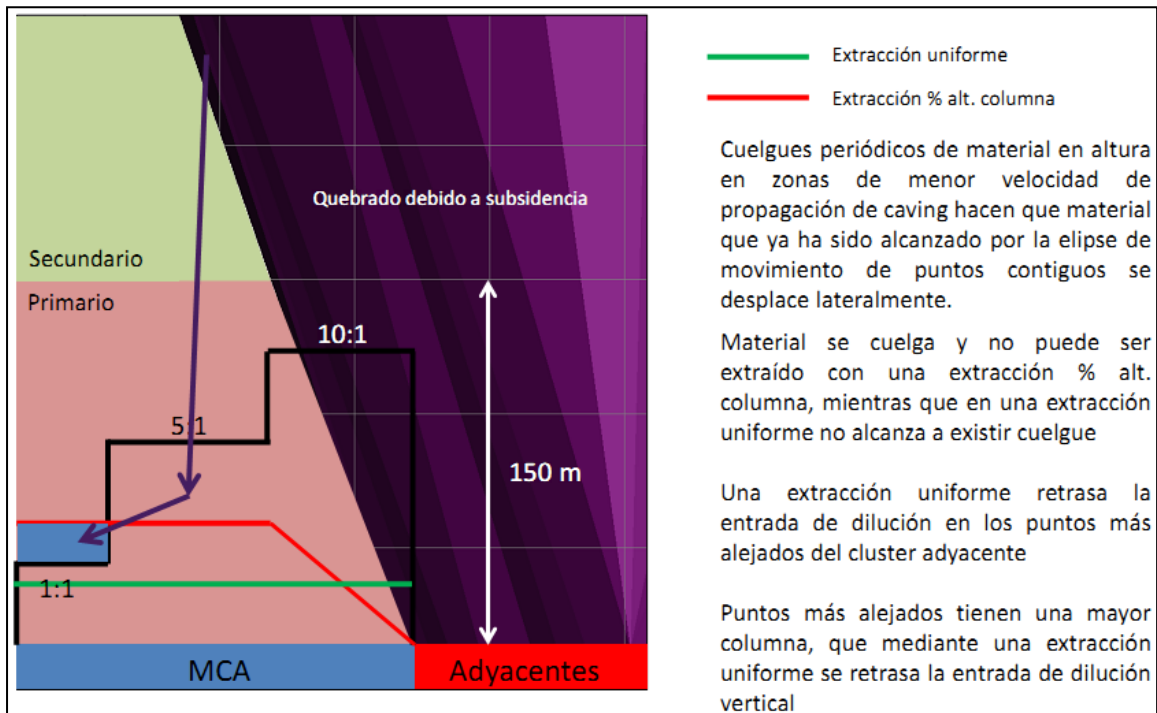


Figura 57: Dilución vertical y lateral simulaciones MCA 3 y MCA 4.

La dilución desciende verticalmente sobre los puntos de extracción centrales, y en el momento en que se produce un cuelgue periódico en los puntos contiguos, las elipses de extracción erodan hacia los costados y extraen dilución que ha descendido.

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Existen modelos que intentan predecir el comportamiento del flujo gravitacional hechos en base a modelos a escala y con sólo pequeños experimentos a escala mina. Resulta necesario desarrollar un modelo de caving que incorpore los principales parámetros gobernadores del proceso de caving, como lo son la migración de finos, la calidad del macizo rocoso y la cantidad de agua presente en las columnas de mineral que puede ser gatillante en eventos de bombeo de barro.

Los resultados del back análisis del sector parrilas y LHD mencionan que se debe incluir en una planificación de largo plazo una propagación de caving preferencial hacia sectores previamente explotados y el efecto de desplome de un sector en la disminución de las columnas de un sector adyacente.

Se demostró que los resultados de un PED 3% para el sector LHD siguen una distribución normal, y que los resultados de la simulación que incorporan desplome y propagación de caving preferencial son iguales en la media con los datos mina, reafirmando la inclusión en la planificación de estos dos parámetros.

Los resultados del ejercicio de planificación indican que existe suficiente evidencia para que se implemente en el sector una estrategia de extracción proporcional a la altura de columna una vez conectado a quebrado o mineral secundario. Los principales indicadores del plan indican que respecto a una estrategia uniforme una proporcional presenta los siguientes beneficios:

- Aumentan los finos que se extraen en un 1,5%.
- Aumenta el mineral a extraer del módulo en un 10%.
- Se retrasa la entrada de dilución a nivel de punto de extracción en un promedio de 15.831 t para el módulo de minería continua en comparación a la estrategia de tiraje uniforme. Esta diferencia, que es significativa desde el punto de vista estadístico, constituye a nivel de punto una ganancia de un 20% de extracción de mineral sin dilución respecto a la columna in-situ.

Cabe destacar que el plan presentado constituye un programa de producción a largo plazo y que los valores propuestos son producto de un ejercicio de planificación suficiente para la planificación de extracción de un sector a este nivel. Los supuestos principales se refieren a la propagación del caving y condiciones iniciales de extracción que deberán ser resueltas en etapas posteriores del proyecto para una planificación más robusta. Para efectos de contar con un plan más robusto para el corto plazo se recomienda lo siguiente:

- Medir si existe un interfaz sólido quebrado que permita identificar el ángulo de desplome que define la interfaz entre mineral quebrado y sólido. Esto se puede realizar durante la aplicación de pre-acondicionamiento en el sector. De esta forma se podría tener este

parámetro medido y su inclusión en las simulaciones haría que los resultados obtenidos sean más similares a los datos mina.

- Simular la propagación del caving del sector según las condiciones geotécnicas. Resulta necesario incorporar en un software de simulación de flujo gravitacional las condiciones geotécnicas de los sectores a explotar, esto para poder incluir en las simulaciones de flujo gravitacional un perfil de propagación preferencial de caving.
- Además de las condiciones geotécnicas del macizo rocoso que condicionan el caving, está también la cantidad de material fino en las columnas. El material más fino tiende a fluir más rápido percolando por los intersticios que deja el material más grueso. Para efectos del simulador, la migración de finos no está calibrada y es necesario contar con un software más robusto que incorpore la migración de finos y que haya sido calibrado con modelos físicos y validado con datos mina.
- El software no puede simular el desplazamiento de barro a través de las columnas de mineral a medida que se extrae mineral por los puntos de extracción. Si fuera el caso de que MCA tuviera un contenido considerable de agua en las columnas (humedad sobre el 15%) se esperaría la formación de barro. Se recomienda contar con un software que pueda simular el flujo del barro en una faena subterránea explotada por métodos de caving.
- Medir la propagación del caving mediante instrumentación en la prueba de MCA. Si se tuvieran datos sobre la propagación del caving obtenidos de mediciones en la mina se incorporarían en las entradas del software de simulación, entregando resultados más similares a los datos mina.
- Medir el flujo gravitacional en terreno mediante marcadores o trazadores. Estos indicarán el comportamiento del flujo y entregarán resultados sobre los mecanismos de entrada de dilución del sector.
- Considerar para la planificación de corto plazo la aplicación de un software más robusto (FlowSim3D) que permita definir dilución de forma más certera a escala de puntos y calles.
- Durante la extracción se recomienda contar con un registro de tonelaje y dilución observada en los puntos de extracción para luego comparar los datos obtenidos con los resultados de este trabajo.
- Considerar en el diseño minero la inclusión de puntos de extracción al Norte del sector MCA para asegurar la conexión con el sector LHD.
- Mejorar la toma de datos en faena, en cuanto a mediciones de la dilución en los puntos de extracción con tal de disminuir la incerteza de estos, para que los modelos que se construyan, validen o calibren en base a estos datos sean más confiables.

8. REFERENCIAS

- [1] Sharrock G, Hashim M, 2009. Disturbed gravity flow in block caving. En 43° US Rock Mechanics Symposium (ARMA09), Asheville, Estados Unidos.
- [2] Kvapil R, Janelid I. 1966. Sublevel Caving. International Journal Rock Mechanics and Mining Science. Vol. 2.
- [3] Cox J, 1969. Sub-level caving methods at Mufulira Copper Mines. Mining Magazine. Vol. 2.
- [4] Janelid I, 1972. Study of the gravity flow process in sublevel caving. En International sublevel caving symposium, Atlas Copco, Stockholm.
- [5] Pierce, M., 2009. A model for gravity flow in block caving mines. PhD. Thesis. The University of Queensland, Australia.
- [6] Guest A, 2007. The Difference Between Interaction and Interactive Draw, 1° International Symposium on Block and Sub-level Caving, Cape Town, Sudáfrica.
- [7] Marano G, 1980. The interaction between adjacent draw points in free flowing materials and it application to mining. Chamber of Mines Journal. Vol. 22.
- [8] Heslop T, Laubscher D, 1981. Draw control in caving operations on Southern African chrysotile asbestos mines, in Design and operation of caving and sublevel stoping mines, ed. D Stewart, Society of Mining Engineers – AIME, New York. Estados Unidos.
- [9] Laubscher, D., 2000. Block Cave Manual. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland, Australia.
- [10] Brunton I, 2011. Cadia East PC1S1 Material flow Marker Experiment Options. Memorandum, Cadia Valley Operations. Newcrest Mining Ltd.
- [11] Encina V, Baez F, Geister F, Steinberg J. 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining, Luleå Sweden 9-11 June 2008. Mechanized continuous drawing system: A technical answer to increase production capacity for large block caving mines.
- HatchTM, 2009. Estudio de Factibilidad Proyecto Mina Chuquicamata Subterráneo PMCHS.
- [13] Lorig, J., and Cundall, P., 2000. A rapid gravity flow simulator. Final Report, ICS. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre and Itasca Consulting Group, Inc. Australia.
- [14] Carlson, G., Tyler, D., DeWolfe, C. and Lorig, L., 2004. Understanding gravity flow for mix and dilution modeling at Henderson Mine. Proceedings, MassMin 2004, Santiago. Instituto de Ingenieros de Chile, Chile.
- [15] Paredes, 2012. Mecanismos de entrada de dilución en minas de block/panel caving. Tesis para optar al grado de Magíster en Minería. Universidad de Chile.

[16] De Nicola R, Fishwick M, 2000. ‘An Underground air Blast’ – Codelco Chile – Division Salvador. Massmin 2000.

Otras publicaciones e informes de ingeniería revisados:

Itasca. 2007. A Rapid Gravity Flow Simulator. Proceedings of International Caving Study.

Kvapil R, 1966. Gravity flow of granular material in hoppers and bins – Part 1. En International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.

Brown, 2007. Block Caving Geomechanics. Second Edition. The International Caving Study 1997 – 2004.

Laubscher, D., 1994. Cave Mining – the state of the art. Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy.

Brunton I, Fraser S, Hodgkinson J, Stewart P, 2009. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at Ridgeway gold mine.

Brunton I, Sharrock G, Lett J, 2011. Full Scale Near Field Flow Behaviour at theb Ridgeway Deeps Block Cave Mine.

Halim A, 2005. 3D large scale physical modelling for studying interactive drawing and drawpoint spacing in Block Caving Mines. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland.

Hollins B, Tucker J, 2004. Draw point analysis using a marker trial at the Perseverance Nickel Mine, Leinster, Western Australia. WMC Resources Ltd.

Power G, 2004. Full scale SLC draw trials at ridgeway Gold Mine. Newcrest Mining Ltd.

Power G, 2004. Modelling granular flow in caving mines: large scale physical modelling and full scale experiments. PhD thesis, University of Queensland, Brisbane.

INGEROC, Ingeniería de rocas LTDA, 2011. Informe servicio de ingeniería geomecánica para la minería continua.

JRI Ingeniería, 2011. Documento “Ingeniería conceptual y básica validación industrial tecnología de la minería continua, estrategia de explotación y secuenciamiento.” N° D122-IB-2000-INF-MI-002

JRI Ingeniería, 2011. Documento “Ingeniería conceptual y básica validación industrial tecnología de la minería continua, informe de socavación”. N° D122-IB-2134-INF-MI-001

JRI Ingeniería, 2011. Documento “Ingeniería conceptual y básica validación industrial tecnología de la minería continua, informe extracción.” N° D122-IB-2200-INF-MI-001

ANEXO A: ANÁLISIS MCA

Tabla 19: Alturas de columna y tonelaje de mineral primario para los puntos de extracción de MCA.

Punto de extracción	Este	Norte	Tonelaje in-situ (Sin desplome)	Altura primario o desplome[m]	Tonelaje in-situ (desplome)
MCA048332	23114.905	27408.85	82.590	55	33.400
MCA040428	23099.915	27409.5	82.590	55	33.400
MCA030424	23107.06	27423.92	92.306	139	84.412
MCA030320	23092.065	27424.58	92.306	139	84.412
MCA020316	23099.205	27439.005	92.306	172	104.452
MCA020212	23084.215	27439.66	92.306	172	104.452
MCA010208	23091.36	27454.085	92.306	168	102.023
MCA010104	23076.365	27454.74	92.306	168	102.023
MCA048331	23084.915	27410.16	92.306	55	33.400
MCA040427	23069.915	27410.81	102.023	55	33.400
MCA030423	23077.065	27425.235	102.023	139	84.412
MCA030319	23062.065	27425.89	102.023	139	84.412
MCA020315	23069.215	27440.315	102.023	172	104.452
MCA020211	23054.215	27440.97	102.023	172	104.452
MCA010207	23061.365	27455.44	102.023	168	102.023
MCA010103	23046.365	27456.05	102.023	168	102.023
MCA048330	23054.925	27411.465	102.023	55	33.400
MCA040426	23039.925	27412.12	102.023	55	33.400
MCA030422	23047.075	27426.545	102.023	139	84.412
MCA030318	23032.075	27427.2	102.023	139	84.412
MCA020314	23039.225	27441.625	111.739	172	104.452
MCA020210	23024.225	27442.28	111.739	172	104.452
MCA010206	23031.375	27456.705	102.023	168	102.023
MCA010102	23016.375	27457.36	102.023	168	102.023
MCA048329	23024.925	27412.775	111.739	55	33.400
MCA040425	23009.93	27413.43	111.739	55	33.400
MCA030421	23017.075	27427.855	111.739	139	84.412
MCA030317	23002.085	27428.51	111.739	139	84.412
MCA020313	23009.225	27442.935	111.739	172	104.452
MCA020209	22994.23	27443.745	111.739	172	104.452
MCA010205	23001.375	27458.01	111.739	168	102.023
		Total	3,14 MTon	132 m	2,4 MTon

Tabla 20: Porcentaje de columna extraída ambas estrategia uniforme y proporcional alt. Columna (*)

Punto	Estrategia Uniforme				Estrategia proporcional alt. columna			
	oct-13	sep-14	mar-15	sep-15	oct-13	sep-14	mar-15	sep-15
MCA048332	3%	58%	94%	130%	3%	62%	98%	135%
MCA040428	3%	58%	94%	130%	3%	62%	98%	135%
MCA030424	3%	50%	82%	115%	3%	62%	98%	135%
MCA030320	3%	50%	82%	115%	3%	62%	98%	135%
MCA020316	3%	50%	82%	115%	3%	62%	98%	135%
MCA020212	3%	50%	82%	115%	3%	62%	98%	135%
MCA010208	3%	50%	82%	115%	3%	62%	98%	135%
MCA010104	3%	50%	82%	115%	3%	62%	98%	135%
MCA048331	3%	50%	82%	115%	3%	62%	98%	135%
MCA040427	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA030423	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA030319	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA020315	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA020211	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA010207	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA010103	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA048330	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA040426	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA030422	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA030318	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA020314	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%
MCA020210	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%
MCA010206	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA010102	3%	45%	74%	104%	3%	62%	98%	135%
MCA048329	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%
MCA040425	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%
MCA030421	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%
MCA030317	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%
MCA020313	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%
MCA020209	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%
MCA010205	2%	39%	66%	93%	3%	62%	98%	135%

(*) El % de extracción se refiere a columna de primario la cual considera el desplome

Simulación MCA 4

Se muestran imágenes de la simulación MCA 4 cada 3 meses de extracción.

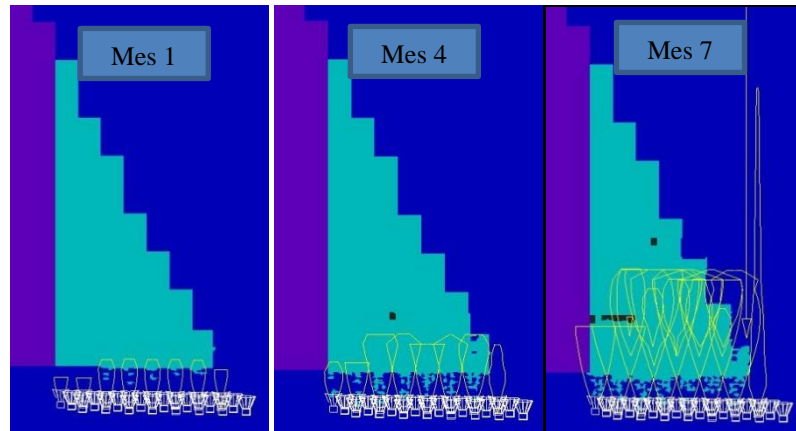


Figura 58: Extracción primeros 9 meses MCA (Celeste indica material primario, Azul indica dilución)

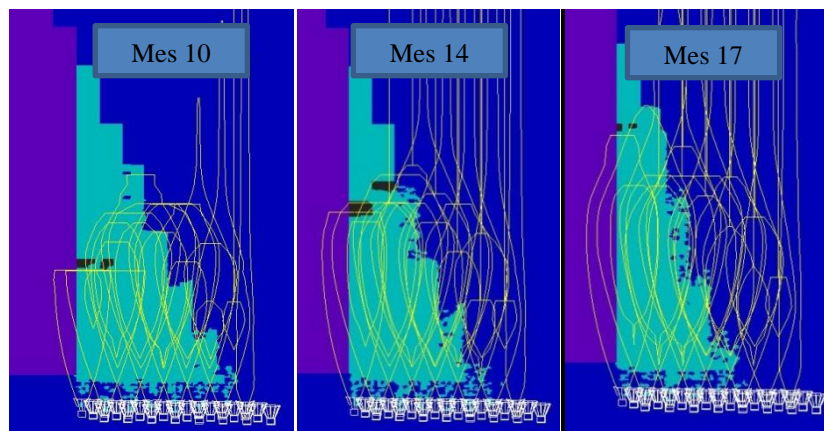


Figura 59: Extracción mes 9-18 MCA (Celeste indica material primario, Azul indica dilución)

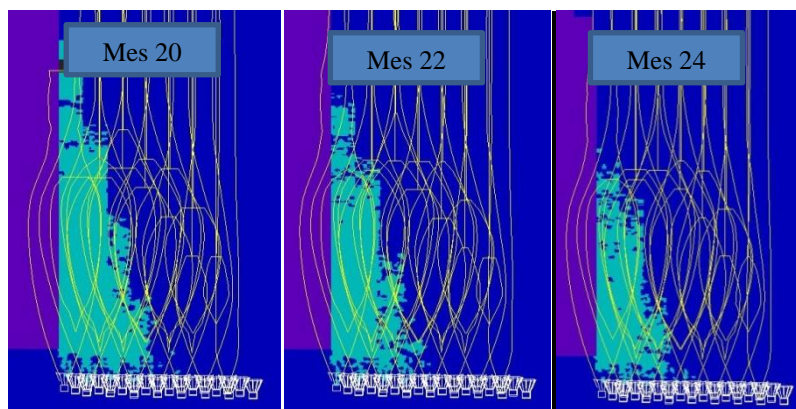


Figura 60: Extracción últimos 6 meses (Celeste indica material primario, Azul indica dilución)

Los planes de producción obtenidos en las simulaciones MCA son los siguientes:

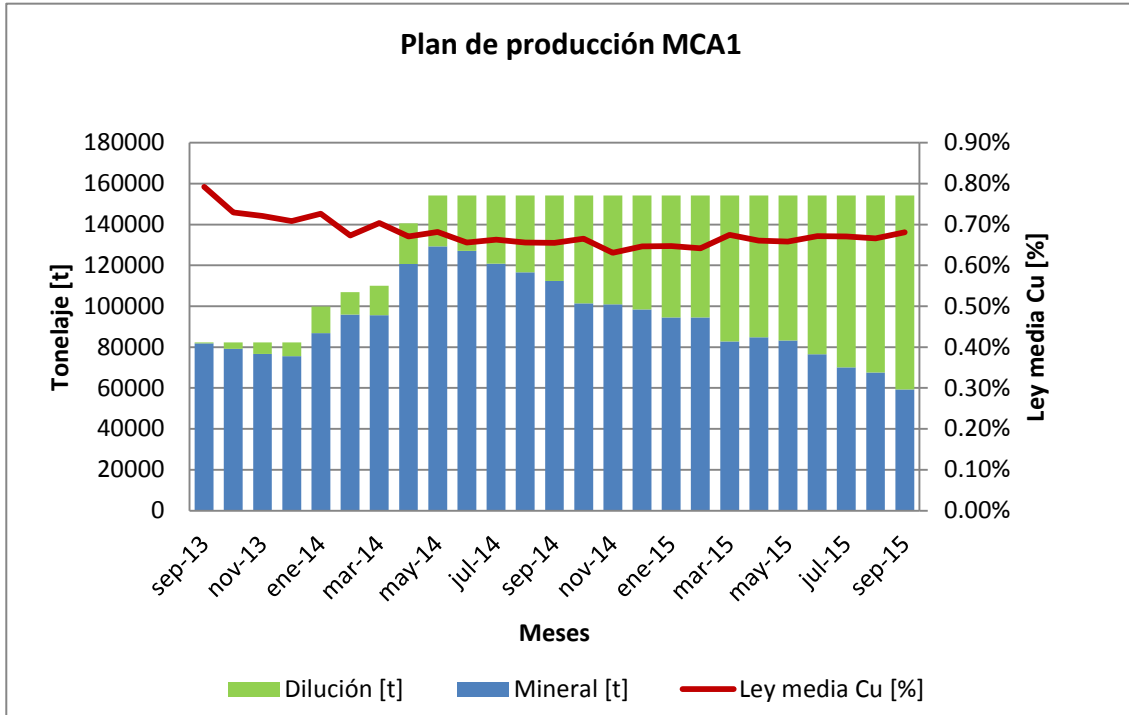


Figura 61: Plan de producción MCA 1

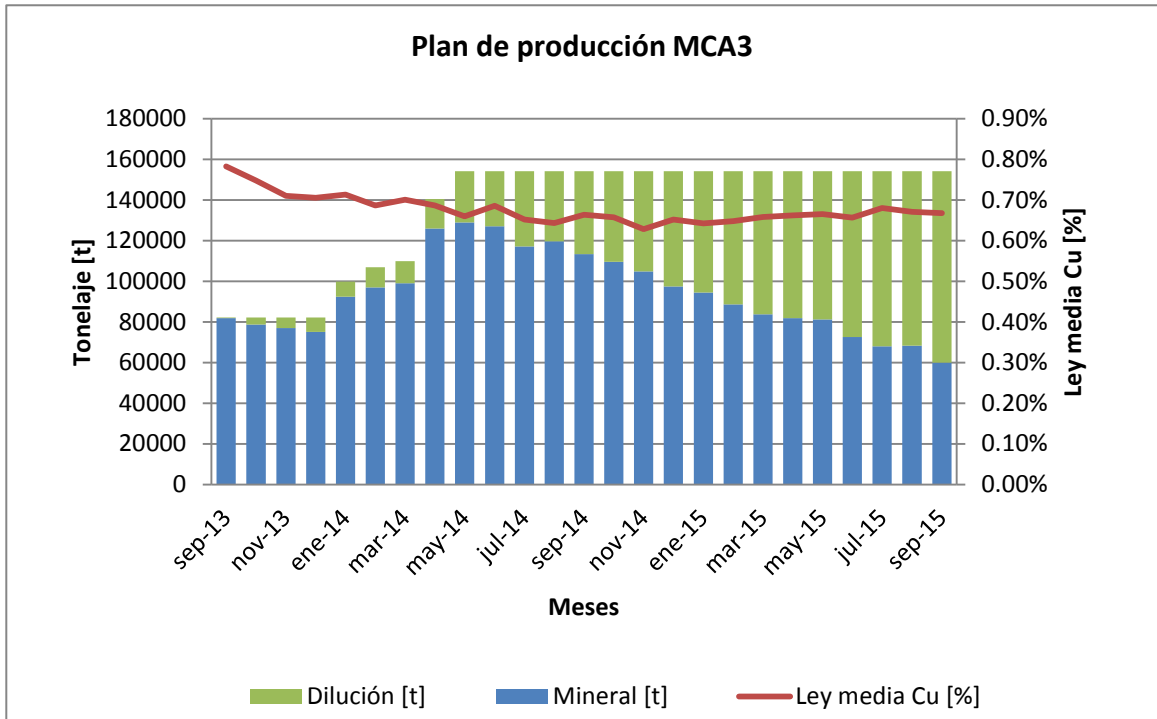


Figura 62: Plan de producción MCA 3

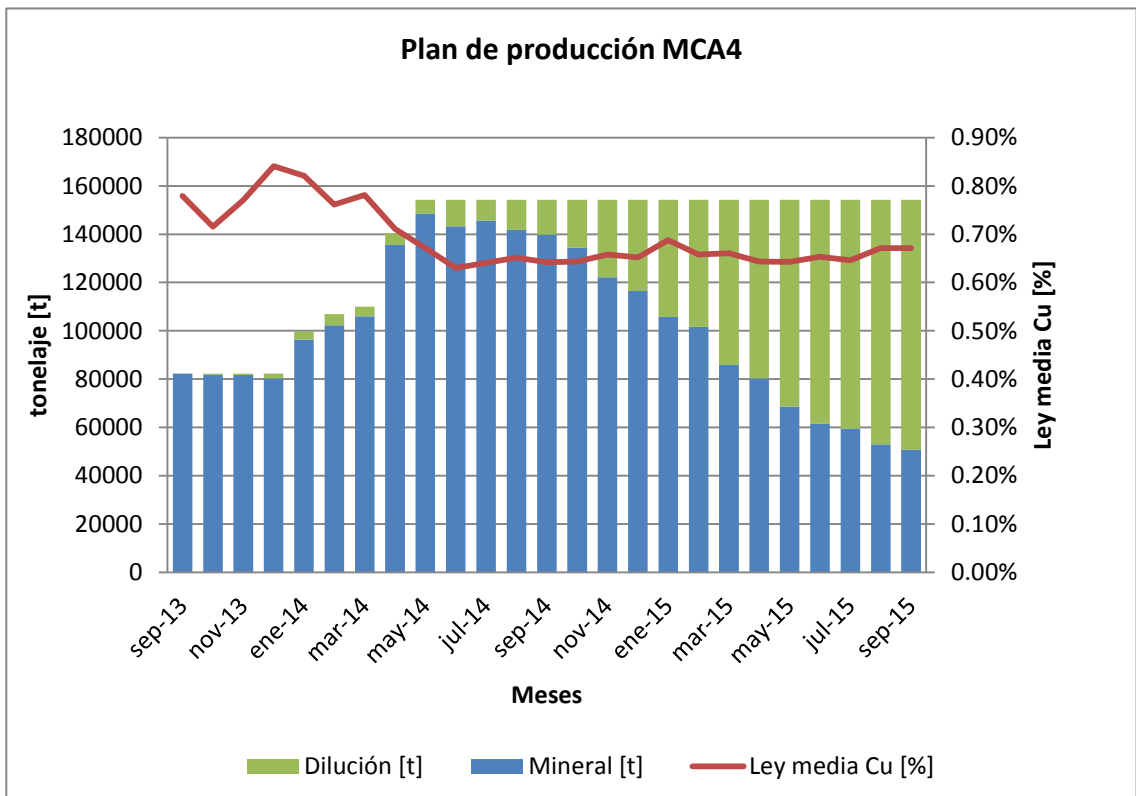


Figura 63: Plan de producción MCA 4

ANEXO B: SECTOR LHD

El contenido de dilución para las simulaciones del sector LHD muestran una sobreestimación de los datos mina. Hasta febrero del año 2009 las simulaciones entregan resultados similares a los obtenidos en la mina, sin embargo, la extracción va sucediendo las simulaciones entregan resultados del orden de 300% mayor que los datos mina. Esto indica que la extracción de las simulaciones a contar de febrero del 2009 comienza una fuerte entrada de dilución y el material que se extrae corresponde en un 70% a dilución. La Figura 64 muestra el contenido de dilución de material quebrado.

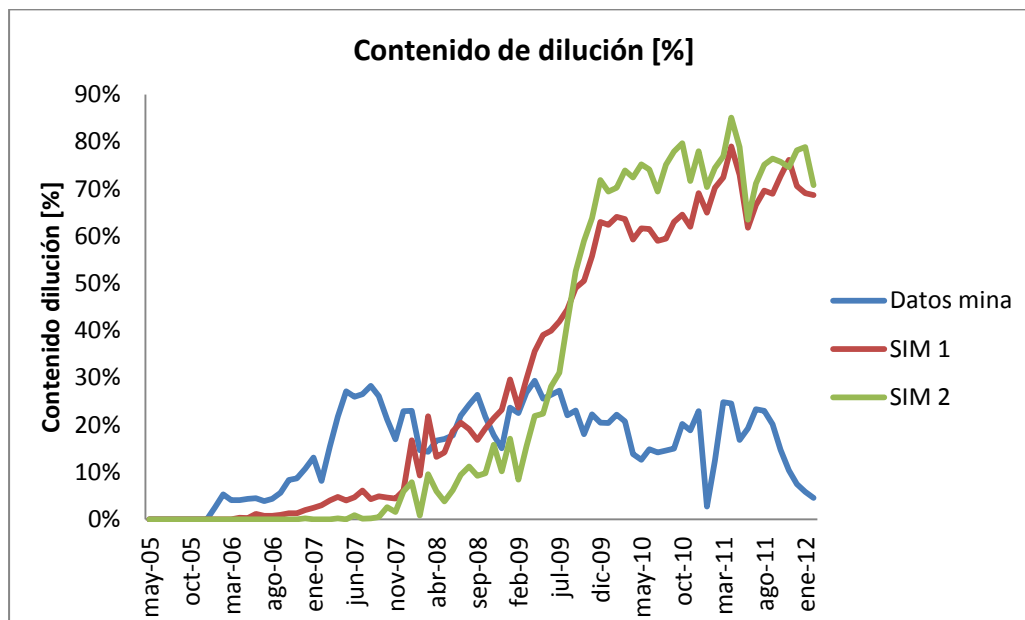


Figura 64: Contenido de dilución sector LHD

Los resultados de la prueba de Kolmogorov-Smirnov se presentan a continuación:

Tabla 22: Resultados del Test de K-S para los datos mina del PED 3%

PED 3% Dato mina	Orden	F _n (x)	F _o (x)	D+	D-
12795	1	0.0125	0.051651	0.039151	0.051651
13527	2	0.025	0.053359	0.028359	0.040859
14206	3	0.0375	0.054984	0.017484	0.029984
18538	4	0.05	0.066284	0.016284	0.028784
18749	5	0.0625	0.066878	0.004378	0.016878
23411	6	0.075	0.081059	0.006059	0.018559
32504	7	0.0875	0.115059	0.027559	0.040059
33881	8	0.1	0.120985	0.020985	0.033485
33931	9	0.1125	0.121206	0.008706	0.021206
34193	10	0.125	0.122357	0.002643	0.009857
36715	11	0.1375	0.133846	0.003654	0.008846
36785	12	0.15	0.134178	0.015822	0.003322
39195	13	0.1625	0.145846	0.016654	0.004154
40410	14	0.175	0.151983	0.023017	0.010517
42639	15	0.1875	0.163682	0.023818	0.011318
46931	16	0.2	0.187805	0.012195	0.000305
48001	17	0.2125	0.194145	0.018355	0.005855
48444	18	0.225	0.196803	0.028197	0.015697

50943	19	0.2375	0.212236	0.025264	0.012764
53549	20	0.25	0.229054	0.020946	0.008446
56250	21	0.2625	0.247248	0.015252	0.002752
58329	22	0.275	0.261764	0.013236	0.000736
58388	23	0.2875	0.262182	0.025318	0.012818
59670	24	0.3	0.271354	0.028646	0.016146
59846	25	0.3125	0.272622	0.039878	0.027378
60407	26	0.325	0.276691	0.048309	0.035809
60624	27	0.3375	0.278278	0.059222	0.046722
60879	28	0.35	0.280144	0.069856	0.057356
61389	29	0.3625	0.283896	0.078604	0.066104
63570	30	0.375	0.30019	0.07481	0.06231
64299	31	0.3875	0.305732	0.081768	0.069268
64550	32	0.4	0.307652	0.092348	0.079848
65713	33	0.4125	0.316614	0.095886	0.083386
72901	34	0.425	0.374204	0.050796	0.038296
73950	35	0.4375	0.382886	0.054614	0.042114
78866	36	0.45	0.4243	0.0257	0.0132
79755	37	0.4625	0.431893	0.030607	0.018107
80215	38	0.475	0.435836	0.039164	0.026664
81261	39	0.4875	0.444817	0.042683	0.030183
82690	40	0.5	0.457128	0.042872	0.030372
83065	41	0.5125	0.460368	0.052132	0.039632
83350	42	0.525	0.462835	0.062165	0.049665
83593	43	0.5375	0.464934	0.072566	0.060066
86111	44	0.55	0.486753	0.063247	0.050747
88734	45	0.5625	0.50953	0.05297	0.04047
89913	46	0.575	0.519763	0.055237	0.042737
90089	47	0.5875	0.521285	0.066215	0.053715
90733	48	0.6	0.526867	0.073133	0.060633
93740	49	0.6125	0.552847	0.059653	0.047153
94357	50	0.625	0.558155	0.066845	0.054345
95603	51	0.6375	0.568833	0.068667	0.056167
100280	52	0.65	0.608421	0.041579	0.029079
103843	53	0.6625	0.637871	0.024629	0.012129
104686	54	0.675	0.644722	0.030278	0.017778
110245	55	0.6875	0.688681	0.001181	0.013681
112770	56	0.7	0.707833	0.007833	0.020333
115532	57	0.7125	0.728142	0.015642	0.028142
116707	58	0.725	0.736555	0.011555	0.024055
117298	59	0.7375	0.740744	0.003244	0.015744
117612	60	0.75	0.742952	0.007048	0.005452
119370	61	0.7625	0.755132	0.007368	0.005132
121481	62	0.775	0.769344	0.005656	0.006844
122138	63	0.7875	0.773672	0.013828	0.001328
129299	64	0.8	0.817756	0.017756	0.030256
133318	65	0.8125	0.839969	0.027469	0.039969
133781	66	0.825	0.842413	0.017413	0.029913
135649	67	0.8375	0.852008	0.014508	0.027008
136858	68	0.85	0.858002	0.008002	0.020502
140550	69	0.8625	0.875287	0.012787	0.025287
142986	70	0.875	0.885856	0.010856	0.023356
144836	71	0.8875	0.893444	0.005944	0.018444
149560	72	0.9	0.911151	0.011151	0.023651
152438	73	0.9125	0.920805	0.008305	0.020805
153780	74	0.925	0.925026	2.62E-05	0.012526
156403	75	0.9375	0.932781	0.004719	0.007781
171733	76	0.95	0.966412	0.016412	0.028912
186634	77	0.9625	0.984413	0.021913	0.034413
189994	78	0.975	0.987059	0.012059	0.024559
193822	79	0.9875	0.989592	0.002092	0.014592
195121	80	1	0.990347	0.009653	0.002847

Tabla 23: Resultados del Test de k-S para los datos de la simulación SIM 1

PED 3% SIM 1	Orden	Fn	Fo	D+	D-
125409	1	0.0125	0.99461716	0.98211716	0.99461716
90770	2	0.025	0.73005555	0.70505555	0.71755555
105713	3	0.0375	0.92628485	0.88878485	0.90128485
86449	4	0.05	0.64481189	0.59481189	0.60731189
80968	5	0.0625	0.52583183	0.46333183	0.47583183
116190	6	0.075	0.97905715	0.90405715	0.91655715
96297	7	0.0875	0.82176141	0.73426141	0.74676141
86826	8	0.1	0.65261883	0.55261883	0.56511883
97572	9	0.1125	0.8397437	0.7272437	0.7397437
93290	10	0.125	0.77455104	0.64955104	0.66205104
90081	11	0.1375	0.71716835	0.57966835	0.59216835
55726	12	0.15	0.08900484	0.06099516	0.04849516
90952	13	0.1625	0.73340926	0.57090926	0.58340926
68282	14	0.175	0.25957478	0.08457478	0.09707478
98848	15	0.1875	0.85650485	0.66900485	0.68150485
79098	16	0.2	0.48414146	0.28414146	0.29664146
53752	17	0.2125	0.07251768	0.13998232	0.12748232
106008	18	0.225	0.92858643	0.70356843	0.71606843
88737	19	0.2375	0.69120696	0.45370696	0.46620696
54688	20	0.25	0.0800223	0.1699777	0.1574777
92664	21	0.2625	0.76390948	0.50140948	0.51390948
91944	22	0.275	0.75132474	0.47632474	0.48882474
49743	23	0.2875	0.04633433	0.24116567	0.22866567
71649	24	0.3	0.32405984	0.02405984	0.03655984
106348	25	0.3125	0.93112678	0.61862678	0.63112678
81301	26	0.325	0.53324654	0.20824654	0.22074654
57830	27	0.3375	0.10949636	0.22800364	0.21550364
89888	28	0.35	0.71350063	0.36350063	0.37600063
69725	29	0.3625	0.28637658	0.07612342	0.06362342
71378	30	0.375	0.31863092	0.05636908	0.04386908
82282	31	0.3875	0.55499281	0.16749281	0.17999281
108616	32	0.4	0.94641474	0.54641474	0.55891474
93901	33	0.4125	0.78467382	0.37217382	0.38467382
69316	34	0.425	0.2786421	0.1463579	0.1338579
64268	35	0.4375	0.19238461	0.24511539	0.23261539
102428	36	0.45	0.89705873	0.44705873	0.45955873
89749	37	0.4625	0.71085256	0.24835256	0.26085256
51922	38	0.475	0.05942508	0.41557492	0.40307492
96632	39	0.4875	0.82659821	0.33909821	0.35159821
95739	40	0.5	0.81350141	0.31350141	0.32600141
70863	41	0.5125	0.30842529	0.20407471	0.19157471
54361	42	0.525	0.07733637	0.44766363	0.43516363
69009	43	0.5375	0.27290639	0.26459361	0.25209361
69230	44	0.55	0.27703124	0.27296876	0.26046876
68317	45	0.5625	0.26020504	0.30229496	0.28979496
52678	46	0.575	0.06458822	0.51041178	0.49791178
98919	47	0.5875	0.85740535	0.26990535	0.28240535
87695	48	0.6	0.67039099	0.07039099	0.08289099
73488	49	0.6125	0.36184599	0.25065401	0.23815401
88725	50	0.625	0.69097875	0.06597875	0.07847875
80004	51	0.6375	0.50433953	0.13316047	0.12066047
84850	52	0.65	0.61098207	0.03901793	0.02651793
68947	53	0.6625	0.27177013	0.39072987	0.37822987
82276	54	0.675	0.55485843	0.12014157	0.10764157
72207	55	0.6875	0.3353505	0.3521495	0.3396495
95382	56	0.7	0.80809967	0.10809967	0.12059967
60719	57	0.7125	0.14283533	0.56966467	0.55716467
68197	58	0.725	0.25803661	0.46696339	0.45446339
88274	59	0.7375	0.68204497	0.05545503	0.04295503
75171	60	0.75	0.3976671	0.3523329	0.3398329
80729	61	0.7625	0.52051042	0.24198958	0.22948958
90198	62	0.775	0.71937501	0.05562499	0.04312499

95030	63	0.7875	0.80267883	0.01517883	0.02767883
85262	64	0.8	0.61979034	0.18020966	0.16770966
95557	65	0.8125	0.81075617	0.00174383	0.01075617
70367	66	0.825	0.2987307	0.5262693	0.5137693
81302	67	0.8375	0.53327356	0.30422644	0.29172644
61413	68	0.85	0.15177846	0.69822154	0.68572154
78387	69	0.8625	0.46829225	0.39420775	0.38170775
80818	70	0.875	0.52249083	0.35250917	0.34000917
101845	71	0.8875	0.89109765	0.00359765	0.01609765
72532	72	0.9	0.34200669	0.55799331	0.54549331
75792	73	0.9125	0.41111341	0.50138659	0.48888659
59188	74	0.925	0.12440213	0.80059787	0.78809787
88692	75	0.9375	0.69032899	0.24717101	0.23467101
29491	76	0.95	0.00244568	0.94755432	0.93505432
71146	77	0.9625	0.31401865	0.64848135	0.63598135
61975	78	0.975	0.15928117	0.81571883	0.80321883
52495	79	0.9875	0.06330887	0.92419113	0.91169113
40237	80	1	0.01344346	0.98655654	0.97405654

Tabla 24: Resultados del Test de K-S para los datos de la simulación SIM 2

PED 3% SIM 2	Orden	Fn	Fo	D+	D-
146515	1	0.0125	0.9769481	0.9644481	0.9769481
112181	2	0.025	0.64624962	0.62124962	0.63374962
117962	3	0.0375	0.74146053	0.70396053	0.71646053
98333	4	0.05	0.39055335	0.34055335	0.35305335
63787	5	0.0625	0.0282526	0.0342474	0.0217474
137498	6	0.075	0.94169556	0.86669556	0.87919556
64846	7	0.0875	0.0316423	0.0558577	0.0433577
68196	8	0.1	0.04464151	0.05535849	0.04285849
113361	9	0.1125	0.66670748	0.55420748	0.56670748
129870	10	0.125	0.88675359	0.76175359	0.77425359
114988	11	0.1375	0.69412945	0.55662945	0.56912945
71916	12	0.15	0.06378465	0.08621535	0.07371535
121585	13	0.1625	0.79351814	0.63101814	0.64351814
75350	14	0.175	0.08663293	0.08836707	0.07586707
103356	15	0.1875	0.4836582	0.2961582	0.3086582
116024	16	0.2	0.71104957	0.51104957	0.52354957
59797	17	0.2125	0.01807204	0.19442796	0.18192796
108495	18	0.225	0.57978859	0.35478859	0.36728859
82990	19	0.2375	0.15829951	0.07920049	0.06670049
70949	20	0.25	0.05828082	0.19171918	0.17921918
133547	21	0.2625	0.91664581	0.65414581	0.66664581
79326	22	0.275	0.12013908	0.15486092	0.14236092
108971	23	0.2875	0.58855643	0.30105643	0.31355643
104280	24	0.3	0.5010258	0.2010258	0.2135258
121137	25	0.3125	0.78744786	0.47494786	0.48744786
94081	26	0.325	0.31617523	0.00882477	0.00367523
84115	27	0.3375	0.17145299	0.16604701	0.15354701
109706	28	0.35	0.60198199	0.25198199	0.26448199
110135	29	0.3625	0.60976379	0.24726379	0.25976379
95184	30	0.375	0.33490811	0.04009189	0.02759189
70288	31	0.3875	0.05474134	0.33275866	0.32025866
113905	32	0.4	0.67599388	0.27599388	0.28849388
123882	33	0.4125	0.82304592	0.41054592	0.42304592
123660	34	0.425	0.8203194	0.3953194	0.4078194
115941	35	0.4375	0.7097	0.2722	0.2847
109550	36	0.45	0.59913192	0.14913192	0.16163192
118795	37	0.4625	0.75399646	0.29149646	0.30399646
84552	38	0.475	0.17675417	0.29824583	0.28574583
111162	39	0.4875	0.62821849	0.14071849	0.15321849
63348	40	0.5	0.02693941	0.47306059	0.46056059
105027	41	0.5125	0.5150721	0.0025721	0.0150721
85590	42	0.525	0.18973274	0.33526726	0.32276726

71463	43	0.5375	0.0611603	0.4763397	0.4638397
95394	44	0.55	0.33852976	0.21147024	0.19897024
101610	45	0.5625	0.45091953	0.11158047	0.09908047
70976	46	0.575	0.05843315	0.51656685	0.50406685
107049	47	0.5875	0.55296754	0.03453246	0.02203246
127101	48	0.6	0.85966967	0.25966967	0.27216967
115861	49	0.6125	0.70841794	0.09591794	0.10841794
92186	50	0.625	0.28509252	0.33990748	0.32740748
91719	51	0.6375	0.27765302	0.35984698	0.34734698
113307	52	0.65	0.66579172	0.01579172	0.02829172
109014	53	0.6625	0.5893325	0.0731675	0.0606675
122716	54	0.675	0.80840299	0.13340299	0.14590299
76579	55	0.6875	0.09614533	0.59135467	0.57885467
117167	56	0.7	0.72918265	0.02918265	0.04168265
96819	57	0.7125	0.36343205	0.34906795	0.33656795
104312	58	0.725	0.50162909	0.22337091	0.21087091
86052	59	0.7375	0.1957028	0.5417972	0.5292972
99020	60	0.75	0.40304422	0.34695578	0.33445578
101135	61	0.7625	0.44207021	0.32042979	0.30792979
145732	62	0.775	0.97485654	0.19985654	0.21235654
113531	63	0.7875	0.66962266	0.11787734	0.10537734
130172	64	0.8	0.88946068	0.08946068	0.10196068
133245	65	0.8125	0.91443631	0.10193631	0.11443631
113954	66	0.825	0.67681264	0.14818736	0.13568736
107023	67	0.8375	0.55248771	0.28501229	0.27251229
92264	68	0.85	0.28633185	0.56366815	0.55116815
147585	69	0.8625	0.9795676	0.1170676	0.1295676
112190	70	0.875	0.64640331	0.22859669	0.21609669
128231	71	0.8875	0.87121481	0.01628519	0.00378519
130611	72	0.9	0.89332346	0.00667654	0.00582346
118216	73	0.9125	0.74531416	0.16718584	0.15468584
103552	74	0.925	0.48733082	0.43766918	0.42516918
138780	75	0.9375	0.94841404	0.01091404	0.02341404
92463	76	0.95	0.2895436	0.6604564	0.6479564
98777	77	0.9625	0.39860363	0.56389637	0.55139637
104748	78	0.975	0.50983432	0.46516568	0.45266568
100252	79	0.9875	0.42567719	0.56182281	0.54932281
83036	80	1	0.15882448	0.84117552	0.82867552

ANEXO C: SECTOR PARRILLAS

La Figura 65 muestra el contenido de dilución para las simulaciones realizadas en el sector parrillas y para los datos mina. Los resultados de las SIM 3 HRMR y H50 que incluyen el desplome sobrestiman los datos mina, extrayendo en todo momento de la extracción más dilución de la que indican los datos mina. El contenido de dilución de las simulaciones que no incorporan el desplome muestran un mejor ajuste a los datos reales.

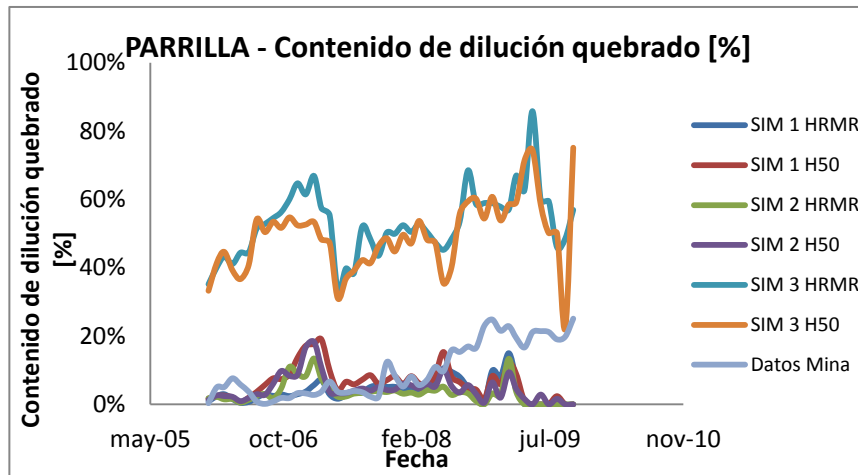


Figura 65: Contenido de dilución sector parrillas

Para la SIM 3 HRMR que es la que entrega los mejores resultados en cuanto a número de puntos de extracción que reportan dilución se muestra en la Figura 66 una comparación del PED 3% simulado y datos mina. Se puede observar que la simulación subestima el PED 3%.

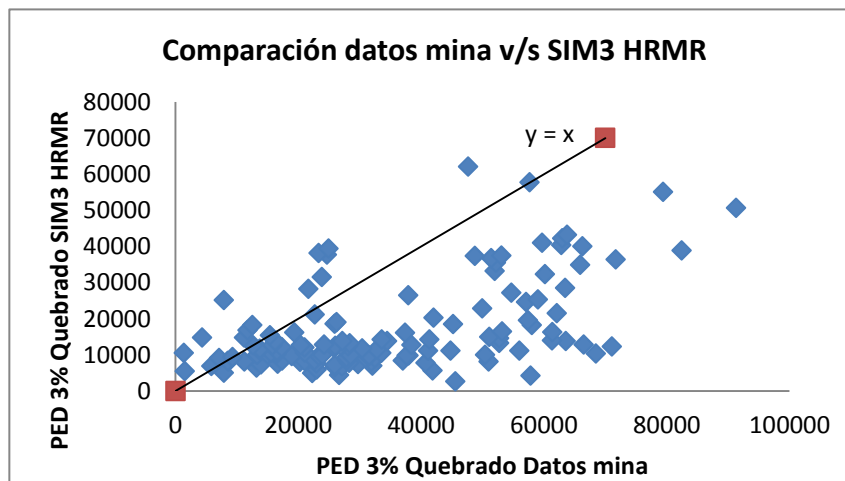


Figura 66: Comparación PED 3% simulado SIM 3 HRMR v/s datos mina

