



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERIA

**MODELOS CUANTITATIVOS DE
GESTIÓN DEL RIESGO ASOCIADO A
VARIABLES INTRÍNSECAS DEL
PROCESO DE DISEÑO DEL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO**

FELIPE HERNÁN SÁNCHEZ LLANCÁN

Tesis para optar al grado de
Magíster en Ciencias de la Ingeniería

Profesor Supervisor:
JOSÉ BOTÍN GONZÁLEZ

Santiago de Chile, Junio, 2013

© 2013, Felipe Sánchez



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERIA

**MODELOS CUANTITATIVOS DE GESTIÓN DEL
RIESGO ASOCIADO A VARIABLES
INTRÍNSECAS DEL PROCESO DE DISEÑO DEL
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR
HUNDIMIENTO**

FELIPE HERNÁN SÁNCHEZ LLANCÁN

Tesis presentada a la Comisión integrada por los profesores:

JOSÉ BOTÍN GONZÁLEZ

ÁLVARO VIDELA LEIVA

EDISSON PIZARRO CARVAJAL

JUAN CARLOS MUÑOZ ABOGABIR

Para completar las exigencias del grado de
Magíster en Ciencias de la Ingeniería

Santiago de Chile, Junio, 2013

*A mis padres y hermanos por su
incondicional apoyo.*

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, me gustaría agradecer al profesor Ronald Guzmán por toda su ayuda, disposición y orientación durante la investigación, y por todo el tiempo dedicado a este trabajo. De la misma manera, quiero agradecer a mi profesor supervisor, José Botín por su preocupación, tanto por la investigación como por mi persona y bienestar durante mi permanencia en el programa.

Por otro lado, me gustaría agradecer a Codelco por facilitar la información necesaria para llevar a cabo el caso de estudio, en especial a Andrea Russo, Francisco Gálvez y Pamela Zapata por todo el apoyo entregado durante los últimos meses.

También mencionar a Alejandro Muñoz por estar siempre dispuesto a ofrecerme su ayuda en temas técnicos. Y a Gustavo Castillo por sus valiosos consejos y *feedback*.

Finalmente, quiero agradecer a mis padres, hermanos y amigos, por el constante apoyo y palabras de aliento que me ayudaron a completar este importante proceso.

INDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INDICE DE TABLAS	vi
INDICE DE FIGURAS.....	vii
RESUMEN.....	ix
ABSTRACT	x
1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Antecedentes	1
1.2 Hipótesis.....	2
1.3 Objetivos	2
2. ESTADO DEL ARTE	4
2.1 Evaluación del Riesgo en Proyectos Mineros.....	4
2.2 Manejo de Incertidumbres en el Diseño de Block y Panel Caving.....	5
2.2.1 Descripción General del Método	5
2.2.2 Principales Factores de Riesgos e Incertidumbres.....	6
2.2.3 Evaluación de la Hundibilidad.....	7
2.2.4 Evaluación de la Fragmentación.....	11
3. GESTIÓN DEL RIESGO – METODOLOGÍA MPRM	18
4. MODELO METODOLÓGICO	21
4.1 Riesgo en la Hundibilidad.....	21
4.2 Riesgo en la Fragmentación	23
5. CASO DE ESTUDIO	26
5.1 Contexto	26
5.2 Evaluación del Riesgo en la Hundibilidad	32
5.2.1 Caso Base.....	32

5.2.2	Radio Hidráulico y Área Equivalente	32
5.2.3	Modelo MRMR.....	35
5.2.4	Resultados y Discusión	36
5.3	Evaluación del Riesgo en la Fragmentación	38
5.3.1	Caso Base.....	38
5.3.2	Fragmentación como función del MRMR	42
5.3.3	Modelos de MRMR por Trimestre	43
5.3.4	Relación entre Sobre Tamaño y Productividad	45
5.3.5	Simulación	45
5.3.6	Resultados y Discusión	46
5.4	Impacto Económico de la Incertidumbre	47
6.	CONCLUSIONES Y ESTUDIOS FUTUROS	50
	BIBLIOGRAFIA.....	52
	Anexo A: VALORES DE MRMR POR BLOQUE.....	58
	Anexo B: COMPOSICIÓN GEOTÉCNICA DE CADA MACRO BLOQUE.....	61
	Anexo C: COMPOSICIÓN PORCENTUAL LOS MACRO BLOQUES.....	62
	Anexo D: PORCENTAJE PASANTE POR ALTURA DE EXTRACCIÓN.....	64

INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1: Plan de producción macro bloques N1 y S1 (Fuente: Codelco).....	31
Tabla 2: Unidades Geotécnicas Básicas.....	38
Tabla 3: Porcentaje pasante y sobre tamaño en macro bloques N1 y S1	41
Tabla 4: Parámetros relevantes del plan de producción.....	42
Tabla 5: Distribución MRMR por trimestre	45
Tabla 6: Composición porcentual de cada macro bloque (Fuente: Codelco)	62
Tabla 7: Porcentaje pasante por altura de extracción, macro bloques N1 y S1 (Fuente: Codelco)	64

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1: Ejemplo de <i>Block Caving</i> , El Teniente, Chile (Hamrin, 1982).....	5
Figura 2: Ejemplo de <i>Panel Caving</i> mecanizado, Henderson Mine, Colorado, EE.UU. (Doepken, 1982).....	6
Figura 3: Gráfico de Hundibilidad de Laubscher (Barlett, 1998).....	9
Figura 4: Fotografía de un punto de extracción, Mina El Teniente, Chile (Brown, 2002).....	13
Figura 5: Segmentación de la imagen mostrada en la Figura 4 (Brown, 2002).....	13
Figura 6: Resultados del análisis de fragmentación (Brown, 2002).....	14
Figura 7: Curva de fragmentación primaria (Fuente: Codelco).....	16
Figura 8: Curvas de fragmentación secundaria según altura de extracción (Fuente: Codelco).....	16
Figura 9: Modelo de clasificación de riesgos.....	18
Figura 10: Modelo MPRM.....	19
Figura 11: Cadena de valor de un proyecto minero.....	20
Figura 12: Ubicación del yacimiento Chuquicamata (Fuente: Codelco).....	26
Figura 13: Disposición general de la infraestructura permanente (Fuente: Codelco).....	27
Figura 14: Representación de un macro bloque (Fuente: Codelco).....	28
Figura 15: Macro secuencia de extracción (Fuente: Codelco).....	28
Figura 16: Subsistencia y distancia crítica (Fuente: Codelco).....	29
Figura 17: Disposición de los túneles de exploración y de los macro bloques del nivel 1841 msnm. (Fuente: Codelco).....	30
Figura 18: Radio hidráulico y área a hundir por macro bloque (Fuente: Codelco).....	33
Figura 19: Orientación y sentido de avance de hundimiento por macro bloque (Fuente: Codelco).....	34
Figura 20: Área y avance requerido según radio hidráulico establecido.....	35
Figura 21: Distribución MRMR macro bloques N1-S1.....	36
Figura 22: Gráfico de Hundibilidad de Laubscher (Laubscher, 1994).....	37

Figura 23: Modelo 3D de Unidades Geotécnicas Básicas y niveles de explotación (Fuente: Codelco).....	39
Figura 24: Curvas de fragmentación primaria por UGTB (Fuente: Codelco)	40
Figura 25: Curvas de fragmentación secundaria por UGTB (Fuente: Codelco).....	40
Figura 26: Relación Sobre tamaño - MRMR	43
Figura 27: Puntos de extracción según trimestre de inicio de la explotación	44
Figura 28: Lógica de simulación.....	46
Figura 29: Resultados de la simulación, diferencia en la producción (en Kton)	47
Figura 30: Impacto económico del riesgo por fragmentación	48
Figura 31: Valores de MRMR por bloque, cota 1841 msnm.....	58
Figura 32: Valores de MRMR por bloque, cota 1850 msnm.....	59
Figura 33: Valores de MRMR por bloque, cota 1859 msnm.....	59
Figura 34: Valores de MRMR por bloque, cota 1868 msnm.....	60
Figura 35: Composición geotécnica de cada macro bloque (Fuente: Codelco).....	61

RESUMEN

Las inversiones en minería se caracterizan por su elevado volumen y largos periodos de maduración. Adicional a esto, las decisiones de inversión en esta industria están expuestas a fuertes riesgos derivados de incertidumbres en los parámetros, tanto internos (variables técnicas del proyecto), como externos (fluctuaciones del mercado y ciclo económico). Por lo tanto, es vital realizar una correcta evaluación y cuantificación de estos riesgos, con el fin de mejorar la confiabilidad de las inversiones. Sin embargo, los métodos tradicionales de evaluación de riesgo entregan escasa información del origen de las incertidumbres, lo que no facilita su gestión. En esta tesis se aplicó la metodología *Mine Project Risk Management*, MPRM (Botín et al. 2011), a la etapa de ingeniería de procesos mina de un método por hundimiento (*Block o Panel Caving*), con el fin de caracterizar las fuentes de incertidumbre de los parámetros relevantes y cuantificar el riesgo asociado.

Como resultado, se han identificado como parámetros relevantes la hundibilidad del macizo rocoso y la fragmentación del mineral extraído y se han propuesto modelos metodológicos para cuantificar el riesgo asociado a cada uno de estos parámetros. Además, la aplicabilidad de la metodología propuesta se validó utilizando como caso de estudio el Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea de Codelco, específicamente los macro bloques N1 y S1, que son los primeros en entrar en producción. En el caso de la hundibilidad se concluyó que existe un nivel de confianza razonable de que el hundimiento se inicie sin problemas mayores. Para la fragmentación, se determinó que existe un riesgo económico importante asociado a la incertidumbre en el porcentaje de sobre tamaño y su efecto en la productividad.

Palabras Claves: riesgo, incertidumbre, *block caving*, *panel caving*, hundibilidad, fragmentación, sobre tamaño.

ABSTRACT

Investments in the mining industry are known for their large volumes and long investment periods. In addition to this, mining investments are subject to significant financial risks, which result from uncertainty in both internal (technical variables of the project) and external (market fluctuations) parameters. Therefore, it is vital to conduct accurate quantifications of these risks, in order to improve the reliability of investments. However, traditional risk assessment methods provide little information on the sources of uncertainties, which does not help its management. In this thesis the Mine Project Risk Management methodology, MPRM (Botín et al. 2011), was applied to the evaluation of risks in the mining engineering stages of a Block or Panel Caving mining method, in order to characterize the sources of uncertainty of relevant parameters and quantify the associated risk.

As the result, rock mass caveability and ore fragmentation were identified as the two most relevant parameters of this process and a methodological model has been developed to quantify the risk associated to each of these two parameters. Furthermore, the applicability of the proposed model has been validated using as a case study the Chuquicamata Underground Mine Project of Codelco, specifically the N1 and S1 macro blocks, which will be the first units to be under production. For caveability, it was concluded that there is a reasonable level of confidence that the caving will proceed without major problems. For ore fragmentation it was determined that there is a significant economic risk, which is related to the uncertainty in the percentage of oversized muck and its effect on productivity.

Keywords: risk, hazard, block caving, panel caving, caveability, fragmentation, oversize.

1. INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

Los proyectos mineros representan un conjunto de actividades de gran envergadura y complejidad. Las inversiones que se requieren para llevar a cabo estas actividades se caracterizan por su gran volumen y largos periodos de inversión, y que además están expuestos a numerosos riesgos, provenientes de fuentes de incertidumbre, tanto internas (propiedades del macizo rocoso, variables técnicas, etc.) como externas (fluctuaciones del mercado, disponibilidad de insumos, etc.).

Dadas las características de las inversiones en proyectos mineros, es necesario evaluar y cuantificar el riesgo, con el fin de mejorar su confiabilidad. Sin embargo, los métodos tradicionales de evaluación de riesgo tienden a realizar evaluaciones poco precisas con respecto al origen del riesgo, dificultando así la elaboración de estrategias adecuadas para la mitigación del mismo.

Por esta razón, se requieren modelos más complejos que consideren las fuentes de incertidumbre asociadas a cada etapa de la cadena de valor del proyecto, desde la evaluación del yacimiento, pasando por la ingeniería de procesos mina, planificación minera, ingeniería de procesos planta, hasta el plan de construcción.

En este contexto, este estudio está orientado a la gestión del riesgo asociado a la etapa de ingeniería de procesos mina, específicamente, al proceso de diseño de un método de explotación por hundimiento (*Block o Panel Caving*). Las incertidumbres propias de esta etapa pueden tener un impacto relevante en la correcta operación de la mina, el cumplimiento de las metas planteadas, y por lo tanto, en el valor económico del proyecto. De ahí, la importancia de estudiar las fuentes de dichas incertidumbres, evaluar y cuantificar su impacto, y de ser posible, proponer medidas de control del riesgo económico asociado.

El modelo metodológico propuesto en esta tesis es validado a través de su aplicación al caso de estudio Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea de Codelco.

1.2 Hipótesis

La hipótesis de este trabajo es que las variables Hundibilidad y Fragmentación determinan en gran medida el éxito o fracaso de una operación por *Block* o *Panel Caving* (Brown 2002), pero al mismo tiempo conllevan las principales incertidumbres del proceso de diseño del método de explotación. Por lo tanto, se estima que un análisis profundo del comportamiento y variabilidad de la hundibilidad del bloque y de la fragmentación esperada en los puntos de extracción, permite estimar con mayor precisión el riesgo económico asociado a un diseño minero y respectivo plan de producción, en comparación con metodologías tradicionales de análisis de riesgo.

1.3 Objetivos

El objetivo general de esta tesis es aplicar el modelo MPRM o *Mine Project Risk Management* (Botín et al, 2011) a la etapa de ingeniería de procesos mina, específicamente al proceso de diseño de la explotación por hundimiento, con el fin de elaborar modelos metodológicos que permitan evaluar el riesgo económico asociado a las incertidumbres intrínsecas de las variables hundibilidad y fragmentación.

Dentro de los objetivos específicos se encuentran los siguientes:

1. Identificación y caracterización de incertidumbres y parámetros relevantes relacionados con las variables hundibilidad y fragmentación.
2. Elaboración de modelos cuantitativos de las variables hundibilidad y fragmentación.
3. Validación de los modelos a través de su aplicación al caso de estudio Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea de Codelco.
4. Evaluación del impacto económico de las incertidumbres mediante simulación bajo condiciones de diseño del proyecto.

Para el desarrollo de los modelos cuantitativos se utilizan herramientas estadísticas, tales como ajuste de curvas y ajuste de datos a distribuciones teóricas. La evaluación del

riesgo económico se realiza por medio de modelos de simulación de Monte Carlo sobre los parámetros de incertidumbre analizados.

2. ESTADO DEL ARTE

2.1 Evaluación del Riesgo en Proyectos Mineros

El método más ampliamente usado en las últimas décadas para evaluar un proyecto corresponde al Valor Actual Neto (VAN), por medio del cálculo de flujos de caja descontados. En este caso, el riesgo del proyecto es incluido en la tasa “ r ” utilizada para descontar dichos flujos, siendo entonces una medida global del riesgo la diferencia entre la tasa “ r ” y la tasa “ c ” de costo de capital. Asumiendo que “ r ” contiene todo el riesgo del proyecto, este resulta aceptable si el $VAN(r)$ es mayor a cero. Sin embargo, generalmente la elección de la tasa “ r ” responde a parámetros financieros de la empresa dueña del proyecto, en lugar de basarse en las características propias del mismo. Más aún, comúnmente las empresas utilizan la misma tasa de descuento para todos sus proyectos de inversión (Runge, 1994).

Para Runge, 1994 la gestión del riesgo en un proyecto minero implica un proceso de *trade-off* entre el aumento en los costos de inversión para reducirlo y el beneficio percibido por llevar a cabo esta acción. Por lo tanto, este proceso generalmente se realiza hasta el punto en el que el riesgo se vuelve “asumible”, es decir, los beneficios potenciales de seguir disminuyéndolo no superan a la inversión necesaria para hacerlo.

Según Sorentino y Barnett, 1994 las técnicas tradicionalmente utilizadas para evaluar el riesgo en proyectos mineros corresponden a análisis de escenarios (pesimista, optimista, más probable) y análisis de sensibilidad a variables que pudiesen ser consideradas relevantes dentro del proyecto. Estas corresponden a variables tanto internas (ley de mineral, recuperación metalúrgica, tasa de producción, etc.), como externas (precio, costos de insumos, etc.). Sin embargo, los resultados obtenidos a través de estos métodos corresponden a distintos valores del VAN del proyecto, asociados cada uno a una probabilidad, entregando escasa o nula información con respecto al origen del riesgo, dificultando la elaboración de medidas de control o mitigación (Reichmann, 1970).

2.2 Manejo de Incertidumbres en el Diseño de Block y Panel Caving

2.2.1 Descripción General del Método

En términos generales, el método *Block Caving* consiste en la socavación completa del cuerpo mineralizado o de un bloque de mineral equidimensional de gran tamaño (unidad de explotación) para iniciar el proceso de hundimiento. El nivel de hundimiento es progresivamente minado y parte del material quebrado es extraído para crear un vacío que permita el desplazamiento del mineral desprendido producto del hundimiento. A medida que se extrae el mineral quebrado, el *cave* se propaga verticalmente hasta que la roca superior también se quiebra dando lugar a la subsidencia en superficie (Brown, 2002).

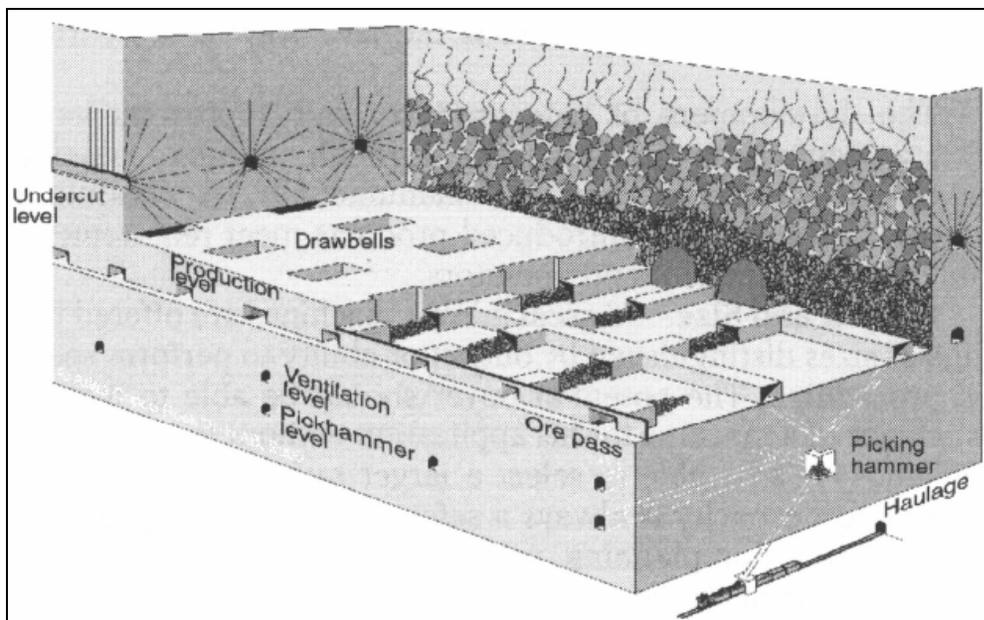


Figura 1: Ejemplo de *Block Caving*, El Teniente, Chile (Hamrin, 1982)

La variante *Panel Caving* sigue los mismos principios que el *Block Caving*, sin embargo, la socavación no es completa, solo un panel o sector es socavado para iniciar el

hundimiento. Posteriormente se continúan desarrollando, socavando y minando los paneles subsiguientes, por lo que el frente de hundimiento se mueve a través del cuerpo mineralizado con un ángulo constante y en la dirección de avance de la socavación (Brown, 2002).

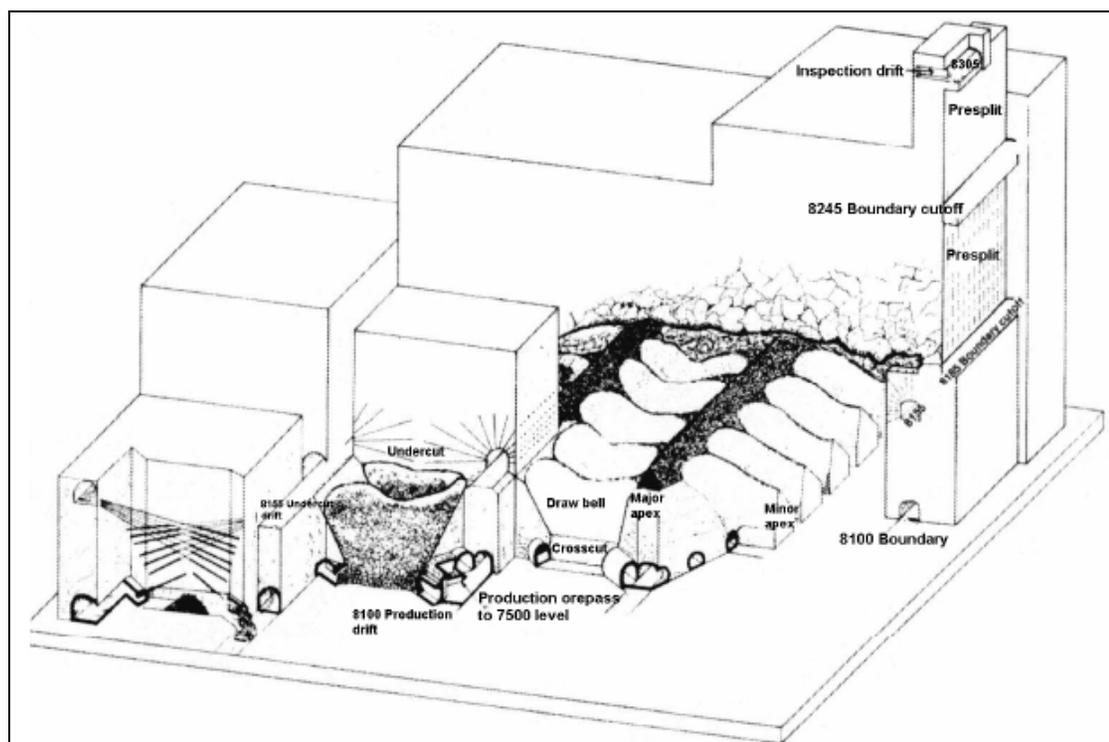


Figura 2: Ejemplo de *Panel Caving* mecanizado, Henderson Mine, Colorado, EE.UU. (Doepken, 1982)

Existen otras variantes que siguen los mismos principios básicos, sin embargo, *Block* y *Panel Caving* son las principales y más utilizadas en operaciones por hundimiento.

2.2.2 Principales Factores de Riesgos e Incertidumbres

En los proyectos de *Block* o *Panel Caving* existen numerosos factores de riesgo, provenientes principalmente de las incertidumbres asociadas a la precisión de la

información geológica y geotécnica. La información geológica se utiliza para estimar las dimensiones y leyes del cuerpo mineralizado. Mientras que la información geotécnica, que incluye las propiedades del macizo rocoso, estructuras mayores, discontinuidades, esfuerzos *in situ*, entre otros, sirve de base para la evaluación de parámetros críticos, tales como la hundibilidad, iniciación y propagación del hundimiento, fragmentación, estabilidad de las excavaciones, y dilución (Brown, 2002).

De los parámetros mencionados en el párrafo anterior, los que influyen en mayor medida en el desempeño del proceso de hundimiento y que, por lo tanto, son determinantes en el éxito o fracaso de una operación por hundimiento, son la hundibilidad y fragmentación. En consecuencia, es de vital importancia realizar una correcta evaluación de estos parámetros durante el proceso de diseño del método de explotación (Brown, 2002).

2.2.3 Evaluación de la Hundibilidad

Los métodos de explotación por hundimiento, en comparación con la mayoría de los otros métodos, requieren el desarrollo de mayor infraestructura antes de comenzar la producción. En consecuencia, los costos de capital iniciales también son mayores. Por lo tanto, la capacidad de iniciar de manera correcta el proceso de hundimiento y sostener su propagación determina la productividad y retorno económico de las etapas tempranas de un proyecto de estas características. De lo anterior se desprende la gran importancia que tiene el poder predecir de manera adecuada las dimensiones del área necesaria para la socavación, puesto que los errores en esta etapa pueden traducirse en grandes retrasos y costos para iniciar y sostener el hundimiento (e.g. Kendrick, 1979, van As y Jeffrey, 2000).

Según Brown, 2002 los factores más influyentes en la hundibilidad son la geometría y resistencia de las discontinuidades, resistencia del macizo rocoso, geometría del cuerpo mineralizado, dimensiones del área de socavación o *undercut*, los esfuerzos inducidos en la parte superior del *undercut* y la presencia de alguna falla importante en las cercanías. Numerosos estudios se han llevado a cabo para de alguna manera jerarquizar o

cuantificar la influencia de cada uno de estos factores (e.g. Coates, 1981, McMahon y Kendrick, 1969, Mahtab et al, 1973), sin embargo, recién en la década de los 80, el desarrollo del Gráfico de Hundibilidad de Laubscher (Diering y Laubscher, 1987, Laubscher, 1990, 1994, 2001) se convirtió en un método ampliamente accesible para conseguir este propósito.

Existen otros métodos para evaluar la hundibilidad, tales como modelación numérica (e.g. Starfield y Cundall, 1988) y otros enfoques empíricos (Mathews et al, 1980). Sin embargo, el Gráfico de Hundibilidad de Laubscher es el método estándar que se utiliza en la industria.

- Gráfico de Hundibilidad de Laubscher

El Gráfico de Hundibilidad de Laubscher (Diering y Laubscher, 1987, Laubscher, 1990, 1994, 2001) nace como respuesta a la búsqueda de una herramienta capaz de combinar el efecto de la calidad del macizo rocoso, la geometría de la socavación y los esfuerzos inducidos. Laubscher ha logrado esto graficando el valor de su parámetro MRMR (*Mining Rock Mass Rating*) versus el Radio Hidráulico (área/perímetro), que es una medida del tamaño y forma del *undercut* o socavación.

El gráfico fue construido con datos de una serie de minas explotadas por *Block* o *Panel Caving*. Cada punto puede representar un comportamiento estable (sin hundimiento), transitorio (grandes colapsos o hundimiento parcial) o hundimiento propiamente tal. En base a esto, se trazaron las curvas que definen los límites de las zonas en las que está dividido el gráfico, siendo estas estable, de transición y hundimiento (Figura 3).

- *Mining Rock Mass Rating (MRMR)*

El *Mining Rock Mass Rating* (Laubscher, 1990) es un sistema de puntaje basado en la modificación hecha por Laubscher (1977, 1984) al sistema de clasificación geomecánica de macizos rocosos *Rock Mass Rating*, RMR (Bieniawski, 1974, 1976). El RMR original de Bieniawski es función de cinco parámetros que influyen en el comportamiento mecánico del macizo rocoso: resistencia de la roca intacta, índice RQD (*Rock Quality Designation*, desarrollado por Deere entre 1963 y 1967), espaciamiento de las discontinuidades, condición de las discontinuidades y condiciones del agua subterránea. El RMR de Laubscher, 1977, 1984 considera sólo los primeros cuatro factores, aunque con algunas diferencias en la forma de medirlos.

En 1990 Laubscher desarrolla el MRMR, basándose en la hipótesis de que el *Rock Mass Rating* (RMR) debía ser ajustado de acuerdo al ambiente minero en el que se desarrolla el estudio, de manera de poder usar este parámetro en el diseño de la mina. Los factores considerados por el MRMR son tres: resistencia de la roca intacta o *intact rock strength* (IRS), frecuencia de las discontinuidades y condición de las discontinuidades. El puntaje parcial obtenido de la suma de estos factores corresponde al RMR_{L90} básico. Los ajustes que se aplican al RMR_{L90} para obtener el MRMR son por: meteorización (30% – 100%), orientación de las discontinuidades (63% – 120%), esfuerzos inducidos por las excavaciones mineras (60% – 120%) y el efecto de las tronaduras (80% – 100%).

Si bien las indicaciones para calcular el puntaje de cada uno de los factores del RMR_{L90} están bien definidas, Laubscher entrega pocas guías para estimar los ajustes apropiados para calcular el MRMR. Finalmente esta estimación recae en el juicio del ingeniero a cargo, a pesar de que el efecto de estos ajustes puede ser muy relevante, considerando que el MRMR puede variar desde un 50% del RMR_{L90} (mínimo recomendado) hasta un 120%.

Laubscher y Jakubec, 2001 modifican la metodología para estimar el MRMR, sin embargo, la metodología desarrollada por Laubscher, 1990 sigue siendo la que generalmente se utiliza en la industria.

2.2.4 Evaluación de la Fragmentación

El éxito de una operación por hundimiento depende en gran medida de la fragmentación del cuerpo mineralizado producida durante el proceso de hundimiento. Son muchos los factores que se ven influenciados por la fragmentación, tanto de diseño como operacionales: tamaño y espaciamiento de puntos de extracción, selección de equipos, tasas de extracción, dilución entrante en la columna de extracción, colgaduras y consecuente requerimiento de reducción secundaria, dotación de personal, posteriores procesos de conminución, entre otros (Laubscher, 1994, 2000).

El concepto de fragmentación hace referencia a la distribución de tamaños y formas de los bloques que se forman a partir del macizo rocoso. Es generalmente aceptado que existen 3 niveles de fragmentación (Brown, 2002):

1. Fragmentación *in situ*: está representada por los bloques formados naturalmente por las discontinuidades preexistentes en el macizo rocoso, antes de que se realice cualquier actividad minera. Los tamaños y formas de estos bloques resultan de la geometría de la red de discontinuidades.
2. Fragmentación primaria: resulta una vez que se produce la socavación y se inicia el proceso de hundimiento. Corresponde a los bloques ubicados en las cercanías de la socavación y que se separan de la pared del macizo rocoso producto de las condiciones de carga impuestas en este sector. La formación de estos bloques está determinada en gran medida por las discontinuidades preexistentes, al igual que en la fragmentación *in situ*.
3. Fragmentación secundaria: es la que ocurre sucesivamente a medida que los bloques se mueven hacia abajo a través de la columna extraíble hasta los puntos de extracción. Algunos de los factores que influyen en la fragmentación secundaria son el régimen de esfuerzos en el material hundido, composición y propiedades mecánicas del cuerpo mineralizado, tasa de extracción, la altura desde la que el material se desplaza a través de la columna de extracción y el tiempo de residencia en la misma, entre otros.

Para evaluar la fragmentación es vital contar con métodos adecuados que entreguen predicciones acertadas. Sin embargo, también son importantes los métodos de medición de la fragmentación (una vez producida) para validar los modelos predictivos.

- Medición de la fragmentación

Los métodos de medición de la fragmentación más precisos son el tamizado y las mediciones físicas, sin embargo, rara vez se utilizan debido a sus altos costos y las interrupciones que se deben hacer en el plan de producción para llevarlos a cabo. En general, los métodos de procesamiento digital de imágenes (DIP por sus siglas en inglés) son los más utilizados porque representan prácticamente la única manera de medir la fragmentación a gran escala de manera relativamente rápida y sin entorpecer la operación (Brown, 2002). El análisis digital de imágenes es el proceso a través del cual se identifica la distribución de tamaños de las partículas en el material en estudio y se corrige por medio de métodos estereológicos (Hunter et al. 1990).

Algunos de los sistemas DIP más comunes son *FRAGSCAN*, desarrollado por Schleifer y Tessier (1996), *WipFrag* (Maerz et al. 1996) y *Split*, creado en la Universidad de Arizona, EEUU (Kemeny et al. 1993) y posteriormente desarrollado y aplicado en conjunto con el *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC)* (e.g. La Rosa et al. 2001).

A modo de ejemplo, la Figura 4 corresponde a una fotografía de un punto de extracción del sector Esmeralda, en la Mina El Teniente, Chile. La Figura 5 muestra la segmentación de la imagen anterior producida por el sistema *Split*.



Figura 4: Fotografía de un punto de extracción, Mina El Teniente, Chile (Brown, 2002)

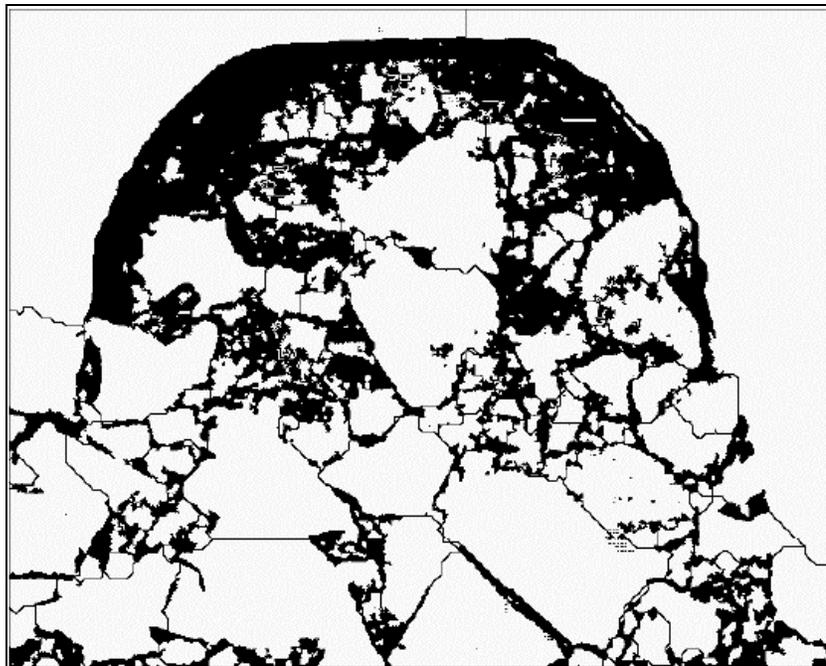


Figura 5: Segmentación de la imagen mostrada en la Figura 4 (Brown, 2002)

El *output* del análisis de fragmentación por medio del sistema Split corresponde a una curva de distribución granulométrica, como la que se muestra en la Figura 6 (la curva es solo un ejemplo y no tiene relación con las imágenes anteriores).

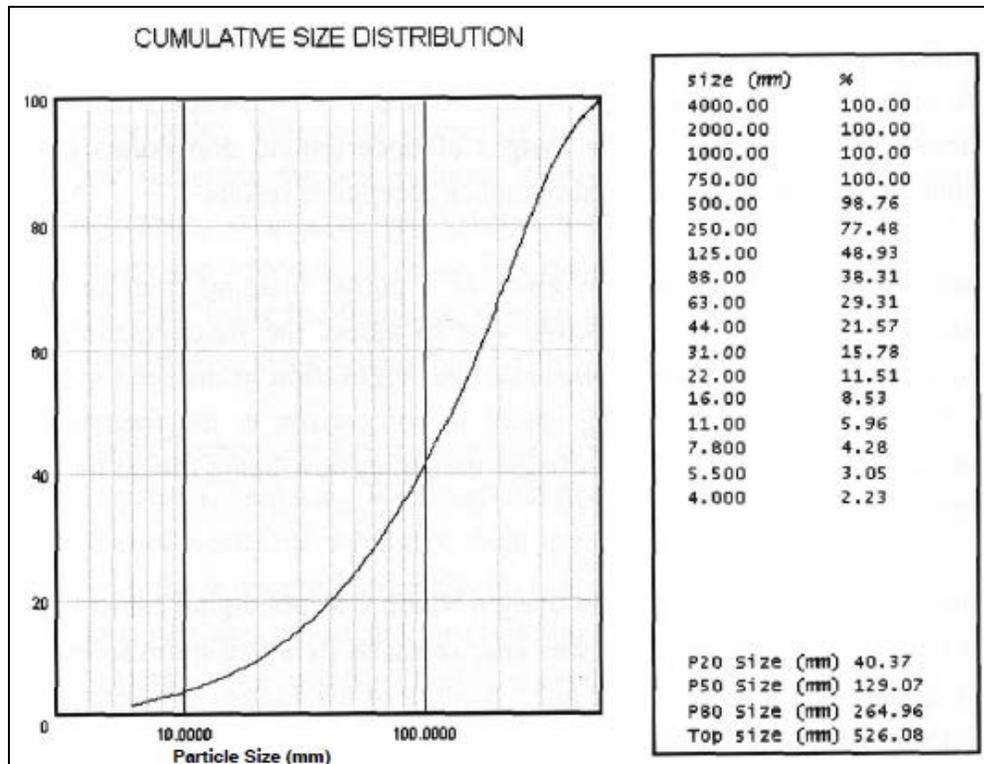


Figura 6: Resultados del análisis de fragmentación (Brown, 2002)

- Modelamiento de la fragmentación

Una serie de modelos han sido desarrollados para predecir las distribuciones de forma y tamaño de los bloques *in situ* y, en algunos casos, de aquellos productos de la fragmentación primaria y secundaria. Algunos ejemplos son: *Joints* desarrollado por Villaescusa (1991), *Blocks* de Maerz y Germain (1995), *Stereoblocks* creado por Hadjigeorgiou et al. (1995, 1998), el modelo jerárquico de JKMRC desarrollado por Harries (2001) y *Block Cave Fragmentation* (BCF) originalmente creado por Laubscher

con la colaboración de Guest y Barlett para su aplicación en la Mina Premier, Sudáfrica. A lo largo de los años algunos de sus parámetros han sido modificados y se han incorporado nuevas funcionalidades.

BCF es actualmente el programa más utilizado para estimar la fragmentación *in situ*, primaria y secundaria en operaciones de *Block* y *Panel Caving*. Simula los procesos que influyen en la fragmentación producto del hundimiento utilizando reglas tanto analíticas, como empíricas (Brown, 2002).

Consta de tres módulos principales. El primero calcula la fragmentación primaria considerando la resistencia de la roca (resistencia de la roca intacta o IRS, *rock mass rating* o MRMR y parámetros del criterio de falla de Hoek-Brown (Hoek y Brown, 1980, 1997)), la geometría y espaciamiento de las discontinuidades y los esfuerzos inducidos. El segundo módulo corresponde a la estimación de la fragmentación secundaria basándose en las relaciones de aspecto de los bloques, su resistencia, esfuerzos inducidos, tasa de extracción y altura de columna extraíble, entre otros. Por último, BCF cuenta también con un módulo que evalúa las posibles colgaduras que se podría producir en la batea basándose en los resultados de la fragmentación secundaria. En la Figura 7 y Figura 8 se muestran ejemplos de resultados de fragmentación primaria y secundaria respectivamente, utilizando el programa BCF.

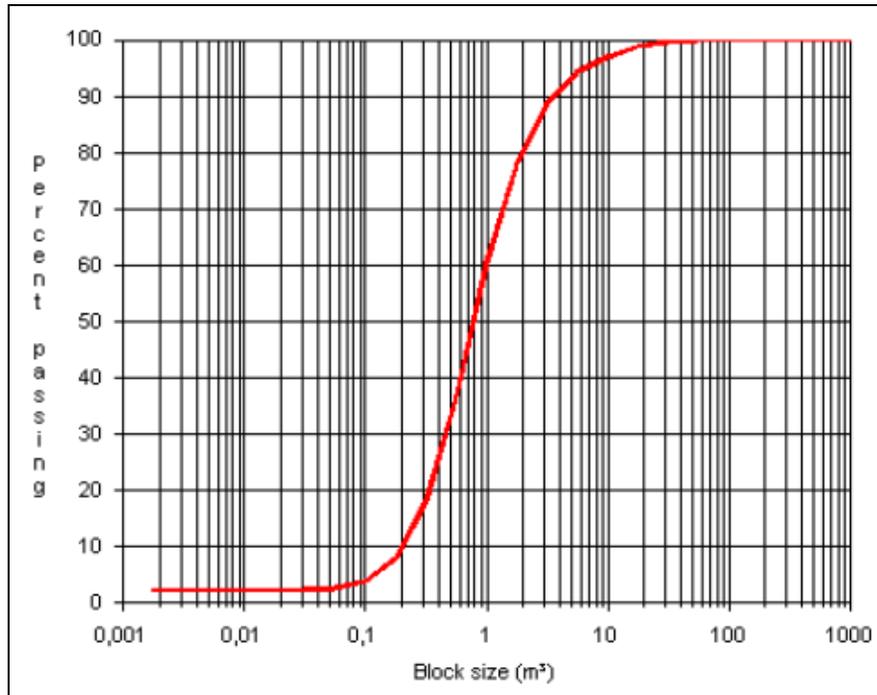


Figura 7: Curva de fragmentación primaria (Fuente: Codelco)

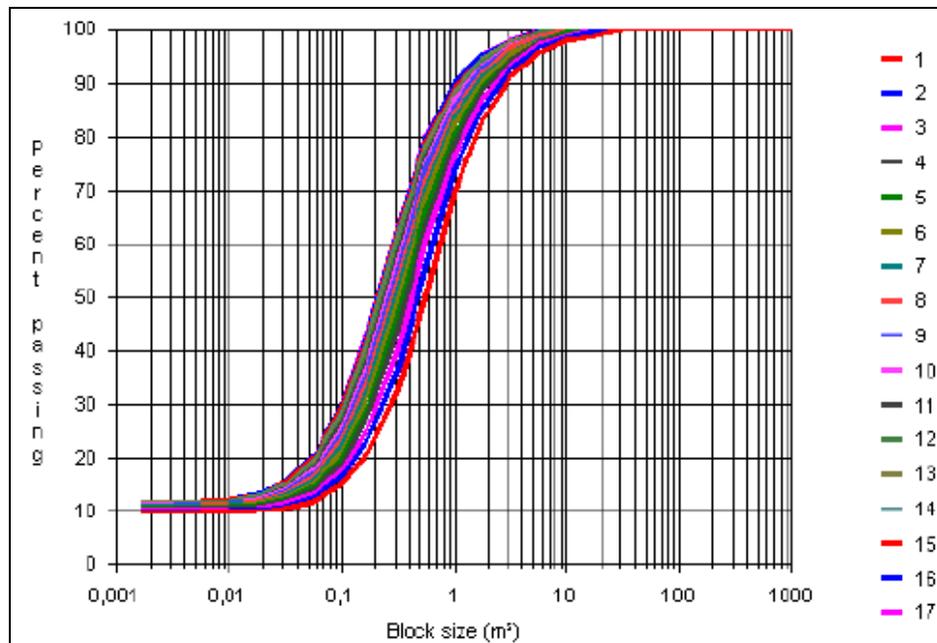


Figura 8: Curvas de fragmentación secundaria según altura de extracción (Fuente: Codelco)

BCF, a pesar de ser el programa estándar en la industria para la estimación de la fragmentación, su utilización conlleva un importante nivel de error asociado. Como se ha mencionado anteriormente, la naturaleza heterogénea del macizo rocoso impide que el grado de certeza sobre las estimaciones sea del nivel que se desearía. Más aun considerando que la información que se utiliza como *input* proviene de mapeos geotécnicos, muestreos en zonas específicas y que finalmente se consideran representativos de un extenso volumen correspondiente a una unidad de explotación (bloque o panel). En general este nivel de incertidumbre se maneja incluyendo importantes holguras en el diseño y planificación de la operación, disminuyendo en muchos casos la eficiencia de la misma y por lo tanto, restándole valor al proyecto.

3. GESTIÓN DEL RIESGO – METODOLOGÍA MPRM

Este trabajo de investigación está enmarcado en la metodología MPRM (*Mine Project Risk Management*), desarrollada por profesores del Departamento de Ingeniería de Minería de la Pontificia Universidad Católica. El principal objetivo es validar la aplicación de esta metodología a una etapa específica de la cadena de valor de un proyecto minero.

Botín et al. 2011 define la gestión del riesgo como la cuantificación del impacto económico derivado de las incertidumbres en las decisiones de inversión. Al mismo tiempo, clasifica los distintos tipos de riesgos según su impacto económico y probabilidad de ocurrencia, como se muestra en la Figura 9.

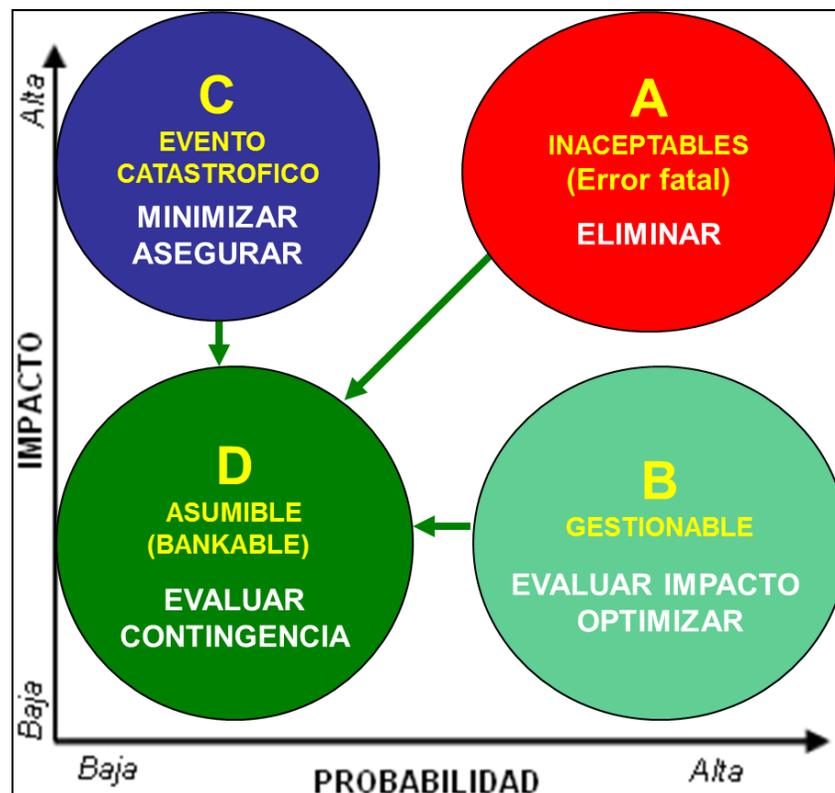


Figura 9: Modelo de clasificación de riesgos

Basándose en esta clasificación, Botín et al, 2011 han desarrollado una metodología de gestión de riesgo integrada a la cadena de valor de un proyecto minero para ser utilizada como herramienta de apoyo en la toma de decisiones de inversión. El objetivo de la metodología, denominada *Mine Project Risk Management* (MPRM), es determinar las acciones que se deben llevar a cabo para evaluar cada tipo de riesgo, de manera que se puedan reclasificar como tipo D. Es decir, MPRM está enfocada a reducir el riesgo hasta un nivel asumible o “bancable” para los inversionistas, donde el beneficio potencial de seguir reduciéndolo es menor a la inversión requerida para hacerlo. El marco general de la metodología MPRM se presenta en la Figura 10.

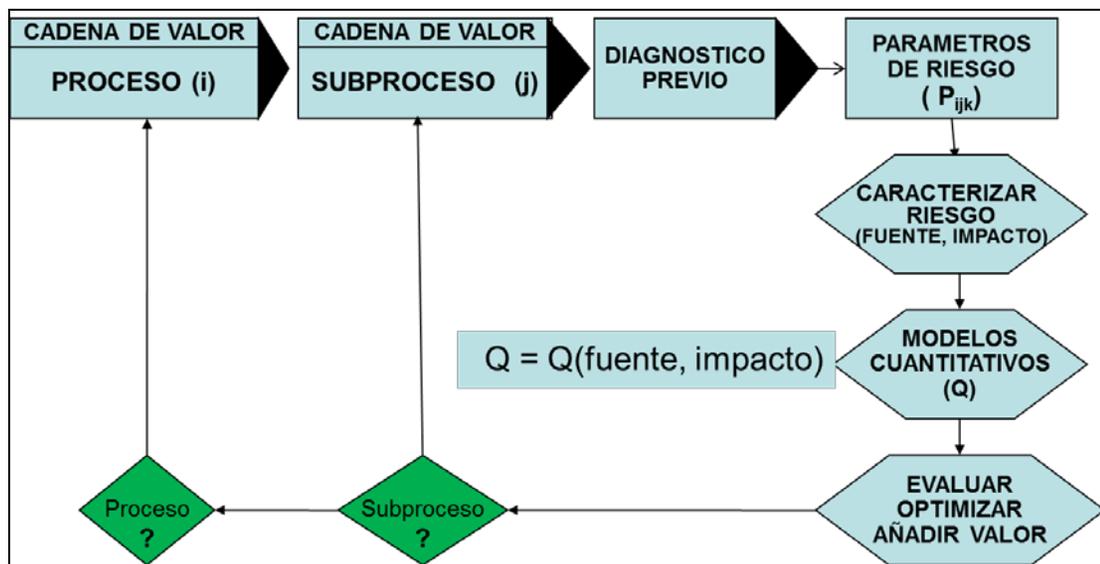


Figura 10: Modelo MPRM

En términos generales la lógica de ejecución de la metodología MPRM consiste en la identificación de los parámetros de riesgo relevantes para cada subproceso “j” del proceso “i” de la cadena de valor en la que se centra el estudio. Una vez identificados estos parámetros es necesario caracterizarlos para entender el origen de la incertidumbre y su posible impacto económico. Finalmente corresponde evaluar este impacto a través

de modelos cuantitativos y de ser posible proponer medidas de control del riesgo con el fin de agregar valor al proyecto.

En la Figura 11 se presenta la cadena de valor de un proyecto minero. Esta tesis se centra en el estudio del proceso de “Ingeniería de Procesos Mina”, específicamente en el proceso de Diseño de un método de explotación por hundimiento.

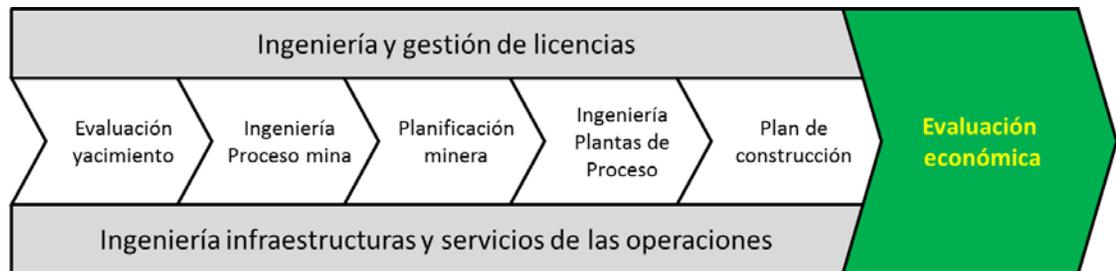


Figura 11: Cadena de valor de un proyecto minero

4. MODELO METODOLÓGICO

Los proyectos de *Block* y *Panel Caving* están afectos a diversos factores de riesgo, provenientes de incertidumbres asociadas a la precisión de la información geológica y geotécnica y de su posterior uso para la evaluación de parámetros relevantes. Algunos de estos parámetros corresponden a la distribución de leyes, hundibilidad, fragmentación, dilución, entre otros, que influyen directamente sobre el diseño y planificación del proyecto. Numerosos estudios se han realizado para evaluar el riesgo sobre la planificación minera asociado a la estimación de recursos (e.g. Ravenscroft, 1992, Berckmans y Armstrong, 1997, Dimitrakopoulos, 2002 y Dowd y Dare-Bryan, 2004). La dilución representa un parámetro de similar relevancia y el efecto del riesgo asociado a su evaluación ya ha sido estudiado bajo la metodología MPRM en la que se basa esta tesis (Castillo, 2012). Sin embargo, las variables hundibilidad y fragmentación son consideradas determinantes en el buen desempeño de una operación por hundimiento (Brown, 2002), y por lo tanto, en el éxito o fracaso del proyecto. En consecuencia, este estudio se centra en la evaluación de estos parámetros, y propone un modelo metodológico para la cuantificación de sus incertidumbres y riesgo económico asociado, bajo la metodología MPRM.

4.1 Riesgo en la Hundibilidad

El riesgo económico relacionado con la hundibilidad de una unidad de explotación en una operación por *Block Caving* se deriva de la incertidumbre asociada al valor del MRMR (*Mining Rock Mass Rating*) (Laubscher, 1990) asignado, y por lo tanto, en la posible subestimación del radio hidráulico necesario para inducir el proceso de hundimiento. Las consecuencias pueden ser distintas y dependerán del nivel de error en la estimación y de la geometría de la unidad de explotación. Generalmente una subestimación del radio hidráulico se traduce en un mayor requerimiento de área activa para que se comience a producir el hundimiento, lo que podría generar atrasos en el plan

de producción. Sin embargo, en el caso más extremo podría suceder que ni siquiera la activación del área total de la unidad de explotación sea suficiente para generar la socavación, impidiendo dar inicio a la producción en el sector y, por lo tanto, provocando graves retrasos en el plan global de producción, lo que tendría un fuerte impacto en el valor del proyecto.

La finalidad de este estudio es establecer el nivel de confianza que existe de que el proceso de hundimiento sea inducido, dado un radio hidráulico determinado. La base de este análisis es la modelación del parámetro más relevante, el MRMR. Esta metodología se puede utilizar de la misma manera para redefinir el radio hidráulico, y por lo tanto, el área requerida, en función de un nivel de confianza exigido, como medida de mitigación del riesgo.

La metodología que se propone para manejar las incertidumbres asociadas a la hundibilidad consta de seis pasos:

1. Establecer el nivel de confianza exigido. Es decir, la probabilidad mínima asumible de inducir el proceso de hundimiento. Por ejemplo, será aceptable que la probabilidad de que se induzca el hundimiento sea mayor o igual a un 90%.
2. Definir un radio hidráulico base, en el caso de que este no haya sido determinado aún. Para hacerlo se puede seguir la metodología tradicional, tomando un valor promedio de MRMR para la unidad de explotación y determinando el valor de radio hidráulico correspondiente por medio del Gráfico de Laubscher (Diering y Laubscher, 1987, Laubscher, 1990, 1994, 2001).
3. Según la secuencia de explotación planificada (dirección y sentido en el que se irán abriendo los puntos de extracción), representar el área equivalente al radio hidráulico base.
4. Modelo MRMR. Registrar los valores de MRMR de cada bloque del Modelo de Bloques dentro del área determinada en el paso anterior, a la altura del nivel de hundimiento y hasta aproximadamente un 30% de la altura de la columna extraíble. Se considera que la hundibilidad del 30% inferior del bloque determina en gran medida la hundibilidad del bloque completo, pues una vez que el

hundimiento se ha iniciado en esta sección, no debería tener problemas para seguir propagándose en dirección vertical.

Posteriormente se deben ajustar estos valores a una distribución teórica adecuada, que minimice el error de ajuste y que cumpla con las restricciones propias de la variable en cuestión MRMR (por ejemplo, que no pueda tomar valores negativos).

5. Utilizando el Gráfico de Laubscher, determinar la probabilidad de que el valor de MRMR se encuentre en la zona de hundimiento.
6. Redefinir, si es necesario, el radio hidráulico y, por lo tanto, el área equivalente, volviendo al paso número 3 e iterando hasta lograr el nivel de confianza buscado.

Los resultados de la aplicación de esta metodología permiten conocer el nivel de confianza, en términos de la hundibilidad, de un diseño minero determinado. En ciertos casos incluso podría ser un indicador de la necesidad de redefinir el diseño, o bien, reconsiderar la dirección y sentido de la secuencia de hundimiento, de manera de facilitar el inicio del proceso de hundimiento.

4.2 Riesgo en la Fragmentación

Las metodologías tradicionales de estimación de fragmentación entregan como resultado una curva granulométrica única para cada unidad de explotación, en función de la altura extraída (curva de fragmentación secundaria). A partir de esta curva se calcula el sobre tamaño esperado en cada punto de extracción, que equivale a una tasa de toneladas extraídas entre eventos¹. Esta información es utilizada para estimar la flota necesaria de equipos de reducción secundaria, además de las interferencias en la operación producto de sus intervenciones. Finalmente, esta información y otros datos sirven de *input* para la elaboración del plan de producción de largo plazo. Sin embargo, el hecho de utilizar una

¹ Un evento corresponde a la aparición de una colgadura, es decir, material que requiere reducción secundaria antes de poder ser transportado.

sola curva de fragmentación para toda una unidad de explotación conlleva un alto nivel de incertidumbre.

La metodología que se propone en esta tesis se fundamenta en el análisis detallado de la variabilidad de este parámetro dentro de una misma unidad de explotación. El periodo a analizar corresponde al inicio de la explotación de un bloque o sector, es decir, durante el periodo en el cual se abren los puntos de extracción. El objetivo es poder estimar el riesgo económico asociado en función del efecto que una mayor o menor tasa de eventos podría tener sobre el plan de producción. El proceso completo consta de cinco etapas:

1. Modelación de la fragmentación como función del MRMR. A partir del mapeo geotécnico realizado y utilizando el software adecuado, se propone construir una curva de fragmentación primaria para cada celda geotécnica que se encuentre en las inmediaciones de la unidad de explotación a analizar, y que en consecuencia, guarden una relación aceptable con sus características. Para cada curva se debe calcular el porcentaje de sobre tamaño (de acuerdo a los parámetros de diseño específicos del proyecto). Finalmente, se representan gráficamente cada par de datos (MRMR, Porcentaje de Sobre Tamaño) y se ajusta la curva a la función que presente el mejor nivel de correlación.
2. A través de la utilización de una medida temporal (por ejemplo, trimestres), se definen las áreas que se abrirán en cada periodo, considerando la dirección y sentido de la secuencia de apertura de los puntos de extracción. La idea es establecer un porcentaje de sobre tamaño esperado para cada sector, en función de los valores de MRMR utilizando la relación establecida en el punto anterior.
3. Una vez definidas las áreas correspondientes a cada periodo, se define la distribución que mejor se ajuste a los valores de MRMR de cada una. Para ello se deben considerar todos los bloques (del Modelo de Bloques) cuyos centroides se encuentren dentro de los límites del área en cuestión, a la altura del nivel de hundimiento y hasta aproximadamente un 30% de la altura de la columna extraíble. Dado que se trabaja con la fragmentación primaria y esta afecta principalmente a los bloques en las cercanías de la socavación, se considera

adecuado incluir en el análisis solo los datos que se encuentran dentro del 30% de la altura de la columna extraíble.

4. Modelación del rendimiento en función del sobre tamaño. Dado que no existe una relación teórica directa entre estas dos variables, se deben utilizar relaciones empíricas que permitan representar la variabilidad en la tasa de producción, en función de la variabilidad en el sobre tamaño. Las relaciones empíricas utilizadas deben provenir de operaciones afines al proyecto.
5. Simulación. A través de la generación de instancias de valores de MRMR para cada sector, es posible estudiar la variabilidad de la fragmentación esperada y su efecto sobre el plan de producción.

La aplicación de ésta metodología permite estimar el rendimiento más probable para cada sector y periodo de producción, y por tanto, predecir la variabilidad del plan de producción. Por otra parte, esta metodología permite elaborar estrategias de mitigación más precisas y adecuadas, tales como la habilitación de frentes productivas alternativas, la mejor estimación de la flota de equipos de reducción secundaria y distribución de los mismos, y en casos más extremos, redefinición de la malla de extracción.

5. CASO DE ESTUDIO

Como caso de estudio se trabajó con los antecedentes del Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea facilitados por Codelco en el marco del “Acuerdo de Investigación Colaborativa sobre Gestión del Riesgo en Procesos de Inversión en Minería”.

5.1 Contexto

El yacimiento de cobre Chuquicamata está ubicado en la Región de Antofagasta, Provincia de El Loa, próximo a la ciudad de Calama, Chile (Figura 12).

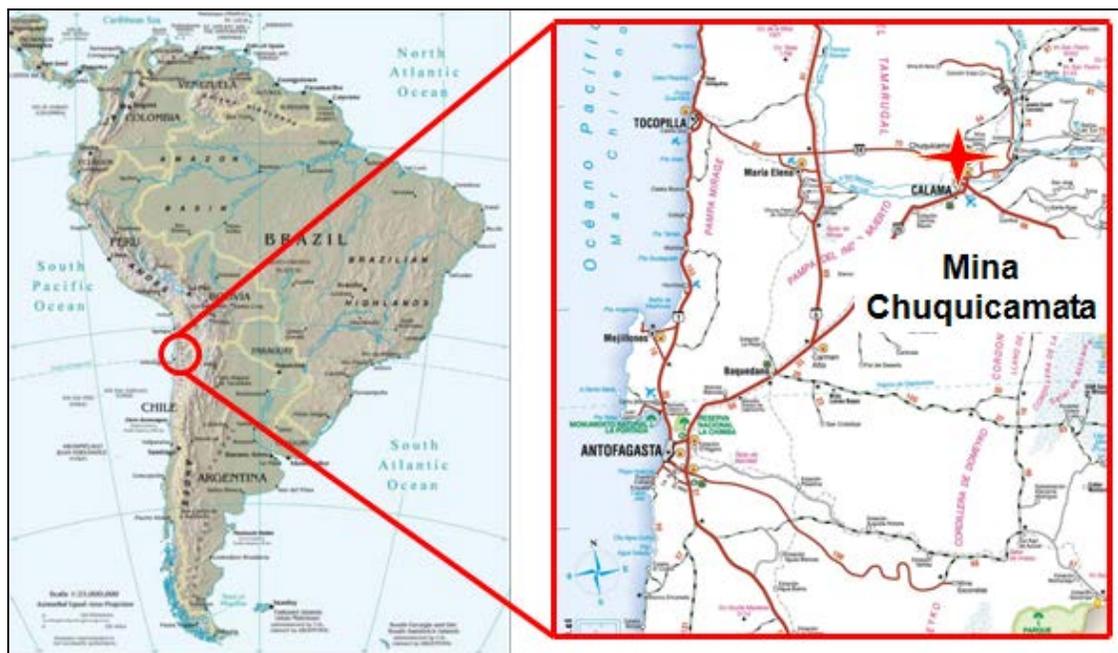


Figura 12: Ubicación del yacimiento Chuquicamata (Fuente: Codelco)

Actualmente se extrae mineral del yacimiento a través de una operación a cielo abierto, sin embargo, se estima que dentro de los próximos años ésta dejará de ser rentable. El proyecto contempla el emplazamiento de una mina subterránea para recuperar aproximadamente 1700 millones de toneladas de mineral correspondientes a la extensión

en profundidad del mismo cuerpo mineralizado. Las reservas poseen una ley media de 0.71% Cu, 499 ppm. de Mo y 460 ppm de As y se pretenden explotar durante un periodo estimado de 45 años, precedido de una etapa de construcción y puesta en marcha de aproximadamente 10 años.

Actualmente se desarrollan labores tempranas, correspondientes principalmente a la construcción de túneles de acceso y piques. La puesta en marcha está prevista para el año 2019.

El método de explotación seleccionado corresponde a la variante de *Block Caving* con Macro Bloques, en 4 niveles, correspondientes a las cotas 1841 m., 1625 m., 1409 m. y 1193 m. En la Figura 13 se presenta la disposición general de la infraestructura permanente necesaria para llevar a cabo la explotación bajo este método.

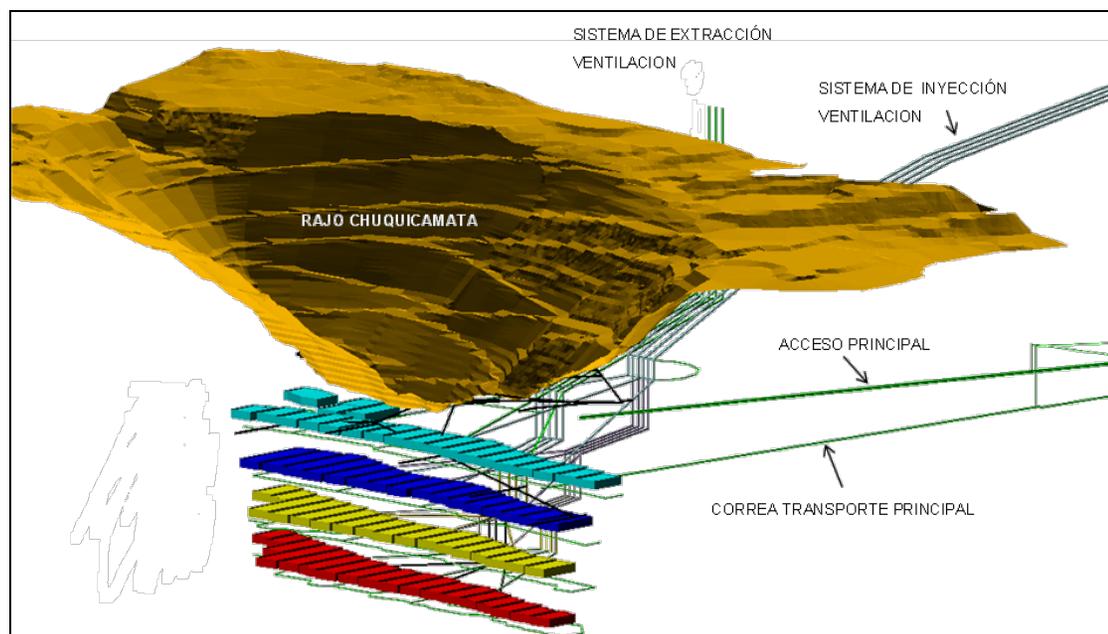


Figura 13: Disposición general de la infraestructura permanente (Fuente: Codelco)

El método seleccionado consta de unidades de explotación llamadas Macro Bloques. Estas son preparadas completamente antes de comenzar el proceso de socavación y posterior producción, como se aprecia en la Figura 14.

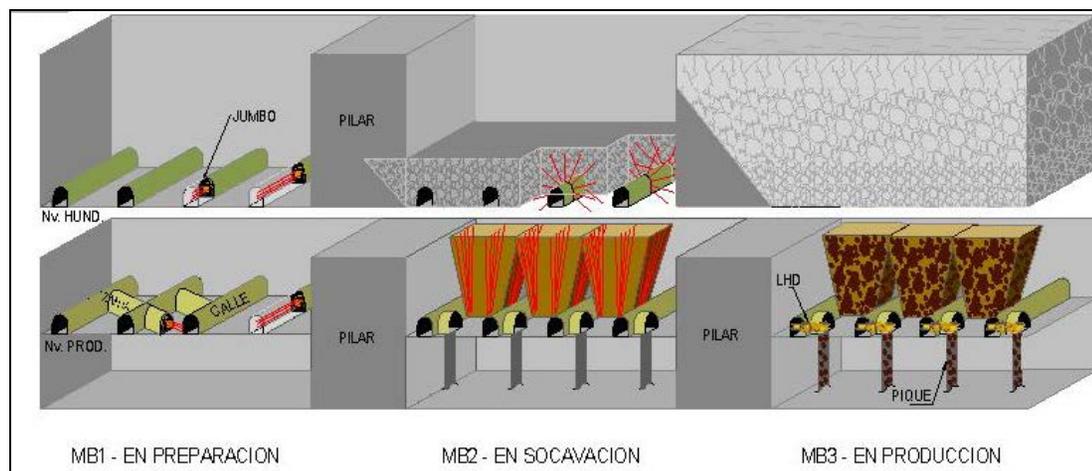


Figura 14: Representación de un macro bloque (Fuente: Codelco)

La macro secuencia de explotación contemplada en la planificación del proyecto se muestra en la Figura 15.

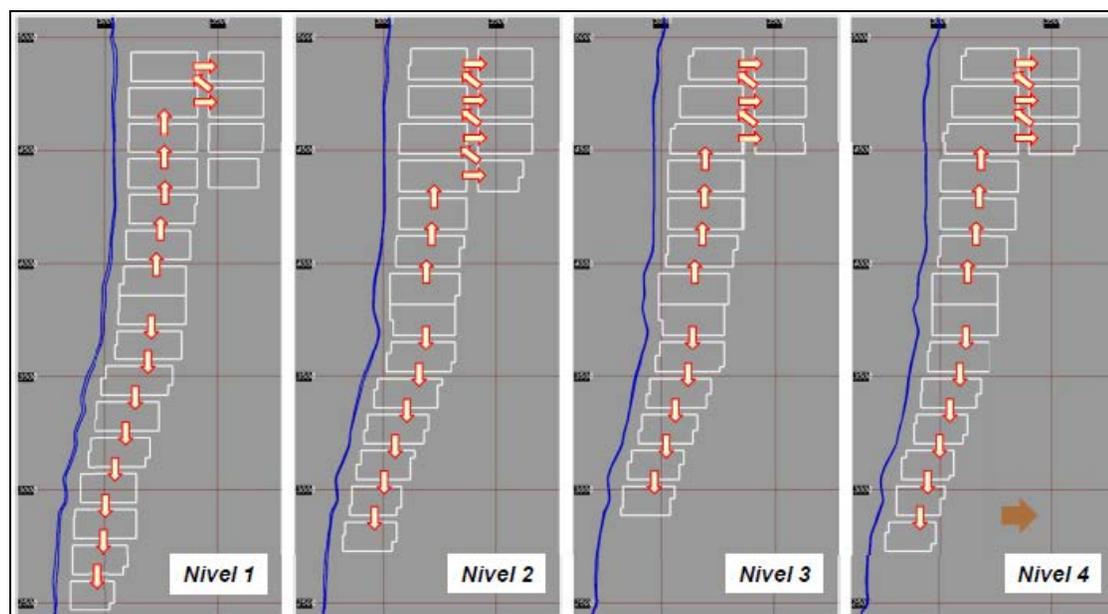


Figura 15: Macro secuencia de extracción (Fuente: Codelco)

La explotación comienza desde el centro del primer nivel (1841 m.) y se extiende hacia los extremos. Una vez que se tiene la distancia mínima necesaria para evitar colapsos producto de la subsidencia, comienza la explotación en el nivel inmediatamente inferior, y así sucesivamente, como se muestra en la Figura 16.

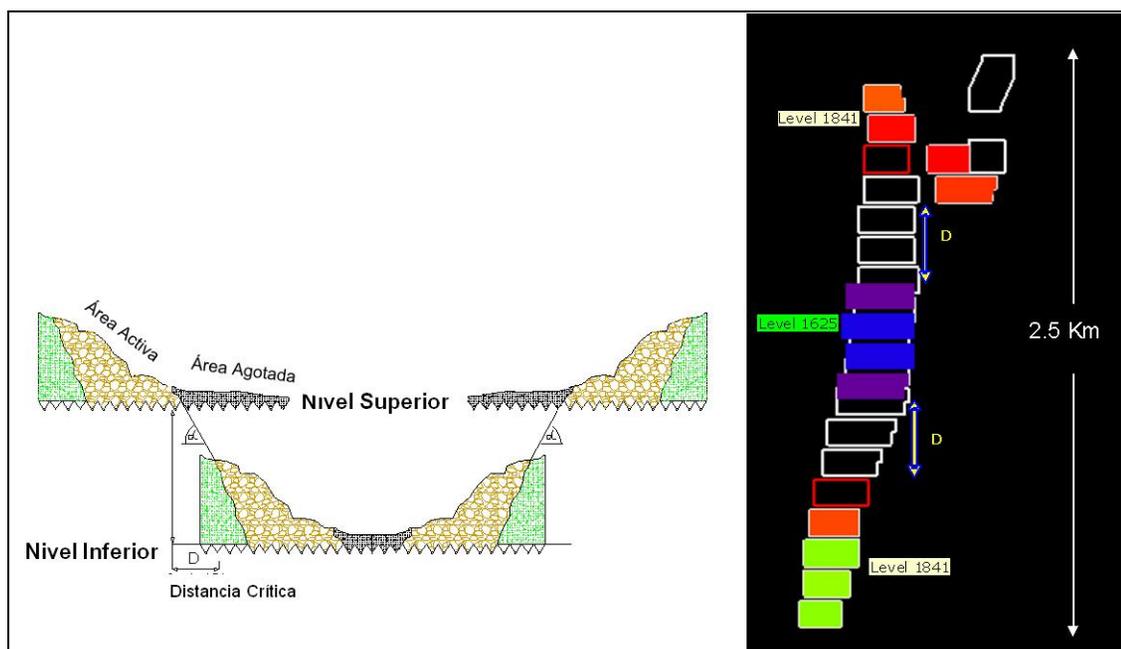


Figura 16: Subsidencia y distancia crítica (Fuente: Codelco)

El estudio de las propiedades del macizo rocoso se ha hecho a través de estimaciones a partir de sondeos y de la información recolectada en mapeos geotécnicos realizados a través de las Rampas de Exploración y de los distintos Cruzados Geotécnicos. La disposición de estos túneles se muestra en la Figura 17 junto con el *layout* de los macro bloques del primer nivel. La explotación de este nivel representa un periodo crítico en el plan del proyecto, pues da inicio a la operación y funciona a la vez como un periodo de aprendizaje en el que será posible estudiar el verdadero comportamiento del macizo rocoso frente a la explotación por hundimiento, dando la oportunidad de confirmar o corregir el diseño desarrollado durante la etapa de ingeniería.

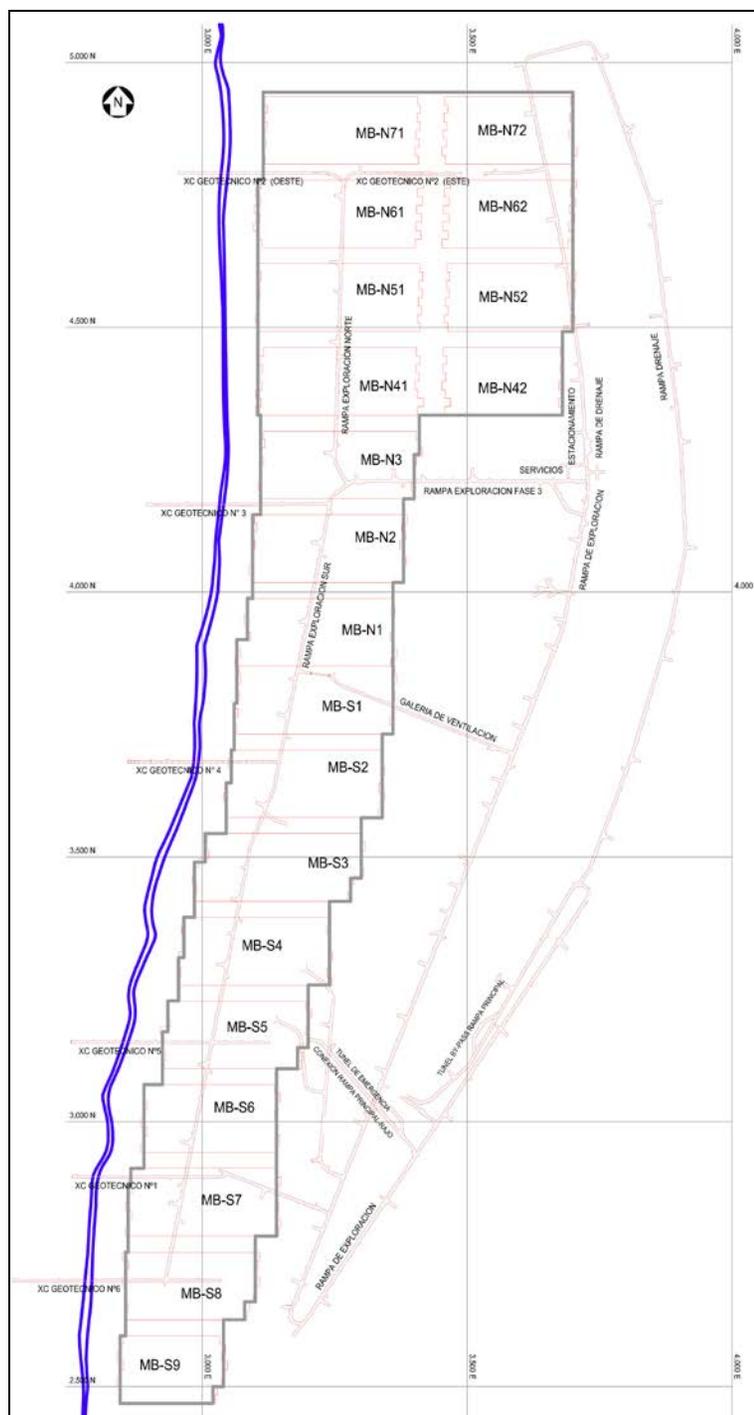


Figura 17: Disposición de los túneles de exploración y de los macro bloques del nivel 1841 msnm. (Fuente: Codelco)

Este estudio se centra específicamente en los macro bloques N1 y S1, correspondientes a los que primero entran en producción. El plan de producción de estos macro bloques se muestra en la Tabla 1.

Tabla 1: Plan de producción macro bloques N1 y S1 (Fuente: Codelco)

Macro Bloques	Parámetro	Año				
		2019	2020	2021	2022	2023
N1	Producción (Kton)	1,303.2	2,736.7	5,994.7	6,298.8	5,021.4
	Ley Cu (%)	1.072	1.088	1.237	1.152	1.005
	Área nueva (m ²)	36,081	0	0	0	0
	Área activa (m ²)	19,825	36,081	36,081	34,981	20,843
	Vel. extracción (ton/m ² -día)	0.19	0.21	0.47	0.50	0.68
S1	Production (Kton)	1,369.8	2,739.6	5,890.1	6,282.2	5,178.3
	Cu grade (%)	1.068	1.092	1.229	1.203	1.022
	New area (m2)	37,696	0	0	0	0
	Active area (m2)	20,769	37,696	37,696	37,676	33,159
	Extraction rate (ton/m2-day)	0.18	0.21	0.44	0.46	0.44

5.2 Evaluación del Riesgo en la Hundibilidad

El estudio del riesgo en la hundibilidad se centró en los macro bloques centrales, N1 y S1, los primeros en entrar en producción. Al mismo tiempo se definió un nivel de confianza exigido de 90%, acorde a los requerimientos del proyecto con respecto a estos macro bloques.

5.2.1 Caso Base

A partir de los estudios realizados por Codelco en cuanto al dimensionamiento de las unidades de explotación, se definieron los valores de radio hidráulico, para cada macro bloque, como se muestra en la Figura 18. Específicamente, se estableció un radio hidráulico de 28 para los macro bloques N1 y S1 en conjunto (dado que no existe pilar entre ellos son tratados como un solo macro bloque). De la misma manera se definió la dirección de hundimiento para cada macro bloque, como se muestra en la Figura 19.

5.2.2 Radio Hidráulico y Área Equivalente

Para el avance que corresponde al radio hidráulico establecido, por recomendación de Codelco, se utilizó el área equivalente de una circunferencia inscrita en el macro bloque. La relación entre el radio hidráulico dado y el radio de la circunferencia está dada por la siguiente fórmula:

$$RH = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} = \frac{\pi \cdot \text{radio}^2}{2 \cdot \pi \cdot \text{radio}} = \frac{\text{radio}}{2} \quad (5.1)$$

De donde se desprende que el radio de la circunferencia inscrita debe ser de 56 m. De esta manera, es posible determinar el área involucrada y el avance necesario con el que se comenzaría a producir el hundimiento, según los parámetros establecidos en el proyecto. Lo anterior se muestra en la Figura 20.

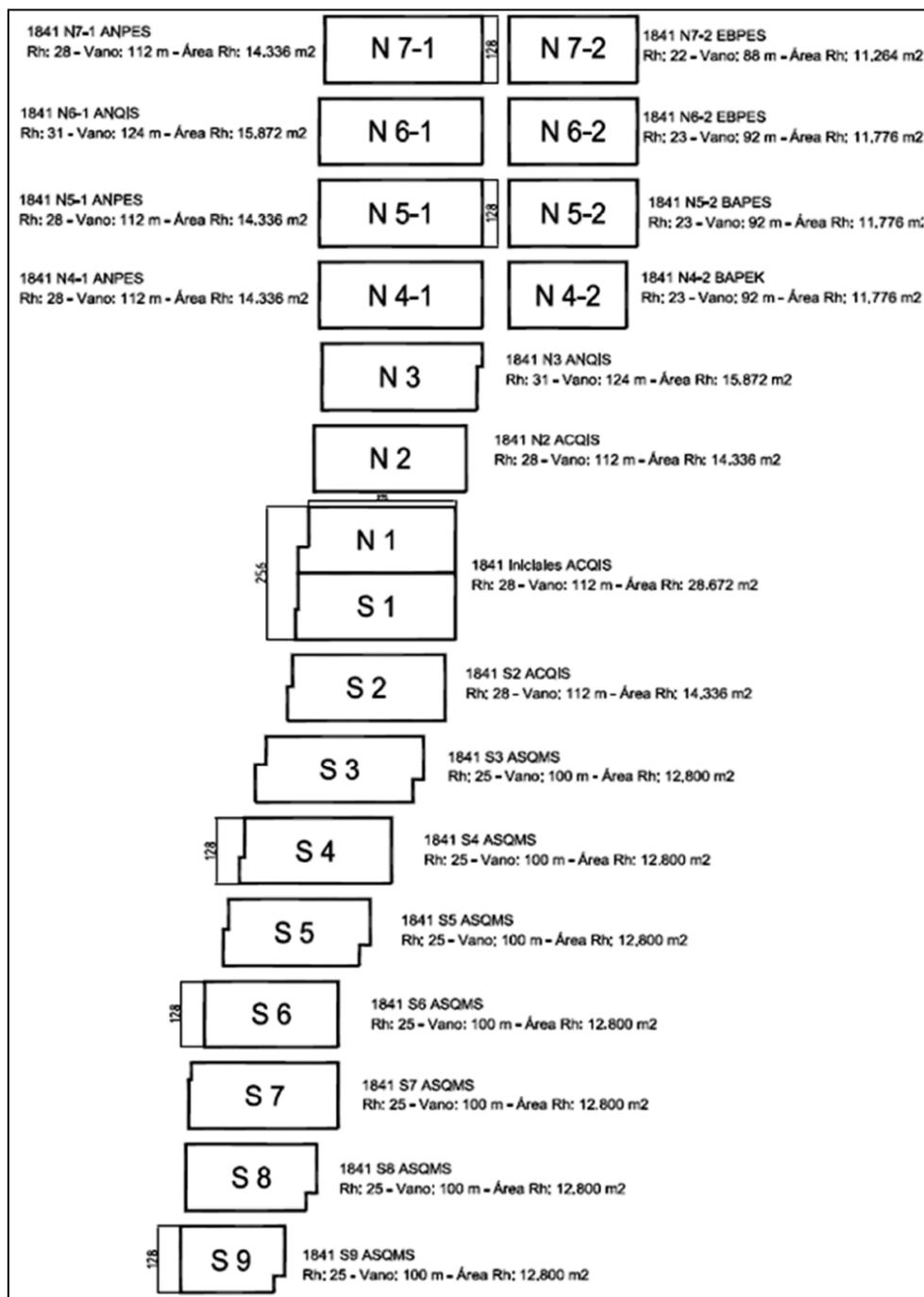


Figura 18: Radio hidráulico y área a hundir por macro bloque (Fuente: Codelco)



Figura 19: Orientación y sentido de avance de hundimiento por macro bloque (Fuente: Codelco)

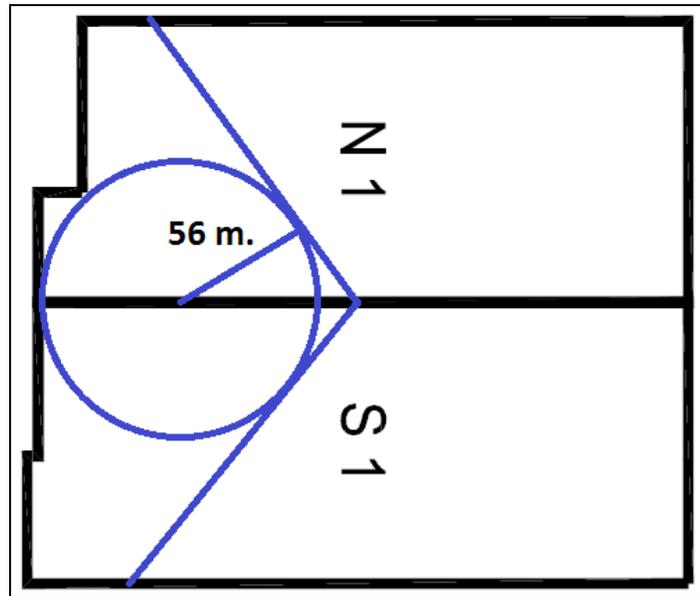


Figura 20: Área y avance requerido según radio hidráulico establecido

5.2.3 Modelo MRMR

Para determinar la distribución de MRMR se consideraron todos los bloques dentro del área en cuestión y correspondientes a las cotas 1841, 1850, 1859 y 1868 msnm. (considerando aproximadamente el 30% de la columna extraíble en ese sector). Las distribuciones de valores por bloque para cada cota están disponibles en el Anexo A.

A través del módulo *Input Analyzer* del software *Arena* (licencia académica) se determinó la distribución que mejor se ajustaba a los datos. Esta resultó ser una distribución Normal de media 50.5 y desviación estándar 5.1, como se muestra en la Figura 21.

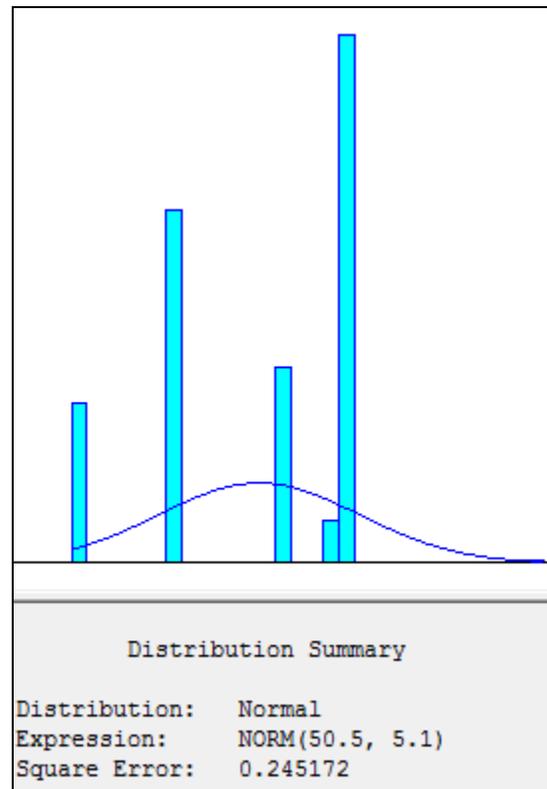


Figura 21: Distribución MRMR macro bloques N1-S1

5.2.4 Resultados y Discusión

Utilizando las fórmulas asociadas a las curvas del Gráfico de Laubscher (Diering y Laubscher, 1987, Laubscher, 1990, 1994, 2001) se determinó el valor de MRMR crítico para el radio hidráulico de 28. Es decir, el valor límite de MRMR por sobre el cual se sale de la zona de hundimiento hacia la zona estable, como se muestra en la Figura 22.

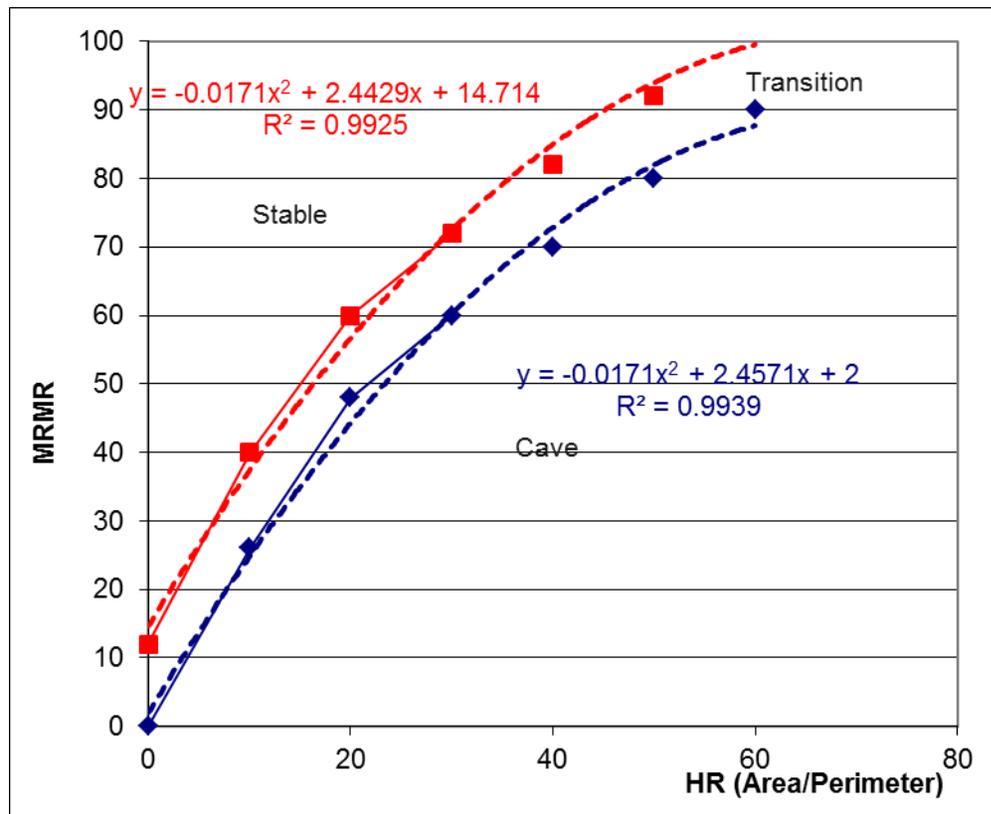


Figura 22: Gráfico de Hundibilidad de Laubscher (Laubscher, 1994)

El valor crítico resultó ser:

$$MRMR_{\text{crítico}} = 57.39$$

Por lo tanto, la probabilidad de que el hundimiento sea inducido corresponde a:

$$P(MRMR_{\text{Normal}(50.5, 5.1)} \leq MRMR_{\text{crítico}}) = 91.17\%$$

Puesto que la probabilidad es mayor que el nivel de confianza exigido, no es necesario redefinir el radio hidráulico y se concluye que debería ser posible comenzar el proceso de hundimiento aproximadamente en la fecha estimada, sin generar atrasos relevantes en el plan de producción.

5.3 Evaluación del Riesgo en la Fragmentación

Al igual que en el caso de la variable hundibilidad, el estudio se centró en los macro bloques centrales, N1 y S1.

Para efectos de validación de la metodología propuesta, no se consideró el diseño de preacondicionamiento en estos macro bloques. El diseño establecido por Codelco es altamente conservador, con el fin de asegurar la puesta en marcha del proyecto. En consecuencia, no se consideró este factor para evitar que los resultados obtenidos estén condicionados por esta situación particular que sólo afecta a estos macro bloques.

5.3.1 Caso Base

De acuerdo a las estimaciones realizadas a través de los sondeos y de la información recolectada en los mapeos geotécnicos, las Unidades Geotécnicas Básicas (UGTB) presentes en el área de explotación del proyecto son las que se muestran en la Tabla 2.

Tabla 2: Unidades Geotécnicas Básicas

Unidad geotécnica	Código
Granodiorita Fortuna	GDF
Metasedimentos	MET
Brecha entre falla	BEF
Granodiorita Elena Sur	GES
Pórfido Este Clorítico	PEC
Pórfido Este Potásico	PEK
Pórfido Este Sericítico	PEC
Falla Oeste	FW
Zona de Cizalle Moderado	ZCM
Zona de Cizalle Intenso	ZCI
RQS, Cuarzo mayor que Sericita	QMS
RQS, Cuarzo igual a Sericita	QIS
RQS, Sericita mayor que cuarzo	SMQ

La zona de interés económico del proyecto se emplaza principalmente en las Unidades Geotécnicas Básicas RQS, PEC, PEK y PES como se muestra en la figura

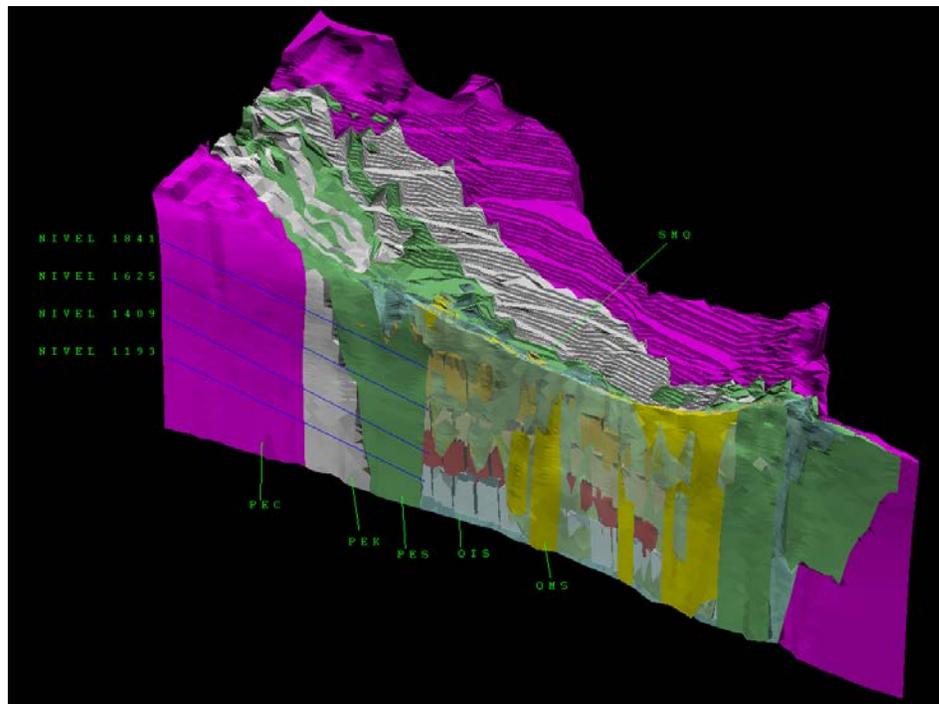


Figura 23: Modelo 3D de Unidades Geotécnicas Básicas y niveles de explotación (Fuente: Codelco)

Posteriormente, de la información recolectada en los mapeos geotécnicos se seleccionó la más representativa de cada UGTB para construir sus curvas de fragmentación primaria (Figura 24) y secundaria (Figura 25) a través del software BCF (*Block Cave Fragmentation*).

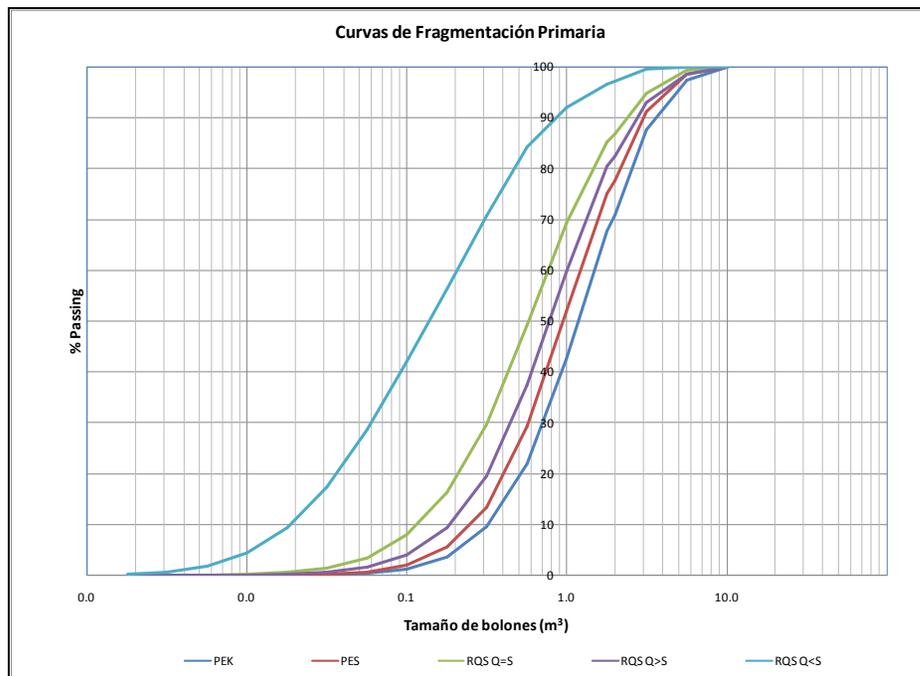


Figura 24: Curvas de fragmentación primaria por UGTB (Fuente: Codelco)

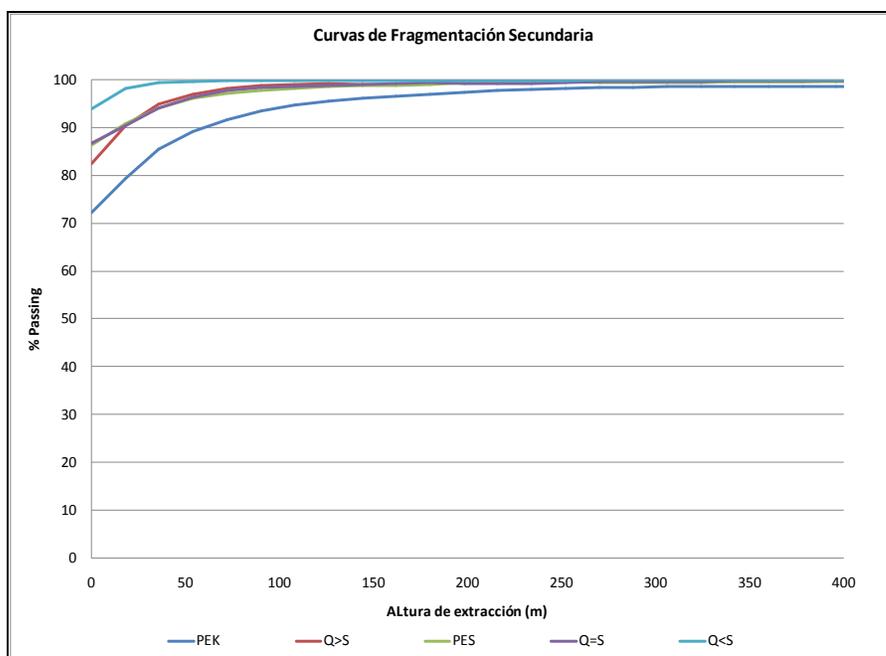


Figura 25: Curvas de fragmentación secundaria por UGTB (Fuente: Codelco)

A partir de estas curvas se determinó el porcentaje de sobre tamaño. En el caso del sobre tamaño esperado en los puntos de extracción se utilizó como referencia el tamaño del balde del equipo LHD (*Load Haul Dump*) de 9 yd³ seleccionado en el diseño, resultando un volumen límite aceptado de 1.18 m³.

El sobre tamaño esperado en cada macro bloque se estimó como un promedio ponderado del sobre tamaño correspondiente a cada UGTB, según la composición de cada unidad de explotación (ver Anexo B y Anexo C para la composición geotécnica de cada macro bloque y Anexo D para porcentaje pasante anual por macro bloque). El caso base sobre el que se trabajó en este estudio corresponde al sobre tamaño al comienzo de la explotación (primer año). Los valores para cada macro bloque se muestran en la Tabla 3. Para efectos del estudio se trabajó con el valor global, puesto que en la práctica los macro bloques N1 y S1 son tratados como uno solo.

Tabla 3: Porcentaje pasante y sobre tamaño en macro bloques N1 y S1

Macro Bloque	% Pasante (<1.18 m ³)	% Sobre tamaño (>1.18 m ³)
N1	76.7	23.3
S1	76	24
Global	76.35	23.65

Estos y otros datos fueron utilizados como *input* para determinar el plan de producción de largo plazo, considerando el efecto de las interferencias que estos eventos provocan en la operación (para plan de largo plazo de los macro bloques N1 y S1 ver Tabla 1). Sin embargo, los parámetros relevantes para llevar a cabo este estudio se presentan en la Tabla 4.

Tabla 4: Parámetros relevantes del plan de producción

Macro bloque	Ptos. de extracción	Tonelaje (Kton)	primer año	Ley media (%)
N1	146	1303.2		1.072
S1	152	1369.8		1.068
Global	298	2673		1.07

5.3.2 Fragmentación como función del MRMR

Se utilizó la información contenida en cada celda geotécnica de los Cruzados Geotécnicos N° 3 y N° 4, y del tramo del Túnel de Acceso Sur entre ambos cruzados (ver Figura 17).

A través del software BCF se generó una curva de fragmentación primaria para cada celda geotécnica. Se consideró un total de 55 celdas.

Una vez generadas las curvas, fue posible determinar un valor de sobre tamaño para cada celda, y relacionarlo con el valor del MRMR del macizo rocoso en ese tramo. Los resultados se muestran en la Figura 26.

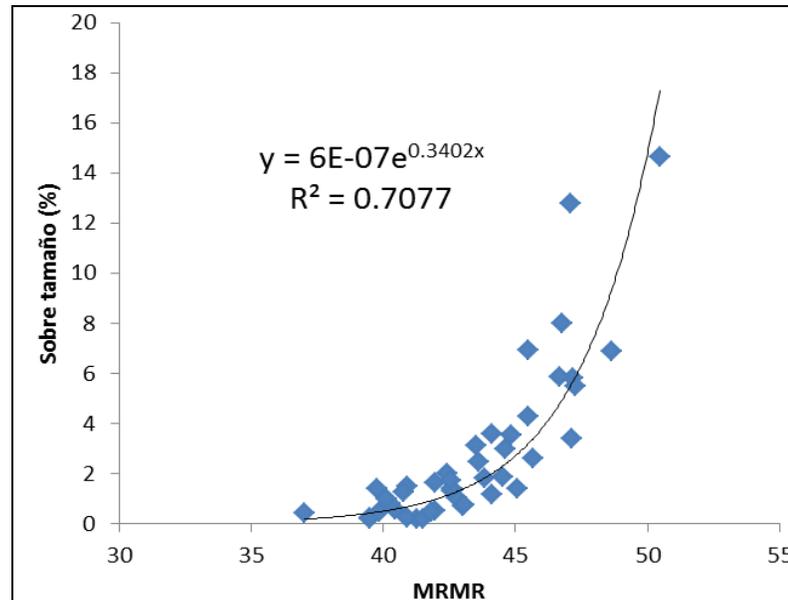


Figura 26: Relación Sobre tamaño - MRMR

Por lo tanto, la fórmula² que se utilizó para relacionar el sobre tamaño en los puntos de extracción de los macro bloques N1 y S1 con los respectivos valores de MRMR fue:

$$ST(\%) = 6 \cdot 10^{-7} \cdot e^{0.3402 \cdot MRMR} \quad (5.2)$$

5.3.3 Modelos de MRMR por Trimestre

Los puntos de extracción según el trimestre en que son abiertos, conforman distintas áreas dentro de los macro bloques, como se muestra en la Figura 27.

² Fórmula validada por Codelco.

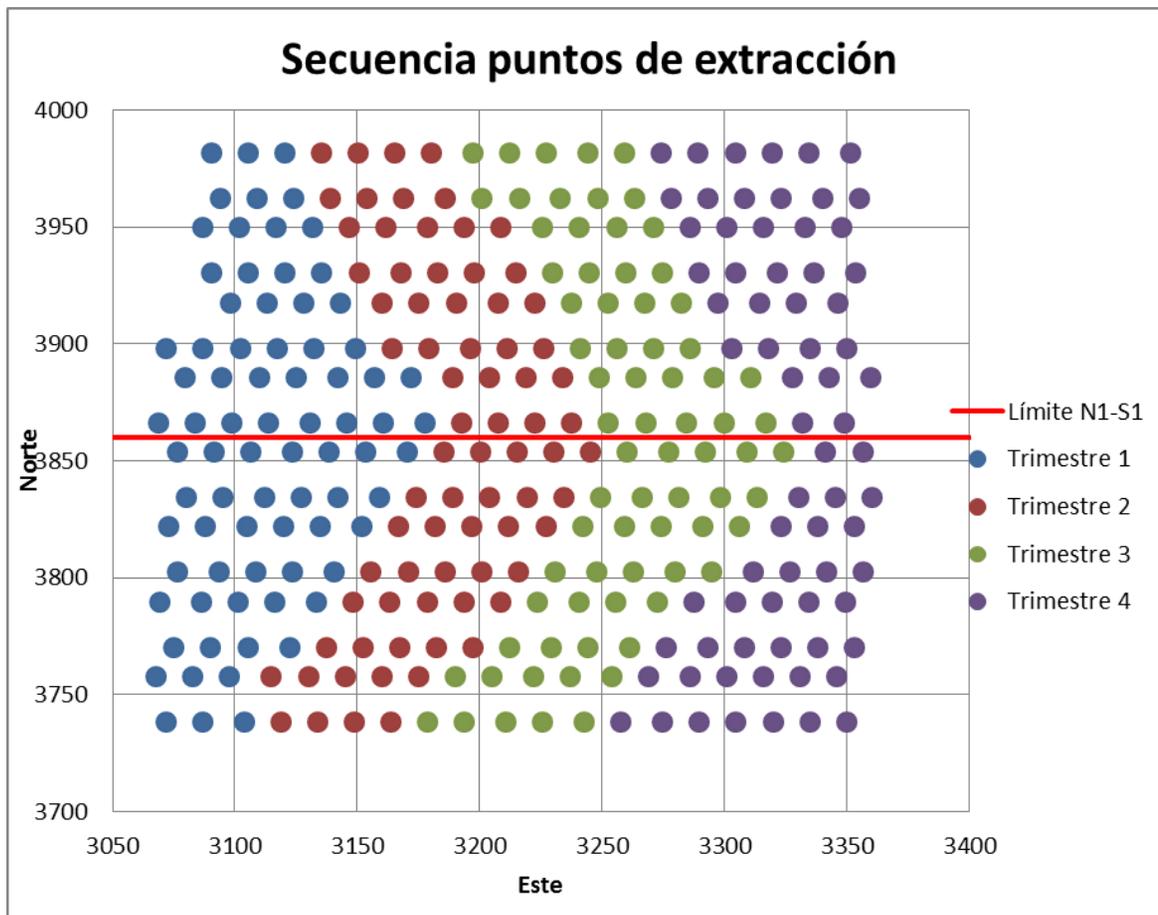


Figura 27: Puntos de extracción según trimestre de inicio de la explotación

Cada trimestre representa un área específica. Se utilizaron entonces los valores de MRMR de cada bloque (del Modelo de Bloques) perteneciente a un trimestre específico (área delimitada por el trimestre en las cotas 1841, 1850, 1859 y 1860) para determinar la distribución teórica que mejor se ajustaba en cada caso. Los resultados se muestran en la Tabla 5.

Tabla 5: Distribución MRMR por trimestre

Trimestre	Distribución	Media	Desviación Estándar
1	Normal	48.1	5.53
2	Normal	52.5	3.24
3	Normal	52.2	7.54
4	Normal	60.9	7.78

5.3.4 Relación entre Sobre Tamaño y Productividad

La relación utilizada se creó a partir de observaciones empíricas proporcionadas por Codelco. Por temas de confidencialidad esta relación no puede ser mostrada explícitamente en este documento. Sin embargo, se expresó como un factor de ajuste sobre la producción planificada, tal como se muestra en la ecuación 5.3:

$$Factor = \frac{A - B \cdot ST(\%)}{A - B \cdot ST(\%)_{CasoBase}}, \quad \text{con } Factor > 0 \quad (5.3)$$

5.3.5 Simulación

A través del software *Oracle Crystal Ball* se corrió una simulación de 1000 iteraciones, en las que se generaron instancias de valores de MRMR para cada trimestre, según los parámetros establecidos en la Tabla 5. Por medio de la fórmula 5.2 se determinó un valor de sobre tamaño por trimestre en cada iteración. Finalmente con la fórmula 5.3 se aplicó el factor de ajuste a la producción mensual de cada punto de extracción, según el trimestre en que son abiertos.

La lógica de la simulación se explica en el esquema de la Figura 28.

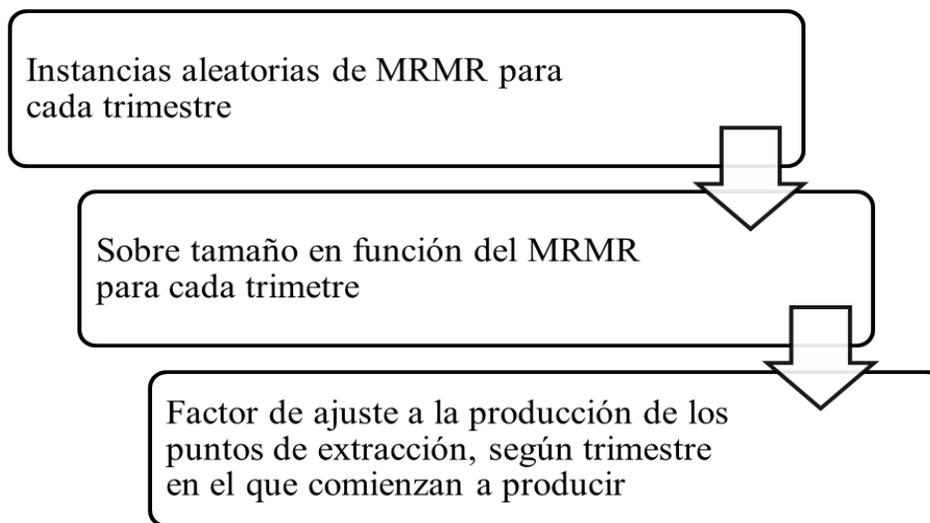


Figura 28: Lógica de simulación

5.3.6 Resultados y Discusión

En la Figura 29 se muestran los resultados obtenidos a partir de la simulación realizada. Analizando las diferencias de tonelaje extraído se aprecia que existe más de un 60% de probabilidad de que se produzcan pérdidas durante el primer año. En promedio se dejan de producir 424 Kton, equivalente a aproximadamente 3 días de producción en periodo de régimen. Sin embargo, existe más de un 20% de probabilidad de que estas pérdidas sean iguales o mayores a 1000 Kton, casi la mitad de la producción prevista. Además de perder producción, otros problemas se derivan de esta situación. Por ejemplo, graves retrasos en el plan global de producción, lo que impacta directamente en el valor del proyecto.

La gran variabilidad del resultado es producto de la alta variabilidad del parámetro modelado, MRMR. Además, sus altos valores, sobre todo en aquellos puntos de extracción ubicados en los sectores del tercer y cuarto trimestre, provocan que exista mayor probabilidad de que se produzcan pérdidas en la producción.

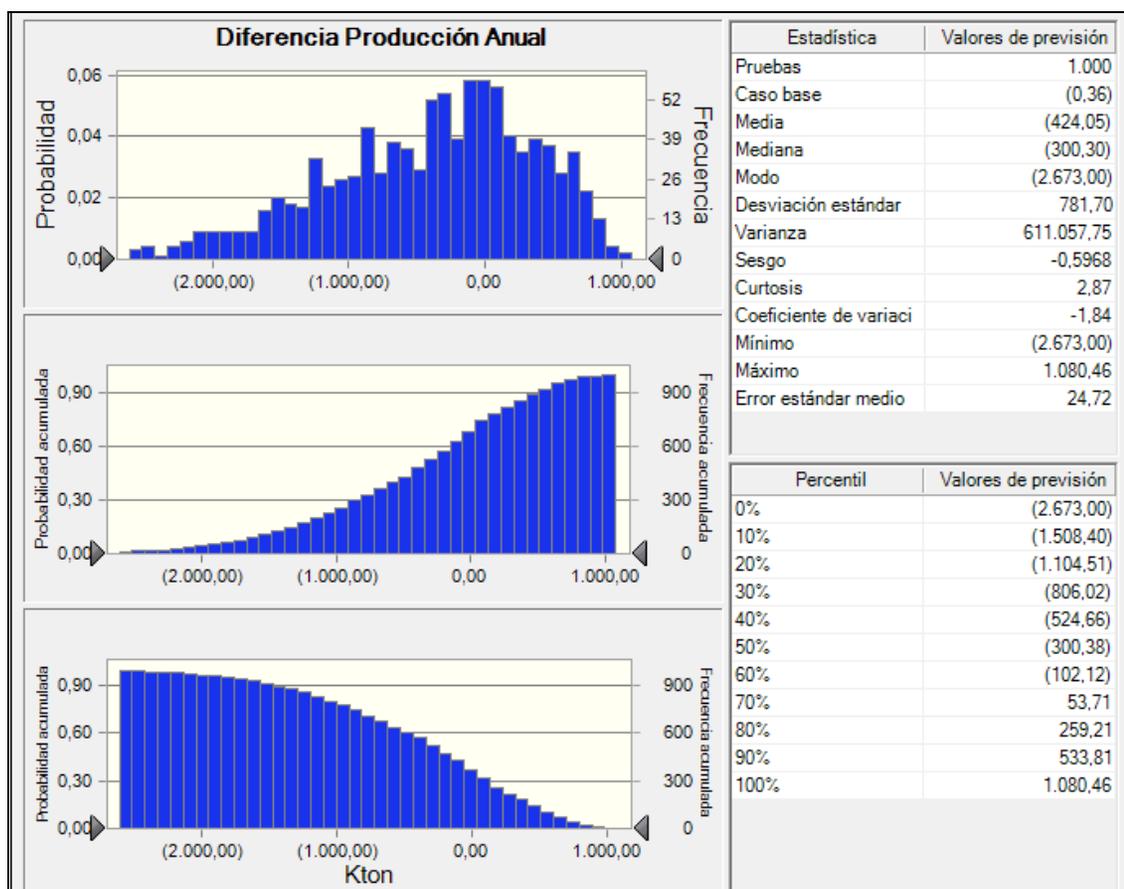


Figura 29: Resultados de la simulación, diferencia en la producción (en Kton)

5.4 Impacto Económico de la Incertidumbre

En el caso del riesgo por hundibilidad, los resultados del caso de estudio arrojaron que de acuerdo al nivel de confianza exigido (90%), el diseño cumple con los requerimientos y por lo tanto, no debería haber mayores problemas para lograr iniciar el hundimiento en la fecha estimada.

En cuanto al riesgo por fragmentación, este está representado por la variación en la producción del primer año como consecuencia de la variación del sobre tamaño estimado para cada sector en el que se dividieron los macro bloques N1 y S1, según el trimestre en el que son abiertos los puntos de extracción. Para cuantificar las

pérdidas/ganancias se utilizaron los parámetros establecidos por Codelco: una ley media global de 1.07% y un precio del cobre de 2.5 US\$/Lb. Estos resultados se presentan en la Figura 30.

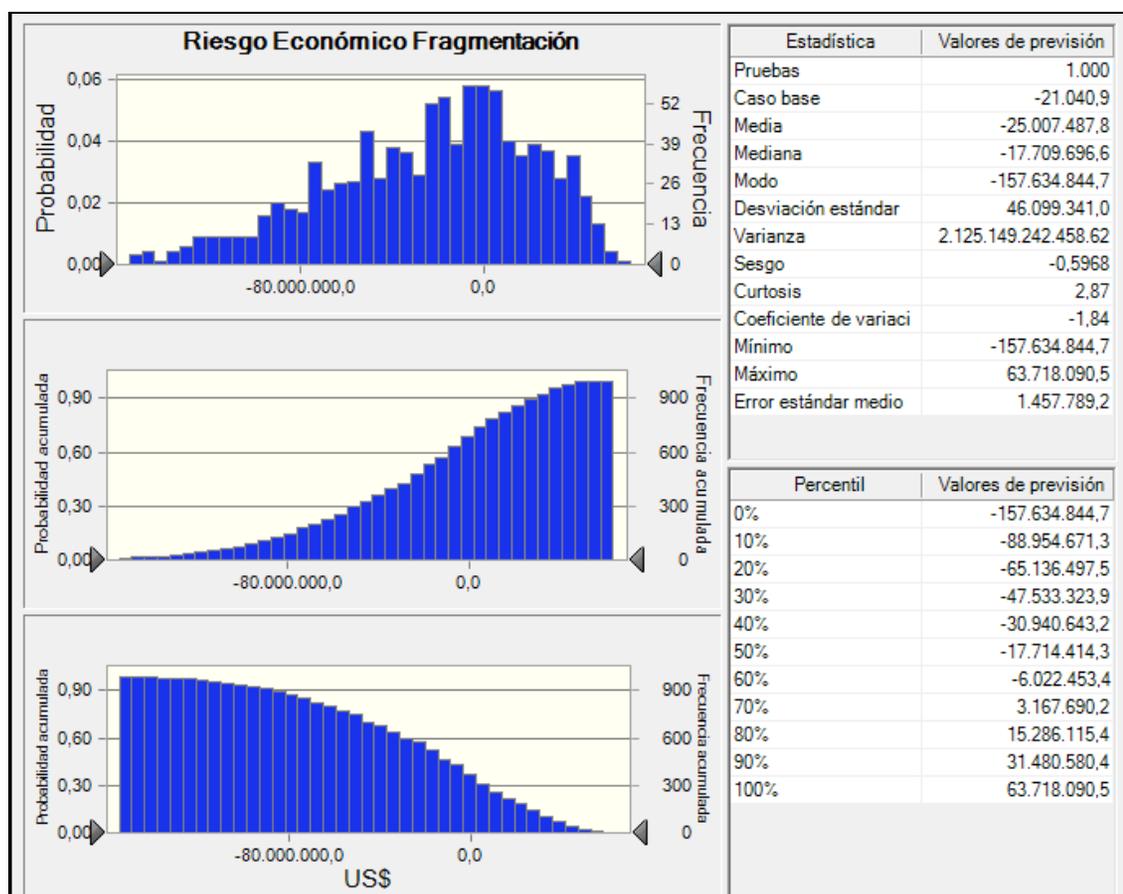


Figura 30: Impacto económico del riesgo por fragmentación

De los gráficos se desprende que existe aproximadamente un 60% de probabilidad de que se incurran en pérdidas como consecuencia de la baja en la producción, perdiendo en promedio US\$ 25 millones. Si bien las pérdidas no representan una parte importante del valor del proyecto (aproximadamente 10% de probabilidad de perder US\$ 80 millones), no se tienen en cuenta las pérdidas potenciales por retrasar el proyecto, que de acuerdo a los resultados presentados en el punto 5.3.6 tienen una alta probabilidad

(20%) de ser medio año o más. Retrasar de esta manera la puesta en marcha del proyecto podría reducir significativamente su valor. Sin embargo, es necesario realizar un estudio más acabado sobre las posibles consecuencias de estos retrasos, para cuantificar correctamente esta disminución el valor del proyecto.

Dentro de las posibles medidas de mitigación de este riesgo se encuentran, por ejemplo, enfocar los recursos de preacondicionamiento hacia los sectores del tercer y cuarto trimestre, donde el macizo rocoso es considerablemente más competente (Codelco ya ha considerado esta medida con anterioridad), diseñar estrategias de explotación que permitan tener mayor flexibilidad dentro de la operación global con el fin de facilitar la reasignación de recursos ante la aparición de eventos que requieran reducción secundaria, aumentar la flota de equipos y personal de reducción secundaria, entre otros.

6. CONCLUSIONES Y ESTUDIOS FUTUROS

El modelo metodológico propuesto en esta tesis permite la cuantificación del riesgo económico asociado a la incertidumbre en dos de los principales parámetros que determinan el desempeño de una operación por *Block* o *Panel Caving*, Hundibilidad y Fragmentación. Generalmente estos parámetros son trabajados como valores promedio, sin embargo, por medio de este estudio se pudo demostrar la importancia de considerar la variabilidad de los mismos dentro de una misma unidad de explotación. Tanto la hundibilidad del bloque como la fragmentación esperada en los puntos de extracción fueron representadas en función del *Mining Rock Mass Rating*, MRMR. El hacer esto otorga la posibilidad de representar la variabilidad de estos parámetros en función de la variabilidad del MRMR, y al mismo tiempo, poder analizar con un mayor nivel de detalle su comportamiento, con el fin de tener un mejor conocimiento de los riesgos asociados.

A través de la aplicación de la metodología *Mine Risk Project Management*, MPRM, a la etapa de ingeniería de proceso mina, específicamente al proceso de diseño de un método por hundimiento, fue posible cuantificar de manera exitosa el riesgo económico asociado a los parámetros relevantes (en el caso de estudio, la fragmentación). Al mismo tiempo, se logró un mejor entendimiento de los orígenes de las incertidumbres responsables de este riesgo, por lo que en el futuro será posible realizar estudios más profundos de los mismos y seguir mejorando la confiabilidad de los parámetros relevantes.

La metodología aplicada ha sido constatada mediante un caso de estudio del proyecto Mina Chuquicamata Subterránea.

Los estudios futuros deberían estar enfocados a mejorar la confiabilidad de las relaciones propuestas en este estudio. Por ejemplo, la relación entre MRMR y sobre tamaño, o entre sobre tamaño y productividad. Esta última cobra gran importancia puesto que depende de mediciones empíricas, por lo tanto se requieren estudios

profundos enfocados específicamente a relacionar estas variables para lograr un nivel de confianza significativo.

Por otra parte, la metodología MPRM ya ha sido aplicada con éxito a varias etapas de la cadena de valor de un proyecto, abriendo la oportunidad de seguir estudiando las incertidumbres y sus riesgos asociados en las etapas restantes.

BIBLIOGRAFIA

Barlett, P. (1998). Planning, implementation, operation and monitoring of a cave mining method with coarse fragmentation with reference to cave mining at Premier Diamond Mine. PhD thesis (unpublished), University of Pretoria, South Africa.

Berckmans, A. and Armstrong, M. (1997). Geostatistics applied to the Monte Carlo analysis of mining projects, in *Geostatistics Wollongong '96* (Eds: E. Y. Baafi and N. A. Schofield) Vol 2, pp 743-754 (Kluwer Academic Publishers: Dordrecht).

Bieniawski, Z. T. (1974). Geomechanics classification of rock masses and its application in tunneling. *Proceedings 3rd International Congress on Rock Mechanics*, Denver, 2A: 27-32. National Academy of Sciences: Washington, D. C.

Bieniawski, Z. T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. *Exploration for Rock Engineering*, (Ed: Z. T. Bieniawski), 1: 97-106. Balkema: Cape Town.

Botín, J. A., Guzmán, R. R., and Smith, M. L. (2011). A Methodological model to assist the optimization and risk management of mining investment decisions. *The Society for Mining, Metallurgy and Exploration Annual Meeting*, 11(124), 1-6.

Botin, J. A., Del Castillo, M. F. and Guzman, R. (2012). Real Options: A Tool for Managing Technical Risk in a Mine Plan. Preprints 12-121 of the 2012 annual SME Meeting. The Society for Mining, Metallurgy and Exploration. Littleton, Colorado, USA.

Brown, E. T. (2002). Block Caving Geomechanics. *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland*.

Coates, D. F. (1981). *Rock Mechanics Principles*, 3rd edition. Mines Branch Monograph 874. Information Canada: Ottawa.

Del Castillo, M. F. (2012). A Real Options Application to Manage Risk Related to Intrinsic Variables of a Mine Plan: A Case Study on Chuquicamata UG Project (Doctoral dissertation, Pontificia Universidad Católica de Chile).

Diering, J. A. C. and Laubscher, D. H. (1987). Practical approach to the numerical stress analysis of mass mining. *Trans Instn Min Metall, Sect A: Min Industry*, 96: A179-188.

Dimitrakopoulos, R., Farrelly, C. T., and Godoy, M. (2002). Moving forward from traditional optimization: grade uncertainty and risk effects in open-pit design. *Mining Technology*, 111(1), 82-88.

Doepken, W. G. (1982). The Henderson Mine. *Underground Mining Methods Handbook*, (Ed: W. A. Hustrulid), 1: 990-997. Society of Mining Engineers, AIME: New York.

Dowd, P. A. and Dare-Bryan, P. C. (2004). Planning, designing and optimising production using geostatistical simulation, in *Proceedings Orebody Modelling and Strategic Mine Planning*, (Eds: R. Dimitrakopoulos and S. Ramazan) pp 321-337 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).

Hadjigeorgiou, J., Grenon, M. and Lessard, J. F. (1998). Defining in-situ block size. *CIM Bull*, 91(1020): 91-94

Hadjigeorgiou, J., Lessard, J. F. and Flament, F. (1995). Characterising *in situ* block size distribution using a stereological model. *Can Tunn J*, 201-211.

Hamrin, H. (1982). Choosing an underground mining method. *Underground Mining Methods Handbook*, (Ed: W. A. Hustrulid), 1: 88-112. Society of Mining Engineers, AIME: New York.

Hoek, E. and Brown, E. T. (1980). *Underground Excavations in Rock*, 527 p. Institution of Mining and Metallurgy: London.

Hoek, E. and Brown, E. T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *Int J Rok Mech Min Sci*, 34(8): 1165-1186.

Hunter, G. C., McDermott, C., Miles, N. J., Singh, A. and Scoble, M. J. (1990). Review of image analysis techniques for measuring blast fragmentation. *Min Sci Technol*, 11(1): 19-36.

Kemeny, J., Devgan, A., Hagaman, R. and Wu, X. (1993). Analysis of rock fragmentation using digital image processing. *J Geotech. Engrg*, ASCE, 119(7): 1144-1160.

Kendrick, R. (1970). Induction caving of the Urad Mine. *Min Congr J*, 56(10): 39-44.

La Rosa, D., Girdner, K., Valery, W. and Abramson, S. (2001). Recent applications of the Split On-Line image analysis program. *Proceedings VI Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology and XVIII Brazilian Meeting on Mineral Dressing and Extractive Metallurgy*, Rio de Janeiro, 1: 15-19.

Laubscher, D. H. (1977). Geomechanics classification of jointed rock masses – mining applications. *Trans Instn Min Metall, Sect A:Min Industry*, 86: A1-8.

Laubscher, D. H. (1984). Design aspects and effectiveness of support systems in different mining conditions. *Trans Instn Min Metall, Sect A:Min Industry*, 93: A70-81.

Laubscher , D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *J S Afr Inst Min Metall*, 90(10): 257-273.

Laubscher , D. H. (1994). Cave mining – the state of the art. *J S Afr Inst Min Metall*, 94(10): 279-293.

Laubscher , D. H. (2000). *Block caving manual*. Prepared for International Caving Study. JKMRC and Itasca Consulting Group, Inc: Brisbane.

Laubscher , D. H. and Jakubec, J. (2001). The IRMR MRMR rock mass classification system for jointed rock masses. *International Case Studies in Underground Mining*, (Ed: W. A. Hustrulid), 474-481. Society of Mining Engineers, AIME: New York.

McMahon, B. K., and Kendrick, R. (1969). Predicting the Block Caving Behavior of Ore Bodies.

Maerz, N. H., Palangio, T. C. and Franklin, J. A. (1996). WIPFRAG image based granulometry system. *Proceedings FRAGBLAST 5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation*, Montreal, (Ed: J. A. Franklin y T. Katsabanis), 39-43. Balkema: Rotterdam.

Mahtab, M. A., Bolstad, D. D. and Kendorski, F. S. (1973). Analysis of the geometry of fractures in San Manuel Copper Mine, Arizona. *U S Bur Mines Rept Invns 7715*.

Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D. C. and Stewart, S. B. V. (1980). Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1.000 metres in hard rock. Golder Associates Report to Canada Centre of Mining and Energy Technology (CANMET), Department of Energy and Resources, Ottawa, Canada.

Ravenscroft, P. J. (1992). Risk analysis for mine scheduling by conditional simulation, *Trans Instn Min Metall, Sect A: Min Industry*, Vol 101: A104-A108.

Reichmann, W. J. (1970). Use and abuse of statistics. *New York: Oxford University Press*

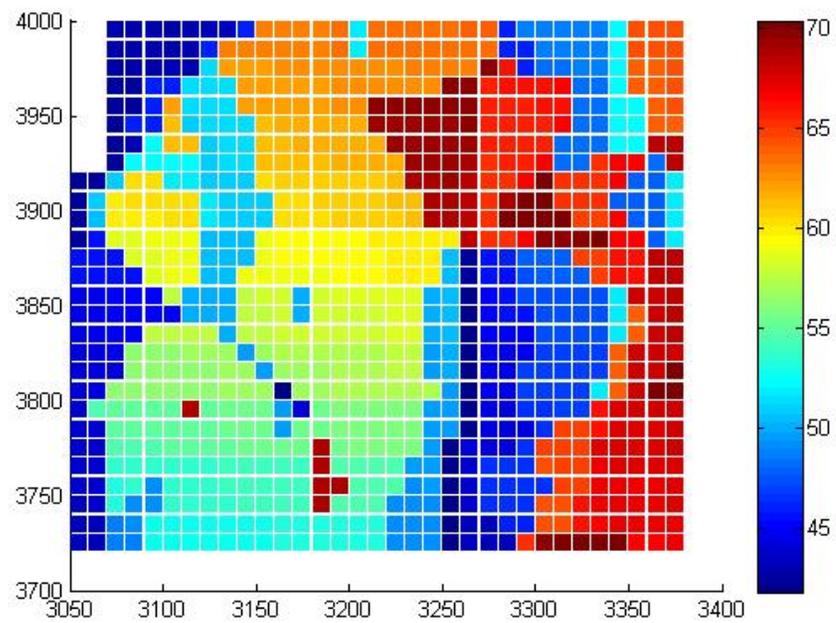
Runge, I.C. (1994). Uncertainty and risk in mineral valuation—A User's Perspective. *Mineral Valuation Methodologies Conference. AusIMM, Melbourne.*

Sorentino, C and Barnett, D W, (1994). Financial Risk and Probability Analysis in Mineral Valuation, *Mineral Valuation Methodology (VALMIN '94) Conference, Sydney, 27-28 October, 1994. (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).*

Starfield, A. M. and Cundall, P.A. (1988). Towards a methodology for rocks mechanics modeling. *Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr*, 25(3): 99-106.

Van As, A. and Jeffrey, R. G. (2000). Hydraulic fracturing as a cave inducement technique at Northparkes Mines. *Proceedings MassMin 2000*, Brisbane, (Ed: G. Chitombo), 165-172. Australian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne.

ANEXOS

ANEXO A: VALORES DE MRMR POR BLOQUE**Figura 31: Valores de MRMR por bloque, cota 1841 msnm.**

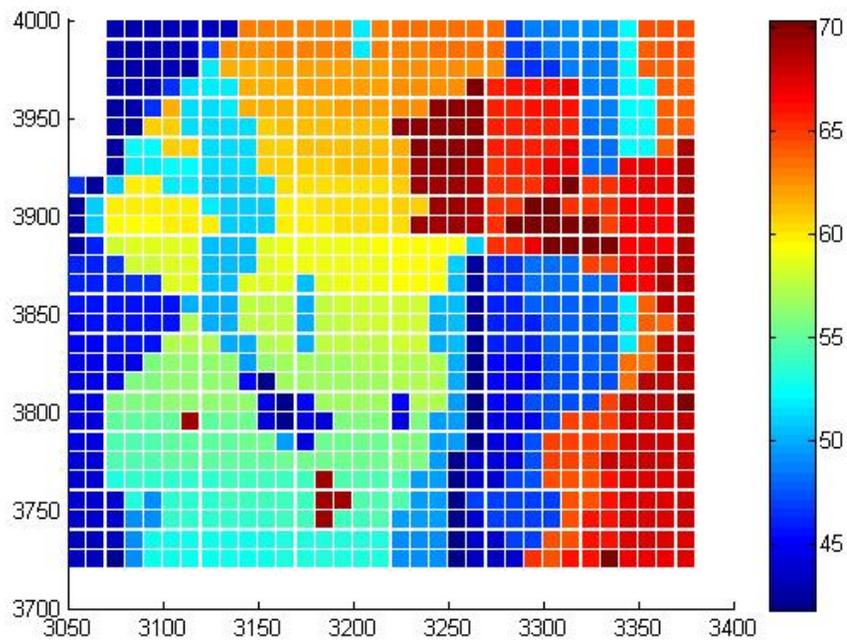


Figura 32: Valores de MRMR por bloque, cota 1850 msnm.

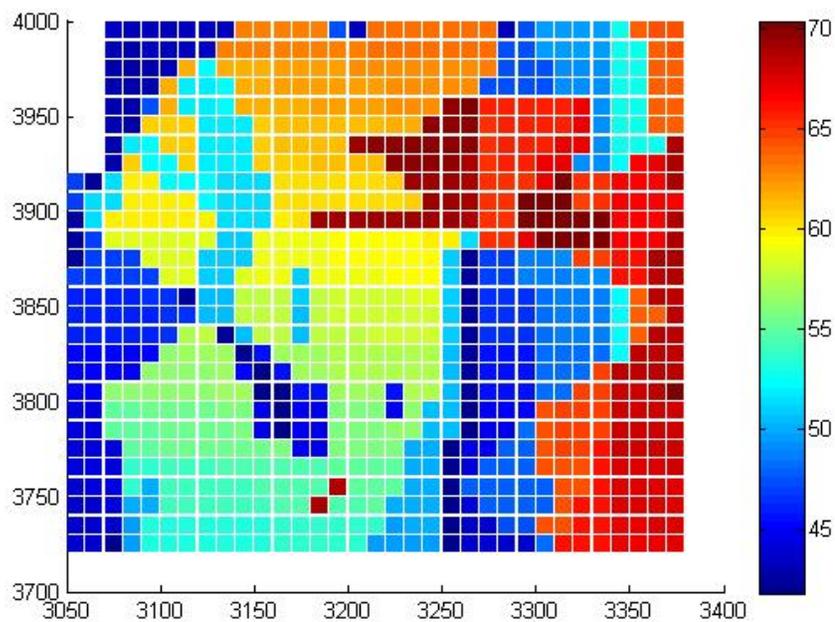


Figura 33: Valores de MRMR por bloque, cota 1859 msnm.

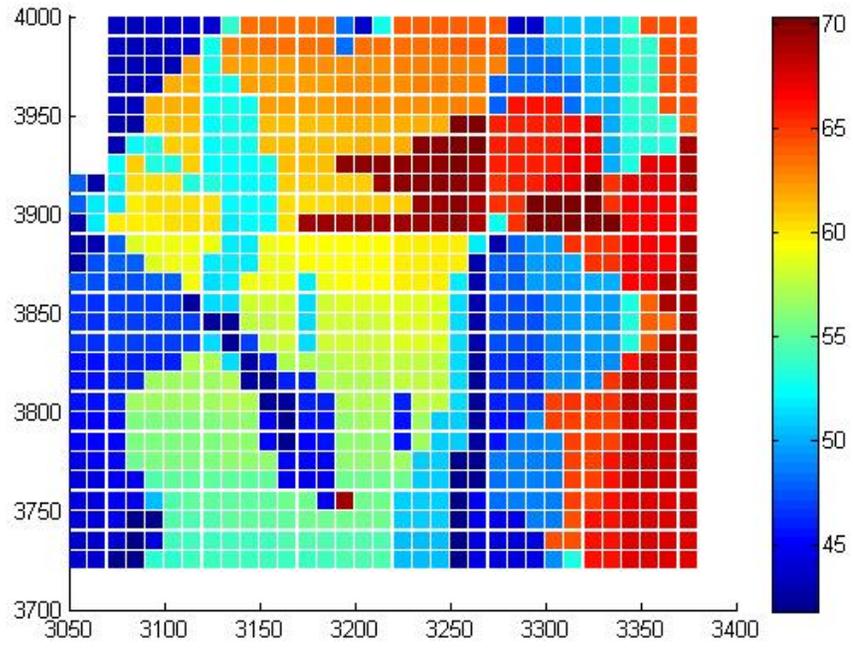


Figura 34: Valores de MRMR por bloque, cota 1868 msnm.

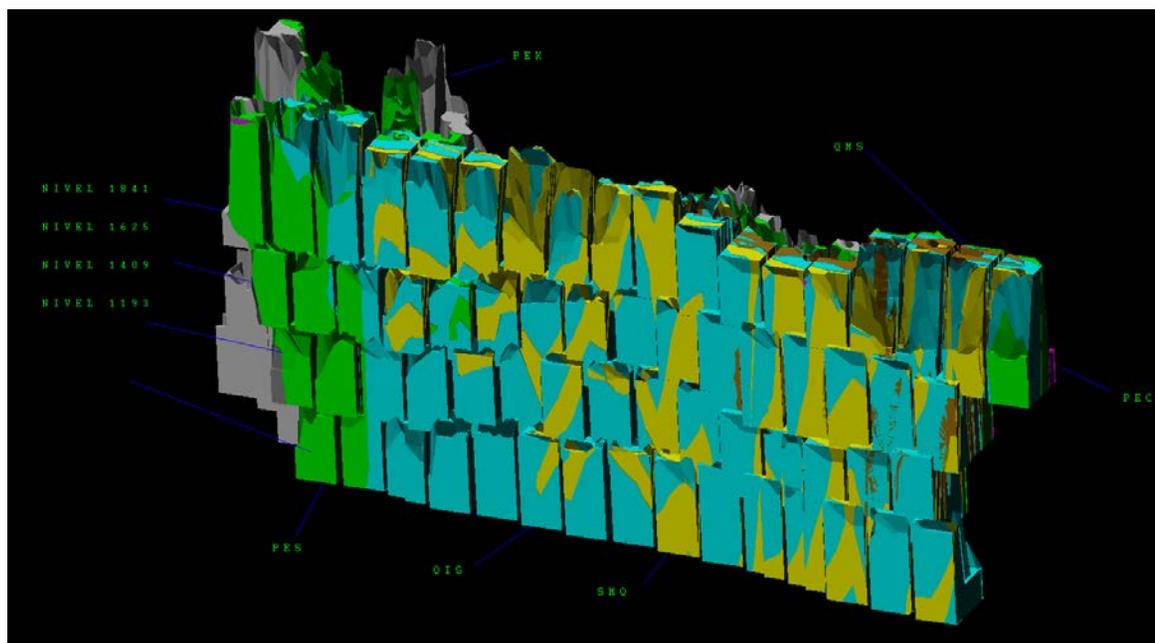
ANEXO B: COMPOSICIÓN GEOTÉCNICA DE CADA MACRO BLOQUE

Figura 35: Composición geotécnica de cada macro bloque (Fuente: Codelco)

ANEXO C: COMPOSICIÓN PORCENTUAL LOS MACRO BLOQUES

Tabla 6: Composición porcentual de cada macro bloque (Fuente: Codelco)

#	nivel	MB	Año de Ingreso al plan	Volumen total m ³	COMPOSICION GEOTECNICA DE LOS MACRO BLOQUES						
					fw	pec	pes	pek	qis	qms	smq
1	1841	n01	8	8.046.044	0%	0%	8%	0%	43%	22%	27%
2	1841	n02	11	8.326.770	0%	0%	10%	0%	55%	18%	17%
3	1841	n03	11	8.075.778	0%	0%	8%	0%	75%	12%	5%
4	1841	n04	12	8.652.666	0%	0%	20%	0%	65%	15%	0%
5	1841	n05_1	13	8.560.829	0%	0%	45%	4%	44%	0%	8%
6	1841	n05_2	13	5.398.655	0%	0%	48%	48%	4%	0%	0%
7	1841	n06_1	14	7.855.999	0%	0%	0%	47%	52%	0%	1%
8	1841	n06_2	14	3.804.323	0%	0%	3%	77%	20%	0%	0%
9	1841	n06_3	10	5.667.400	0%	0%	40%	60%	0%	0%	0%
10	1841	n07	15	7.992.616	0%	0%	46%	0%	54%	0%	0%
11	1841	n08_1	16	5.515.938	0%	0%	49%	51%	1%	0%	0%
12	1841	n08_2	9	10.404.254	0%	0%	39%	61%	0%	0%	0%
13	1841	s01	10	8.333.204	0%	0%	5%	0%	63%	14%	19%
14	1841	s02	10	9.883.497	0%	0%	12%	0%	56%	16%	16%
15	1841	s03	11	10.767.466	0%	0%	12%	20%	35%	16%	18%
16	1841	s04	11	8.031.516	0%	0%	21%	9%	26%	19%	24%
17	1841	s05	12	6.618.755	0%	0%	16%	16%	30%	19%	18%
18	1841	s06	13	7.149.849	0%	0%	13%	25%	21%	26%	16%
19	1841	s07	14	7.368.335	0%	0%	17%	4%	40%	30%	10%
20	1841	s08	14	8.722.276	0%	0%	21%	5%	32%	24%	19%
21	1841	s09	16	6.841.052	0%	0%	2%	19%	43%	27%	10%
22	1841	s010	16	6.594.940	0%	2%	1%	29%	56%	8%	5%
1	1625	n01	17	10.342.567	0%	0%	1%	18%	55%	14%	12%
2	1625	n02	18	9.593.907	0%	0%	2%	17%	57%	11%	13%
3	1625	n03	19	9.784.869	0%	0%	8%	23%	62%	3%	4%
4	1625	n04	19	9.737.149	0%	0%	20%	31%	46%	0%	3%
5	1625	n05	20	11.102.332	0%	0%	54%	19%	23%	0%	4%
6	1625	n06	21	12.268.170	0%	0%	43%	15%	43%	0%	0%
7	1625	n07	22	11.257.768	0%	0%	80%	4%	16%	0%	0%
8	1625	n08	22	10.427.256	0%	0%	72%	26%	3%	0%	0%
9	1625	s01	23	9.840.903	0%	21%	0%	6%	50%	21%	3%
10	1625	s02	18	9.677.177	0%	1%	16%	15%	40%	14%	14%
11	1625	s03	19	8.913.677	0%	0%	15%	23%	29%	17%	16%
12	1625	s04	20	8.018.520	0%	0%	18%	5%	35%	18%	23%
13	1625	s05	19	6.663.872	0%	0%	21%	8%	27%	22%	22%
14	1625	s06	22	7.297.355	0%	0%	1%	24%	25%	29%	21%
15	1625	s07	23	6.899.394	0%	0%	16%	4%	44%	16%	19%
16	1625	s08	23	7.017.119	0%	0%	0%	21%	50%	18%	11%
1	1409	n01	25	9.911.542	0%	0%	1%	19%	61%	9%	9%
2	1409	n02	26	8.808.467	0%	0%	6%	24%	69%	1%	1%
3	1409	n03	27	10.058.890	0%	0%	11%	29%	60%	0%	0%
4	1409	n04	28	10.955.923	0%	0%	28%	52%	20%	0%	0%
5	1409	n05	29	11.929.940	0%	0%	41%	18%	41%	0%	0%
6	1409	n06	30	13.129.900	0%	0%	13%	68%	19%	0%	0%

7	1409	n07	31	11.919.372	0%	0%	82%	17%	2%	0%	0%
8	1409	n08	31	4.983.116	0%	0%	37%	63%	0%	0%	0%
9	1409	n09	31	4.399.283	0%	0%	0%	100%	0%	0%	0%
10	1409	s01	25	9.535.540	0%	0%	2%	21%	62%	14%	0%
11	1409	s02	26	9.226.701	0%	1%	10%	16%	56%	12%	6%
12	1409	s03	27	9.203.273	0%	2%	18%	23%	37%	10%	11%
13	1409	s04	27	7.369.963	0%	0%	18%	13%	42%	6%	22%
14	1409	s05	28	6.236.032	0%	1%	20%	10%	39%	12%	19%
15	1409	S06	29	6.049.630	0%	0%	1%	19%	40%	21%	19%
16	1409	S07	29	5.744.813	0%	0%	0%	10%	58%	11%	20%
17	1409	S08	31	5.602.722	0%	0%	0%	7%	69%	7%	17%
1	1193	n01	33	10.081.247	0%	0%	3%	21%	70%	4%	1%
2	1193	n02	33	9.523.452	0%	0%	4%	20%	74%	0%	2%
3	1193	n03	34	9.334.104	0%	0%	8%	28%	65%	0%	0%
4	1193	n04	35	10.329.697	0%	0%	22%	39%	38%	0%	0%
5	1193	n05	36	10.878.700	0%	0%	22%	55%	23%	0%	0%
6	1193	n06	38	11.980.076	0%	0%	31%	31%	39%	0%	0%
7	1193	n07	39	12.526.288	0%	0%	7%	93%	0%	0%	0%
8	1193	n08	40	7.869.319	0%	0%	50%	50%	1%	0%	0%
9	1193	n09	41	3.775.539	0%	0%	89%	11%	0%	0%	0%
10	1193	n10	41	3.183.699	0%	0%	100%	0%	0%	0%	0%
11	1193	s01	33	9.110.410	0%	0%	1%	16%	76%	5%	1%
12	1193	s02	33	8.146.974	0%	0%	1%	19%	69%	2%	8%
13	1193	s02	34	8.289.475	0%	1%	22%	21%	42%	0%	14%
14	1193	s04	36	6.574.192	0%	4%	17%	12%	49%	0%	18%
15	1193	s05	37	6.361.241	0%	0%	8%	13%	56%	4%	19%
16	1193	s06	38	6.408.010	0%	0%	0%	6%	73%	6%	15%
17	1193	s07	40	4.794.848	0%	0%	0%	0%	73%	0%	27%
18	1193	s08	41	5.051.796	0%	0%	0%	0%	87%	0%	13%

ANEXO D: PORCENTAJE PASANTE POR ALTURA DE EXTRACCIÓN

Tabla 7: Porcentaje pasante por altura de extracción, macro bloques N1 y S1 (Fuente: Codelco)

Nivel	MB	Parámetro	año	1	2	3	4	5	6	7	8
1841	N1	Altura de	m	2,6	10,4	30,0	69,3	130,4	195,4	241,2	265,6
		Bajo 0,77 m ³	%	64,5	69,5	82,5	93,0	95,4	96,3	96,6	96,8
		Tamaño	m ³	1,4	1,4	1,2	1,1	1,0	0,9	0,9	1,0
		Bajo 1,18 m ³	%	76,7	80,8	90,3	97,3	98,6	98,9	99,0	99,1
		Tamaño	m ³	1,9	1,9	1,7	1,4	1,5	1,4	1,4	1,4
1841	S1	Altura de	m	2,6	10,4	30,0	69,3	131,9	201,4	250,4	275,3
		Bajo 0,77 m ³	%	63,3	68,2	82,0	93,5	96,0	97,0	97,4	97,7
		Tamaño	m ³	1,4	1,4	1,2	1,1	1,0	0,9	0,9	1,0
		Bajo 1,18 m ³	%	76,0	79,8	89,9	97,6	98,9	99,2	99,3	99,3
		Tamaño	m ³	1,9	1,9	1,7	1,4	1,5	1,4	1,4	1,4