

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

SENSIBILIZACIÓN DEL PLAN MINERO DEL PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA

Tesis para optar el Título de **INGENIERO DE MINAS**, que presenta la bachiller:

DIANA STEPHANIE MARTELL ROSAS

ASESOR: INGENIERO VICTOR GOBITZ

Lima, agosto de 2014

RESUMEN

El proyecto de mina Chuquicamata subterránea perteneciente a la División Codelco Norte, se encuentra ubicado al norte de Chile y actualmente se encuentra en la etapa de pre factibilidad desarrollando obras tempranas. Este proyecto tiene estipulado el método de minado “Block Caving” y cuenta con una configuración de macro bloques emplazados en cuatro niveles de hundimiento: 1841, 1625, 1409 y 1193, considerando un modelo de bloques de $10 \times 10 \times 9$ [m³]. Dichos macro bloques serán extraídos de manera secuencial mediante hundimiento convencional y avanzado.

La presente tesis analiza un plan de producción alternativo en el que se agregan reservas debido a una mayor recuperación de recursos minerales en el nivel de hundimiento 1841. Dicho análisis se realiza dentro de la Gerencia de Desarrollo de Minería Subterránea (GDMS) del proyecto Chuquicamata subterránea y emplea la herramienta PCBC del software Gemcom®, utilizando los mismos parámetros estipulados en la Ingeniería Básica, los cuales fueron utilizados en el caso base en el programa Block Cave® por la Vicepresidencia de Proyectos (VP). La elaboración del plan de producción alternativo se lleva a cabo gracias a la información base brindada en la empresa, la cual consiste en el modelo de bloques geológicos, topografía actualizada, parámetros económicos, orientaciones comerciales vigentes, información geomecánica e información técnica del diseño minero.

Dado la planificación minera realizada se concluye que el periodo de extracción de la mina Chuquicamata subterránea aumenta en 3 años mediante la incorporación de puntos de extracción en las zonas centro y sur. De esta manera se mantiene la capacidad de la planta de 140 ktpd cuando la mina entra en régimen estable y se extraen alrededor de 143.8 millones de toneladas más, representando un incremento del 7.6% del total de reservas. Se presenta un análisis de la evaluación económica basándose en el precio del cobre, el cual es uno de los parámetros que tiene mayor influencia, y se realiza una comparación con la evaluación económica actual cumpliendo así uno de los objetivos específicos de la GDMS. En esta evaluación se llega a la conclusión que el Valor Actual Neto (VAN) disminuye en un 4.5% con respecto al VAN actual del proyecto que es de 4,608 MUSD\$, dando como resultado 4,402 MUSD\$. El plan alternativo propuesto involucra zonas con altas y bajas leyes de cobre, pero deberán evaluarse otros escenarios estratégicos en donde las áreas a incorporar no se vean afectas por la dilución del material. Además deberán hacerse evaluaciones geomecánicas adicionales para su validación, dado que se ve involucrado la recuperación del rib pillar (franja entre la falla oeste y el límite de explotación) el cual presenta riesgo de derrumbe y/o deslizamiento de roca.

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
SECCION INGENIERIA DE MINAS



PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

TEMA DE TESIS

PARA OPTAR : Título de Ingeniero de Minas
 ALUMNO : Diana Stephanie Martell Rosas
 CÓDIGO : 20060417
 PROPUESTO POR : Dra. Maribel Guzmán Córdova
 ASESOR : Ingeniero Victor Gobitz
 TEMA : Sensibilización del Plan Minero del Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea
 No. TEMA : 105
 FECHA : San Miguel, 12 de Noviembre del 2013.
 OBJETIVOS :



OBJETIVO GENERAL

Analizar un escenario alternativo para el plan minero, incorporando reservas mineras en el primer nivel de producción (cota 1841) y a su vez, analizar el desfase de ingreso de los niveles inferiores y su impacto en las inversiones; y, el Valor Actual Neto (VAN) del proyecto.

OBJETIVOS ESPECÍFICOS:

- Calcular el beneficio real de cada columna de extracción.
- Hacer una comparación económica entre la rentabilidad del plan minero actual y el plan minero de la presente tesis.
- Concluir y verificar o rechazar la hipótesis de trabajo.

Visto




Av. Universitaria 1801, San Miguel
 T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
 F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas



DEPARTAMENTO
 DE INGENIERÍA
 SECCIÓN INGENIERÍA DE MINAS

 PONTIFICIA
 UNIVERSIDAD
 CATÓLICA
 DEL PERÚ

DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO:

El plan minero del Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea, considera la explotación 1,700 millones de toneladas de mineral, en un periodo aproximado de 40 años, este se realizará en etapas sucesivas de profundización en cuatro paneles de explotación del cuerpo mineralizado.

En primer lugar, se dará a conocer los aspectos generales de la mina como la ubicación y geología de la misma, profundización, niveles de producción y ritmo productivo proyectados al 2019. Además del volumen de extracción y los costos que genera un proyecto de esta envergadura.

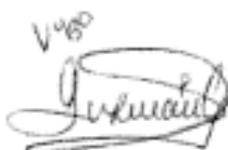
La trascendencia de este informe de tesis radica en analizar la posibilidad de incorporar reservas al proyecto de Chuquicamata subterránea y realizar un análisis económico del plan minero. Dicho análisis será posible gracias a la herramienta PCBC del software minero Gemcom, el cual considerará algunos parámetros definidos por el área. Cabe mencionar que se considerará como modelo de mezcla el algoritmo de Laubscher, el cual permite determinar la composición de cada bloque a extraer en la columna.

La realización del presente trabajo, en compromiso con la empresa CODELCO – Chile, tiene como principal aporte al proyecto de mina Chuquicamata Subterránea la maximización de la recuperación del recurso y el valor actual neto (VAN).

PLAN DE TRABAJO:

El proyecto contemplará las siguientes partes:

- Descripción de la empresa Codelco Chuquicamata y Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea que incluye aspectos como geología, método de explotación, plan de producción.
- Revisión bibliográfica de los temas involucrados con el presente proyecto además de los antecedentes de la mina que dieron lugar al tema de tesis desarrollado.
- Análisis de los criterios utilizados para el desarrollo del plan de producción propuesto en la presente tesis.
- Estudio del plan de producción alternativo simulado en el software minero Gemcom - PCBC.

V₄₆₀




Av. Universitaria 1801, San Miguel
 T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
 F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas



DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
SECCIÓN INGENIERÍA DE MINAS



PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

- Evaluación económica del plan de producción propuesto dado la incorporación de reservas al proyecto y comparación con el plan minero actual.
- Conclusiones.

Máximo 100 páginas.



Dra. Maribel Guzmán Córdova
Coordinadora
Especialidad de Ingeniería de Minas



Ing. Víctor Gobitz Colchado
Asesor

Av. Universitaria 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas



AGRADECIMIENTOS

Agradezco principalmente a Dios por darme fuerzas y fe para creer en mí y en que sí se podía terminar lo que en un inicio me parecían las metas más difíciles de lograr, culminar mi carrera, terminar la tesis y graduarme de Ingeniera.

A mis padres, Hilder Martell y Graciela Rosas por su gran apoyo incondicional, por creer en mí, por hacerme sentir que siempre están conmigo aun cuando decidí emprender un nuevo camino en Chile. Esto va dedicado principalmente a ustedes, porque sin ustedes nada de esto hubiera sido posible.

A mi hermano Brands, por su repetida frase “el límite es el cielo”, que siempre la llevo conmigo y por su valentía que me gustaría tener pero muchas veces me sirve de ejemplo.

A mis hermanos Janeth y Eduardo que siempre me hicieron sentir la hermana menor más querida. Gracias por los seis grandiosos sobrinos.

A mi compañero Yerko, porque desde que entró en mi vida me impulsó y apoyó a lograr esta meta.

A mi tío Beto, porque sin su ayuda no hubiera podido ser parte de la mejor universidad del Perú, gracias por apoyarme como a una hija y por tus llamadas de larga distancia.

A mis abuelos y familia, porque cada uno de ustedes también es parte de mi formación que me hace ser una mejor persona.

A mis profesores de Estudios Generales Ciencias que aportaron en mi educación. Especialmente a mi profesor de Estática, el ingeniero Jorge Rodriguez, por su amistad y apoyo brindado.

A mis profesores de la mejor facultad del Perú, Ingeniería de Minas, porque cada uno fue parte de mi desarrollo profesional en distintas áreas. Hago una mención especial a mi asesor de tesis, el ingeniero Victor Gobitz, por su paciencia y aporte que contribuyeron en lograr una de mis metas trazadas.

A cada uno de mis amigos de la universidad que me acompañaron en este camino difícil pero no imposible, en cada amanecida de estudio, celebración o derrota. Por cada vez que me dieron ánimos, por cada vez que simplemente estuvieron ahí.

A mis amigas de siempre, porque sé que siempre contaré con ustedes, y porque cuando hablamos es como si nunca nos hubiéramos distanciado. A Brooke, Romina, Guadalupe, Claudia, Katya, Pamela, Fiorella, Amalia, Susana, Ana Lucía y Vanessa.

A mi ángel, mi tía Silvana, quien hizo que mi infancia esté llena de alegrías y siempre me hizo sentir como su hija. Siempre fuiste la más fuerte, la que nunca deja de luchar en la vida y sé que ahora, desde el cielo, guías cada uno de mis pasos. Gracias por todo.

ÍNDICE

Capítulo 1: Introducción.....	1
Objetivo General	3
Objetivos Específicos	3
1.2 Ámbito.....	3
1.3 Relevancia	5
1.4 Alcances.....	5
Capítulo 2: CODELCO Chile – División Chuquicamata.....	6
2.1 CODELCO Chile	6
2.1.1 Reseña histórica de la División Chuquicamata	6
2.2 Ubicación geográfica.....	6
2.3 Estructura organizacional del PMCHS	7
2.4 Reservas de Mineral	8
2.5 Geología Regional	8
2.6 Geología del Yacimiento	9
Capítulo 3: Marco Teórico	11
3.1 Minado Subterráneo de gran volumen - Block Caving.....	11
3.1.1 Mecánica de Hundimiento	13
3.1.2 Explotación de roca primaria con métodos de hundimiento	14
3.1.3 Diseño minero de la malla de extracción para Block Caving.....	15
3.2 Planificación Minera	19
3.2.1 Planificación estratégica.....	21
3.3 Antecedentes de la faena.....	21
3.3.1 Proyecto mina Chuquicamata subterránea.....	21
3.3.2 Pilar Oeste.....	24
3.4 Aspectos económicos.....	25
3.4.1 Precio del cobre.....	25
3.4.2 Flujo de caja y VAN	26

3.4.3 CAPEX	28
3.4.4 OPEX	28
Capítulo 4: Criterios del Plan de Producción de la Ingeniería Básica.....	29
4.1 Modelo de bloques	29
4.2 Topografía.....	29
4.3 Material quebrado	30
4.4 Niveles de hundimiento	31
4.5 Parámetros económicos.....	31
4.6 Algoritmo de dilución	32
4.7 Límite de explotación.....	32
4.8 Planificación minera	33
4.8.1 Capacidad de producción.....	33
4.8.2 Definición de secuencia.....	34
4.8.3 Incorporación de macro bloques	34
4.8.4 Razón de propagación del hundimiento	36
4.8.5 Plan de producción.....	36
Capítulo 5: Plan de Producción	38
5.1 Caso alternativo	38
Capítulo 6: Evaluación económica.....	53
Capítulo 7: Conclusiones y recomendaciones	57
Bibliografía	61

Índice de Figuras

Figura 1 - Vista isométrica mina Chuquicamata subterránea.....	2
Figura 2 - Ubicación geográfica de mina Chuquicamata.....	7
Figura 3 - Organigrama para la mina Chuquicamata de acuerdo a roles de Mintzberg.....	7
Figura 4: Matriz de sustentabilidad de reservas in situ – plan de capacidad máxima (140 ktpd).	8
Figura 5 – Geología del distrito Codelco Norte.	10
Figura 6 – Explotación en configuración de macro bloques.	12
Figura 7 – Distribución de las obras que conforman un nivel de producción en el PMCHS.	12
Figura 8 – Vista isométrica general mina Chuquicamata.	13
Figura 9 – Ejemplo de perfil típico de obras niveles de hundimiento 1841 y 1625.	15
Figura 10 – Esquema Calle – Zanja.....	15
Figura 11 – Modelo de elipsoide de extracción.....	16
Figura 12 – Abaco de Laubscher.....	17
Figura 13 – Modelo de Laubscher, 1994	17
Figura 14 – Retroalimentación del sistema productivo a las funciones de planificación.....	20
Figura 15 – Perfil esquemático del sistema de manejo de materiales.....	23
Figura 16 – Disposición macro bloques de Nivel 1841	23
Figura 17 – Modelo de Bloques de la Ingeniería Básica.	29
Figura 18 – Corte Este 3190. Topografía PND2011.	30
Figura 19 – Curva tipo análisis ritmo productivo	33
Figura 20 – Macro bloques inicio de explotación y experimentales.....	35
Figura 21 - Ilustración de la razón de propagación del caving.	36
Figura 22 – Restricción de subsidencia entre niveles.	37
Figura 23 – Incorporación de macro bloques en el Nivel 1841.....	39
Figura 24 – Curva tasa de producción.	41
Figura 25 – Área de trabajo para block caving.....	42
Figura 26 – Conos de extracción para los macro bloques incorporados.	43
Figura 27 – PCBC Best Hod.....	45
Figura 28 – Alturas económicas para cada nivel.....	46
Figura 29 – Planta de las orientaciones de hundimiento por macro bloque y sentido de avance del hundimiento.....	47
Figura 30 – Plan de producción y leyes actual.....	50
Figura 31 – Plan de producción y leyes caso alternativo.	50

Índice de Tablas

Tabla 1 – Mallas de extracción del nivel 1841.	24
Tabla 2 – Consideraciones geomecánicas principales.	24
Tabla 3 – Índices de moneda.....	25
Tabla 4 – Proyecciones de tipo de cambio real expresados en moneda 2014.....	26
Tabla 5 – Precios del cobre expresados en moneda 2014.	26
Tabla 6 – Precios expresados en moneda 2014.....	26
Tabla 7 – Precios del oro y plata expresados en moneda 2014.....	26
Tabla 8 – Tabla resumen de los parámetros económicos considerados.....	28
Tabla 9 – Cubicaciones de los distintos sectores del material que escurriría del tajo Chuquicamata.	30
Tabla 10 – Cubicación resultado de integración de reservas niveles 2, 3 y 4, y altura extraíble promedio en cada nivel.	32
Tabla 11 – Detalle de los código de rocas.	39
Tabla 12 – Valores del revenue y valores por defecto para el cobre y molibeno.....	41
Tabla 13 – Datos de entrada para la curva de tasa de producción.	42
Tabla 14 – Hoja Input de la planilla para el plan de producción.	49
Tabla 15 – Comparación entre las reservas actuales Vs. las incorporadas.	51
Tabla 16 – Resultados Gemcom plan de producción caso alternativo.	52
Tabla 17 – Tabla resumen plan de producción caso alternativo.	52
Tabla 18 – Parámetros económicos.	53
Tabla 19 – Serie de precios de venta.	53
Tabla 20 – Serie de precios de insumos relevantes.....	53
Tabla 21 – Indicadores económicos del proyecto.	54
Tabla 22 – Resumen evaluación económica – Caso base CODELCO.	54
Tabla 23 – Resumen evaluación económica – Caso alternativo.	55
Tabla 24 – Resumen cuadro comparativo caso base vs. caso alternativo	56

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

Dada la demanda de cobre en el mundo y el aumento de precio de éste en los últimos años, Chile, en su rol de mayor productor de cobre en el mundo, se ha visto en la necesidad de optimizar sus estrategias para asegurar la rentabilidad del negocio.

Chile es el país con las mayores reservas cupríferas del planeta, tal como se estipula en el informe del Servicio Geológico de Estados Unidos 2012. Según este organismo estadounidense, Chile tiene un 28% de las reservas mundiales.

La Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO) es una de las empresas más grandes de Chile, contando con las siguientes divisiones: Andina, Chuquicamata, Radomiro Tomic, Salvador, Gabriela Mistral, Ministro Hales y Teniente, las cuales realizan operaciones de explotación, procesamiento de minerales y venta a mercados extranjeros.

A principios del siglo XX inició sus operaciones la actual mina a tajo abierto más grande del mundo, Chuquicamata, pero según la planificación minera de la propia división, se ha estimado que alrededor del año 2019 se alcanzará el límite final económico de la mina. Sin embargo, se ha demostrado que aún existe un volumen importante de recursos geológicos (alrededor de 4,123 millones de toneladas con leyes de 0.71% de Cu y 310 ppm de Mo). Dichos recursos son técnica y económicamente viables ser explotados mediante técnicas de minería subterránea.

El Proyecto Mina Chuquicamata subterránea (PMCHS) recomienda la explotación por el método de hundimiento conocido como "Block Caving" con una configuración de grandes bloques (macro bloques) en cuatro niveles de explotación (Figura 1), los cuales serán extraídos secuencialmente en forma descendente mediante hundimiento convencional y avanzado.

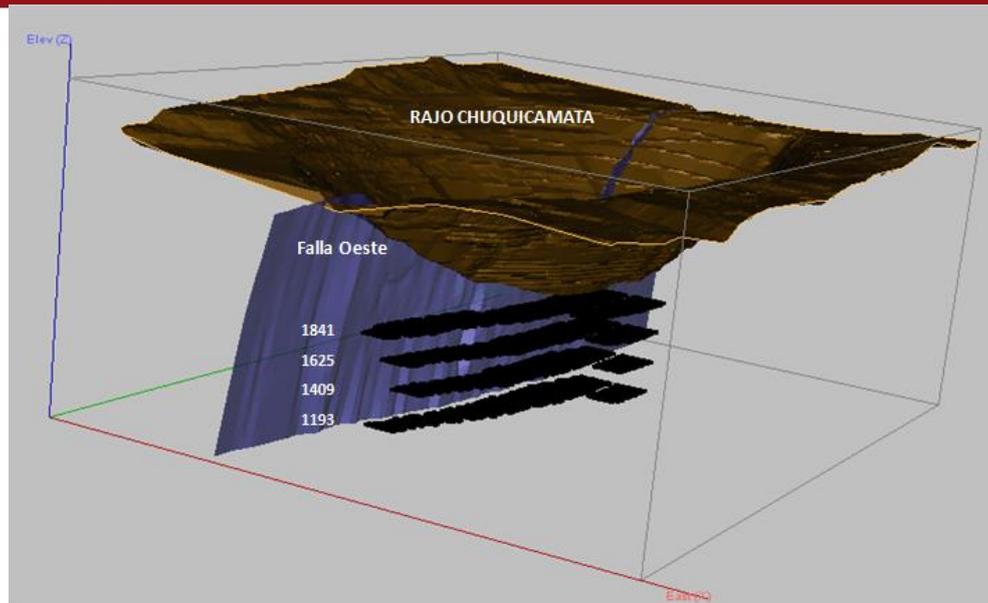


Figura 1 - Vista isométrica mina Chuquicamata subterránea.

Se calcula que la operación de la mina subterránea se extienda entre los años 2020 y 2060 con un periodo de crecimiento productivo o “ramp up” de nueve años para alcanzar la producción estable de 140 ktpd, manteniendo este ritmo por 26 años, para luego iniciar su declinación, en donde se asume que no exista nueva incorporación de área y las reservas comienzan su fase de agotamiento. La explotación minera en los niveles 1841, 1625, 1409 y 1193 implica la construcción de una nueva infraestructura destinada a atender la actividad minera, siendo estos los accesos, los talleres de mantenimiento, los sistemas de chancado, el transporte de mineral a la planta, la ventilación, el drenaje y otras instalaciones de servicios de apoyo a la producción de la mina.

Dado lo expuesto y la notoria trascendencia del proyecto mina Chuquicamata subterránea, la cual se encuentra actualmente realizando obras tempranas para su desarrollo, es que se buscan mejoras y/o cambios que cumplan con la misión del proyecto: “Maximizar el valor económico del yacimiento Chuquicamata y el aporte al Estado de Chile, gestionando con excelencia y responsabilidad la explotación del recurso natural”.

El presente trabajo propone la incorporación de reservas en el nivel 1841, cuya planificación y diseño consideran un pilar que se define entre la falla oeste y el límite de explotación. El mencionado pilar contiene importante presencia de alta ley de cobre y molibdeno, en la zona Centro y Sur, por lo que el escenario alternativo (caso alternativo) recuperará parte del pilar y se incorporarán dos macro bloques en la zona Norte. Se simula el plan de producción alternativo gracias al software minero Gemcom – PCBC en donde se tomarán como datos de entrada la información entregada por CODELCO.

1.1 Objetivos

A continuación se mencionan los objetivos del presente trabajo de tesis:

Objetivo General

- Analizar un escenario alternativo para el plan minero actual, incorporando reservas mineras en el primer nivel de producción (nivel 1841) y a su vez, analizar el desfase de ingreso de los niveles inferiores considerando su impacto en las inversiones; y, el Valor Actual Neto (VAN) del proyecto.

Objetivos Específicos

- Calcular el beneficio real de cada columna de extracción.
- Hacer una comparación económica entre la rentabilidad del plan minero actual y el plan minero alternativo de la presente tesis.
- Concluir y verificar o rechazar la hipótesis de trabajo. Así mismo establecer recomendaciones y/o oportunidades de mejora.

1.2 Ámbito

El ámbito del presente estudio abarca al proyecto de mina Chuquicamata subterránea, el cual será explotado por el método de hundimiento por bloques (Block Caving), que a su vez es uno de los métodos de explotación subterránea más común en Chile. El proyecto desarrollará y construirá íntegramente todos los niveles de cada macro bloque completo, los cuales constituyen la unidad básica de explotación, instalando todos los equipos necesarios para producir 140,000 ton/día.

El área de estas unidades básicas de explotación se encuentra en el rango de 20,000 a 50,000 m², en donde se desarrollarán los siguientes procesos productivos:

- Pre acondicionamiento del 60% del área contenida por las envolventes.
- Hundimiento por bloques mediante la socavación de la base.
- Extracción del mineral con equipos LHD (Load – Haul - Dump) de 9 yd³.
- Reducción primaria con equipos chancadores Sizers.

En cuanto a los niveles de explotación o hundimiento, el presente proyecto plantea cuatro niveles de explotación cuyas cotas se encuentran en las siguientes elevaciones 1,841, 1,625, 1,409 y 1,193 m.s.n.m. generando 216 m de altura de columna media de mineral in situ entre niveles. Las reservas extraíbles son 1,676 Mton, la ley de cobre es de 0.712% y la ley de molibdeno es de 499ppm.

Para definir el límite de la explotación de cada nivel se tiene como parámetro la envolvente de explotación la cual representa el área del cuerpo mineralizado que entrega el máximo valor económico esperado. En el presente proyecto, dicha envolvente es de 2,472,400 m².

Los estudios realizados muestran que aproximadamente hacia inicios del 2019, la mina Chuquicamata subterránea producirá 4,000 ton/día con minerales producto de la etapa de desarrollo y en el 2020 con minerales provenientes del hundimiento, seguidos por un crecimiento sostenido hasta alcanzar su capacidad de diseño, 9 años más tarde, con 140,000 ton/día.

En el nivel de producción operarán equipos LHD que cargarán y transportarán el mineral hasta los puntos de vaciado. Si fuera necesario para reducir el sobre tamaño, el mineral será fragmentado vía perforación y voladura, para lo cual intervendrán equipos de reducción secundaria (Jumbos). En los puntos de vaciado se alimentará a los equipos chancadores primarios (Sizers) para luego transportar el mineral hacia la planta por medio de fajas transportadoras.

1.3 Relevancia

En el sector minero, el proceso de planificación comprende el establecimiento de un modelo de recursos geológicos, una envolvente económica, un diseño minero, una secuencia de extracción, un programa de producción y una evaluación económica; las cuales en conjunto permiten optimizar el negocio minero; siendo pues la planificación minera, la base de la rentabilidad del negocio.

Al estimar el costo de oportunidad se requiere de un plan de producción, por lo que se asume un valor y se itera en el proceso de planificación. Además, es importante mencionar que a mayor producción, menor costo operacional, mayor costo de capital y menor tiempo para recuperar la inversión.

La planificación sustenta el valor de capturar el recurso mineral mediante la explotación del mismo, lo cual tiene una relación estrecha con el Valor Actual Neto (VAN). Dado lo expuesto, el presente trabajo de tesis propone un nuevo plan de producción capaz de recuperar el recurso mineral de alto interés económico contenidos en el pilar oeste cambiando la configuración de algunos macro bloques de la zona sur y además añadir un par de macro bloques en la zona centro del nivel 1841.

1.4 Alcances

- El plan de producción se realizará en el ámbito de planificación a largo plazo.
- La nueva reserva sólo será agregada al nivel 1841.
- El método de mezcla de Laubscher, el fraccionamiento de cada bloque, el cálculo de la mejor altura para determinar las reservas y la generación del plan de producción serán realizados por la herramienta PCBC del software minero Gemcom.
- La información tomada como input será únicamente la entregada por el área Gerencia de Desarrollo Minería subterránea (GDMS), basada en la Ingeniería básica, CAPEX actualizado y los antecedentes económicos y comerciales para la planificación.
- Se ajustarán los criterios técnicos y económicos necesarios para llevar a cabo el plan de producción dado el nuevo escenario productivo.

CAPÍTULO 2: CODELCO CHILE – DIVISIÓN CHUQUICAMATA

2.1 CODELCO Chile

La gran minería del cobre chileno fue desarrollada gracias a capital estadounidense durante gran parte del siglo XX, pero la historia de CODELCO empieza con la nacionalización de esta gran minería, en 1967, en donde el Estado chileno se convirtió en el accionista mayoritario de las principales minas cupríferas de Chile, hasta que en 1971 las compañías fueron totalmente expropiadas y estatizadas.

Dichas empresas se unificarían formando una sola empresa, CODELCO Chile, la cual se encarga de la explotación de los yacimientos y comercialización de sus productos desde que se promulgó el Decreto Ley N° 1.350 el 1 de abril de 1976 [1].

2.1.1 Reseña histórica de la División Chuquicamata

La División Chuquicamata, data del año 1915, en que se inició la producción del cobre. La historia de Chuquicamata ha transcurrido con distintos tipos de gestión, desde la administración norteamericana a cargo de la empresa Guggenheim Bros; luego hubo un período de administración mixta, norteamericana y chilena, entre 1966 y 1971, consecuencia del proceso denominado “Chilenización del cobre”; para finalmente pasar a ser administrada completamente por profesionales chilenos como resultado de la “Nacionalización de la gran minería del cobre” [2]

2.2 Ubicación geográfica

El yacimiento de cobre Chuquicamata se emplaza en la región de Antofagasta, Provincia de El Loa, próximo a la ciudad de Calama (Figura 2). Sus coordenadas geográficas son 22.27° de latitud Sur y 68.54° de longitud Oeste, y su altitud media corresponde a 2,870 m.s.n.m.



Figura 2 - Ubicación geográfica de mina Chuquicamata¹.

2.3 Estructura organizacional del PMCHS

La propuesta de estructura organizacional de la mina Chuquicamata subterránea que se muestra a continuación (Figura 3) sigue el modelo de análisis de Mintzberg.

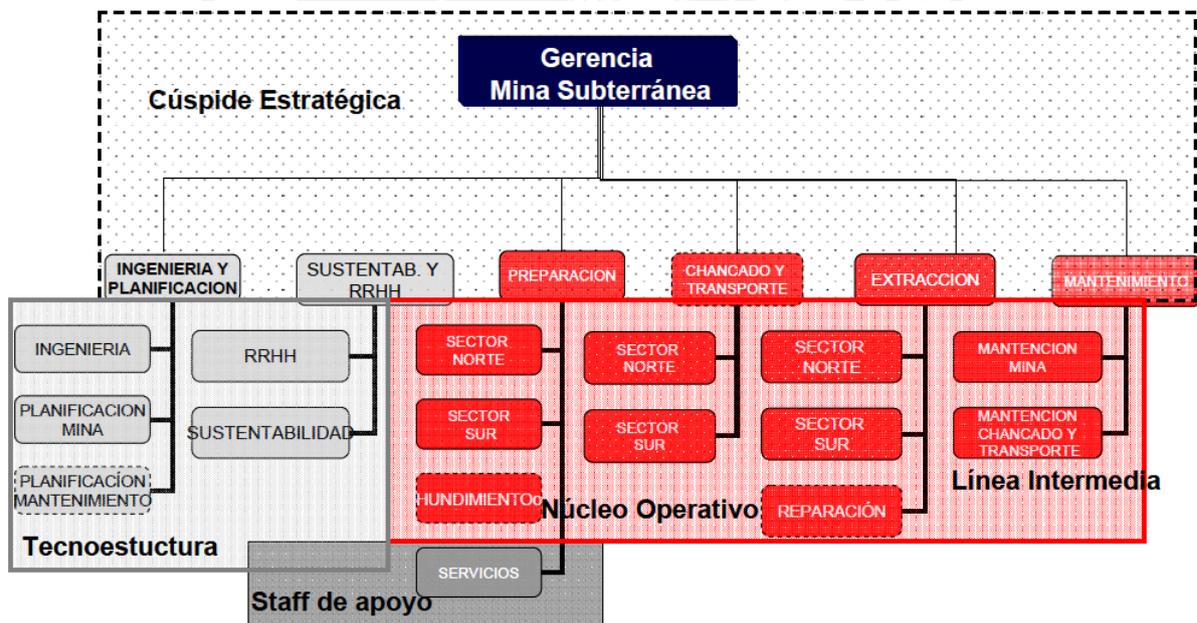


Figura 3 - Organigrama para la mina Chuquicamata de acuerdo a roles de Mintzberg².

¹ Vicepresidencia de Proyectos – Codelco, 2011 [3]

² Roles de Mintzberg: La estructura de Henry Mintzberg postula que las características de las organizaciones pueden ser agrupadas en configuraciones naturales y agrega que las organizaciones eficaces son aquellas que logran coherencia o armonía entre sus elementos o componentes (cumbre estratégica, línea media, núcleo operativo, estructura técnica y staff de apoyo).

2.4 Reservas de Mineral

Según norma, luego del estudio de Pre Factibilidad, a lo menos los siete primeros años del plan minero del PMCHS deben estar sustentados por un 80% de Reservas Mineras (50% probadas y 30% probables) [4] (véase Anexo 01).

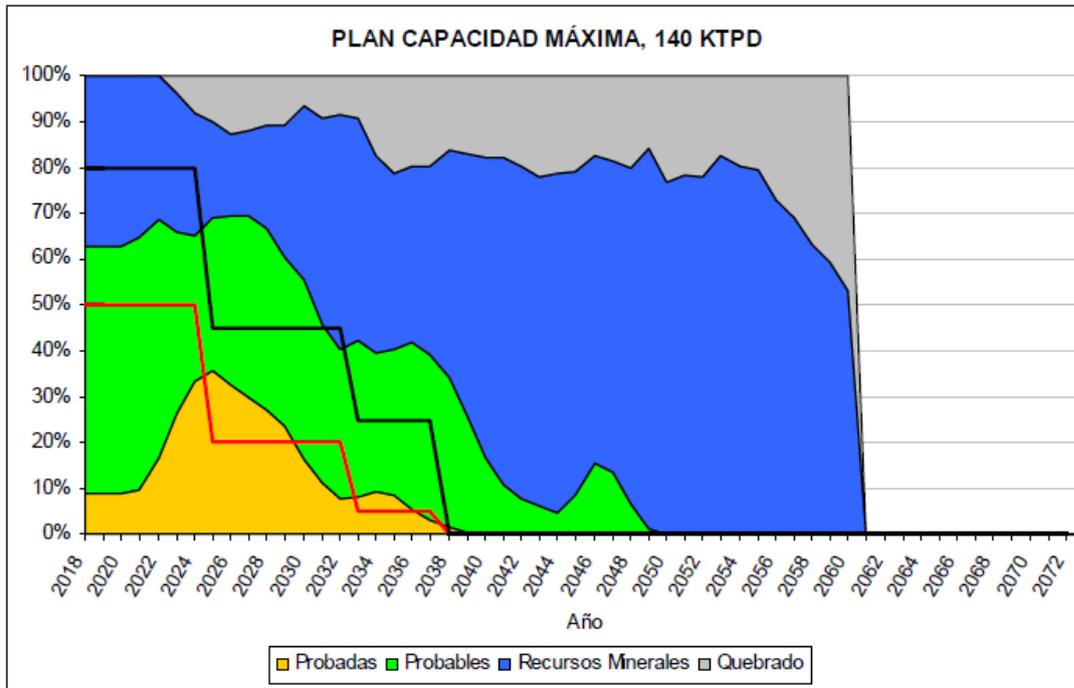


Figura 4: Matriz de sustentabilidad de reservas in situ – plan de capacidad máxima (140 ktpd).

2.5 Geología Regional

Chuquicamata es el principal depósito de Codelco Norte, el cual se localiza en el precordillera de la segunda Región de Chile, al Oeste del arco volcánico de la cordillera de los Andes (véase Anexo 02).

El depósito es del tipo pórfido cuprífero y está relacionado a un magmatismo intrusivo de edad Eocena – Oligocena, cuyo emplazamiento está relacionado al Sistema de Falla Domeyko que va desde Potrerillos – El Salvador hasta Quebrada Blanca – Collahuasi.

Este sistema regional de fallas de orientación Norte – Sur ha sido interpretado por diversos autores como un sistema transcurrente de intra – arco, relacionada a una tectónica originada en un periodo de subducción oblicua que habría ocurrido en el Eoceno – Oligoceno (véase Anexo 03).

2.6 Geología del Yacimiento

Chuquicamata es un depósito con dirección Nor – Noreste, con 4 kilómetros de largo, con 300 a 900 metros de ancho en dirección Este – Oeste, más angosto en el Sur, más ancho en el Norte y mineralización económica en una columna vertical.

El complejo porfídico de Chuquicamata tiene composición granodiorítica a cuarzo monzodiorítica. Este complejo ocurre como un gran dique sub vertical, limitado por importantes fallas que son, por el Oeste, la Falla Oeste, por el Este, la Falla de Deformación Este, y por el Sur, la zona de Falla Portezuelo.

En cuanto a las rocas de caja del Pórfido Chuquicamata, por el Oeste, el Pórfido Chuquicamata está truncado por la Falla Oeste, quedando en contacto con la roca estéril Granodiorita Fortuna de edad 39 – 38 Ma. Cerca de la Falla Oeste, la unidad Fortuna se ve afectada por una fuerte brecha y cizalle, con abundantes vetillas de calcita y hematita. Sus minerales máficos están generalmente cloritizados, en una alteración de baja intensidad.

Por el lado Este, en la mitad Sur del depósito, el Pórfido Chuquicamata está en contacto con la Granodiorita Elena en un límite litológicamente difuso. Esta granodiorita es estéril, aunque sus máficos, en su mayoría, están cloritizados y puede presentar contenidos menores de pirita diseminada. En el extremo Sur del depósito, este lito tipo se puede observar mayormente por escasa mineralización de especularita \pm calcopirita y de pirita en vetillas tipo “D”.

En la mitad Norte del Depósito, el Pórfido Este se encuentra en contacto intrusivo, por el Este, con metavolcanitas y metasedimentitas de la secuencia estratificada mesozoica, las cuales aparecen como lentes o jirones tectónicos fuertemente deformados y plegados, con desarrollo local con milonitas y brechas tectónicas cloritizadas.

En la Figura 5 se puede observar la geología general del distrito de Codelco Norte.

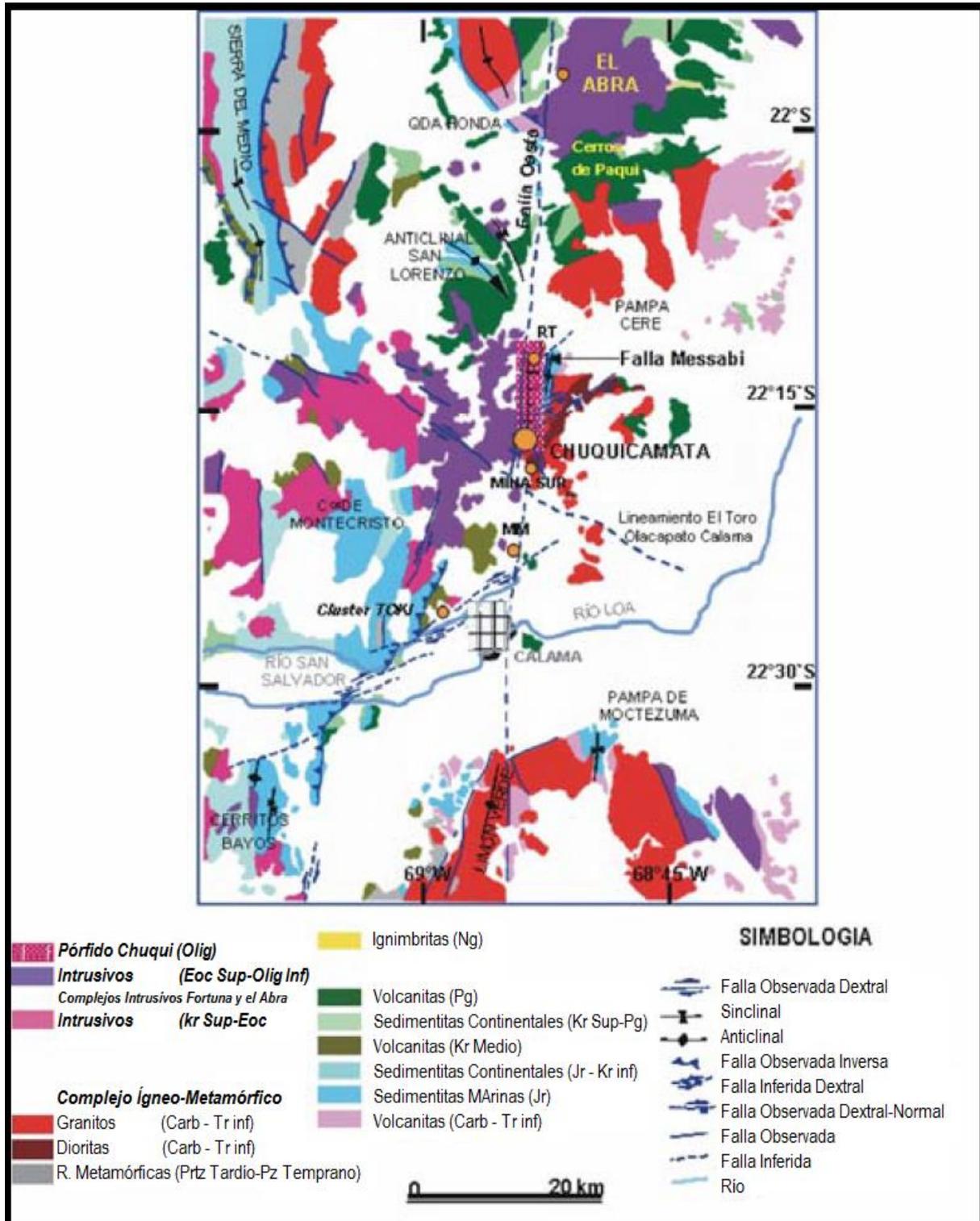


Figura 5 – Geología del distrito Codelco Norte³.

³ Vicepresidencia de Proyectos – Codelco, 2009 [4].

CAPÍTULO 3: MARCO TEÓRICO

3.1 Minado Subterráneo de gran volumen - Block Caving

El método de Block Caving (hundimiento por bloques) es utilizado para gran número de yacimientos debido a su bajo costo y alta capacidad de producción. Cuando se aplica este método adecuadamente, se obtienen bajos costos de minado por tonelada en comparación con otro método de minado subterráneo.

El Hundimiento, conocido en inglés como caving, consiste en realizar un corte basal en el cuerpo mineralizado de dimensiones suficientes para lograr el desequilibrio del macizo rocoso y provocar su colapso por efecto de la gravedad. Luego, el material desplomado es extraído en forma progresiva generando un espacio de aire, el cual permite dar los espacios necesarios para que la propagación del quiebre se de en forma ascendente, hasta conectar a superficie o hasta un nivel superior ya explotado [6].

Tanto el mineral como la roca de caja se hunden por acción de la gravedad y por acción de la redistribución del esfuerzo in-situ cuando el cuerpo mineralizado ha sido cortado de forma suficiente en su parte inferior. Una vez hundidos, ambos se comportan como un material discontinuo.

En este método, el cuerpo mineralizado completo o un bloque de mineral es completamente cortado en su parte inferior para iniciar el hundimiento (socavación). La zona a socavar es perforada y volada progresivamente desde un nivel de hundimiento, y parte del mineral volado es removido de tal manera de crear un vacío para generar el hundimiento de la roca que está por sobre este espacio.

El hundimiento se empieza a propagar hacia arriba a través del cuerpo mineralizado y la roca supra yacente, hasta que se produce la subsidencia (depresión de una parte de superficie terrestre en relación a sus áreas circundantes). El material quebrado es extraído desde un nivel de producción o extracción, el cual está construido debajo del nivel de hundimiento y está conectado a éste mediante una batea o zanja por donde el mineral hundido cae, debido a la gravedad, hasta los puntos de extracción del nivel de producción [5]

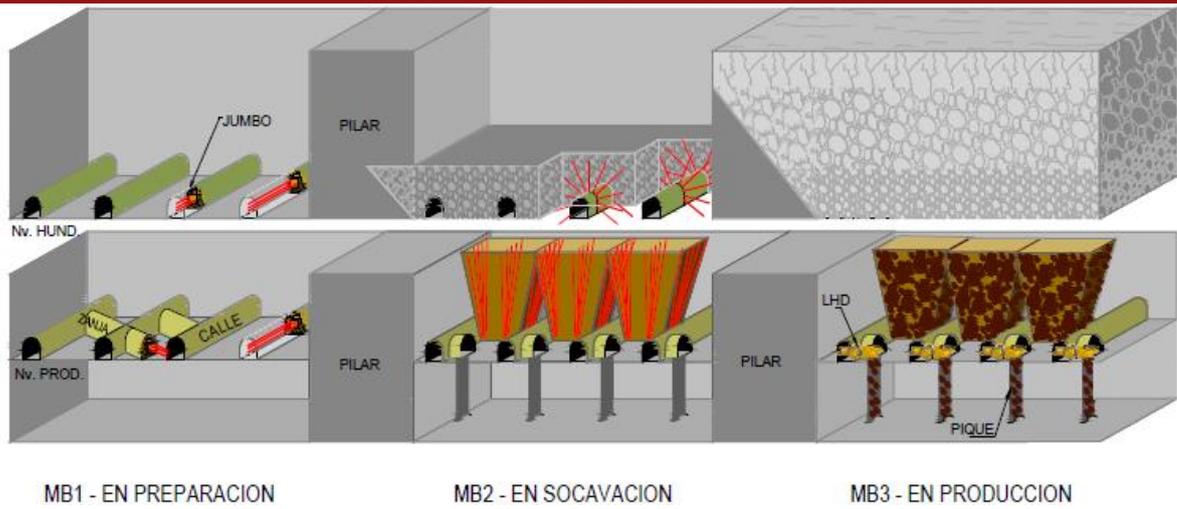


Figura 6 – Explotación en configuración de macro bloques.

En la Figura 7 que se muestra a continuación, se pueden observar las distintas obras que corresponden al nivel de producción y las dimensiones de éstas para el proyecto mina Chuquicamata subterránea.

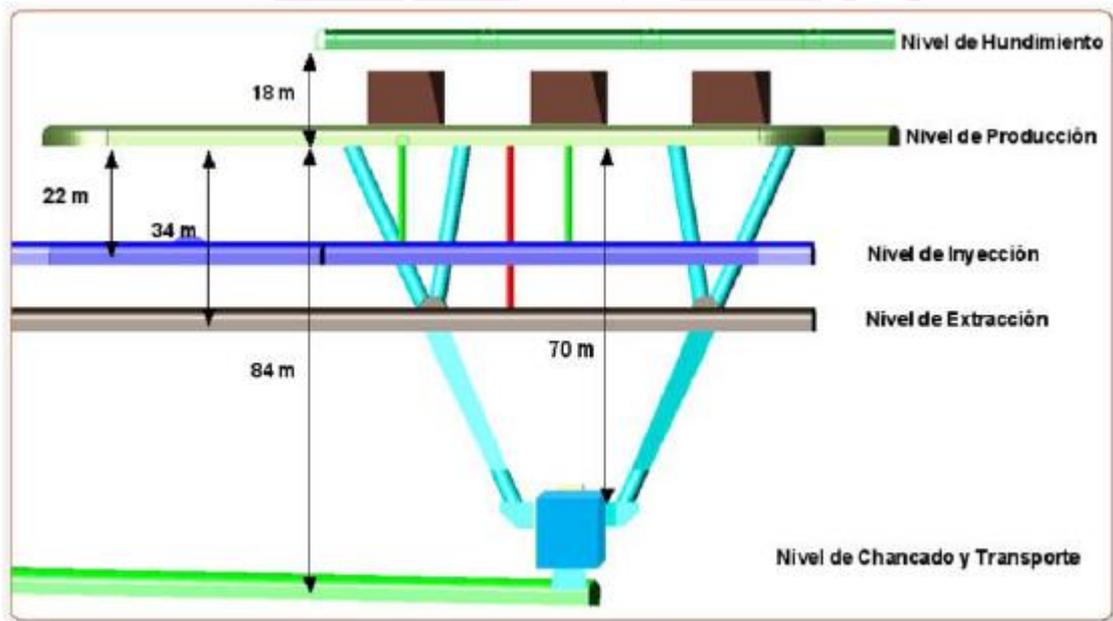


Figura 7 – Distribución de las obras que conforman un nivel de producción en el PMCHS.

Además, la Figura 8 muestra la interacción entre Open Pit Vs subterránea para el caso de Chuquicamata y a su vez se muestran las principales obras durante la etapa de desarrollo.

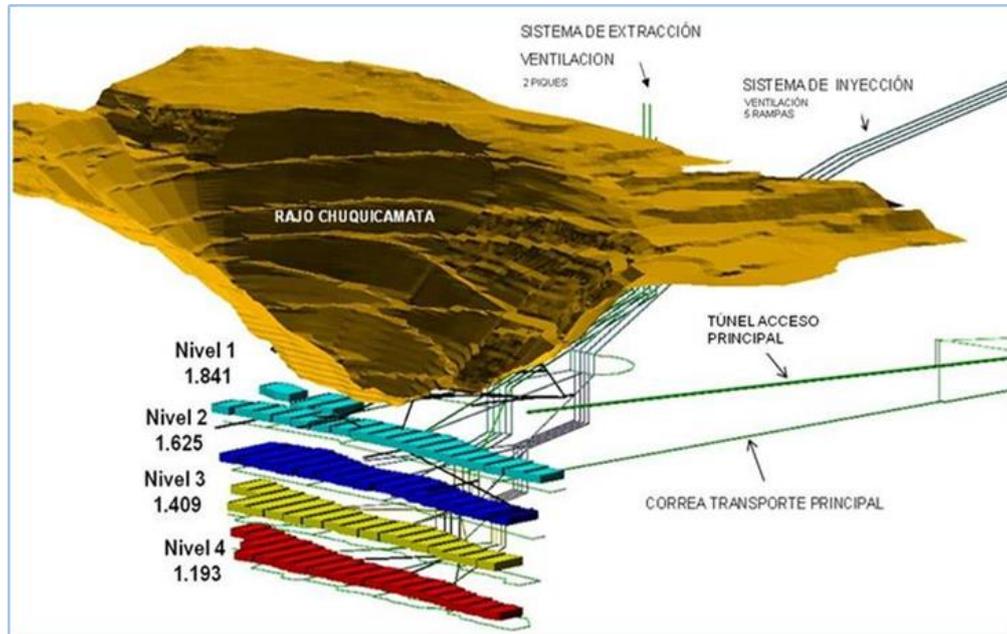


Figura 8 – Vista isométrica general mina Chuquicamata⁴.

Probablemente el método block caving será una parte fundamental de la minería del futuro, pues de acuerdo a Brown, 2007:

- Se puede explotar de manera rentable cuerpos de minerales masivos de baja ley.
- Costos de mina más bajos en comparación a otros métodos subterráneos, incluso llegando a ser comparables con minería a cielo abierto (open pit).
- Alta productividad por trabajador.
- Existen grandes oportunidades de automatización.
- Mejora continua del entendimiento en diferentes áreas técnicas y sistemas que ayudan a reducir los riesgos asociados a este tipo de minería.

3.1.1 Mecánica de Hundimiento

Según Laubscher (1994), hay dos tipos de hundimiento:

- De altos esfuerzos.
- Por subsidencia.

⁴ Vicepresidencia de Proyectos – Codelco, 2011 [3].

El tipo de Caving de altos esfuerzos ocurre en sectores vírgenes, en donde el esfuerzo en el techo, entre la zona de desplome y el fracturamiento, excede la resistencia del macizo rocoso. Es así que el hundimiento se puede detener por la formación de un arco estable. Si se incrementa el área socavada o se debilitan sus bordes, se puede volver a inducir el hundimiento.

El tipo de Caving por subsidencia se da debido a la existencia de una minería adyacente que sirve de cara libre y se puede generar una mejor propagación del hundimiento.

Según Krustulovic (1979) la mecánica de hundimiento se debe a la magnitud y a la orientación de los esfuerzos in-situ respecto al undercut y debilitamientos de contorno. Las cavidades alteran el estado de esfuerzos desconfinando las rocas y alterando sus propiedades intrínsecas, ocurriendo así aberturas de micro grietas que facilitan el desplome de los techos.

3.1.2 Explotación de roca primaria con métodos de hundimiento

Los más usados en CODELCO para minería subterránea son el Block Caving y el Panel Caving; y, la infraestructura ha sido diseñada para diferenciar las rocas primarias de las secundarias.

Las rocas mineralizadas secundarias se explotan mediante un sistema gravitacional con buitras (son como puntos de extracción por donde el operario pasa mineral), permitiendo así una baja mecanización, altas productividades y costos bajos.

La explotación de rocas mineralizadas primarias requieren de equipos LHD (Load Haul Dump) así como de automatización y de cambios relevantes en el diseño minero, para permitir el manejo del mineral de menor grado de fragmentación y alta dureza como es el caso de este tipo de roca.

A manera de ejemplo, se muestra en la Figura 9 un perfil típico de las obras de hundimiento para los niveles 1841 y 1625 del proyecto Chuquicamata.

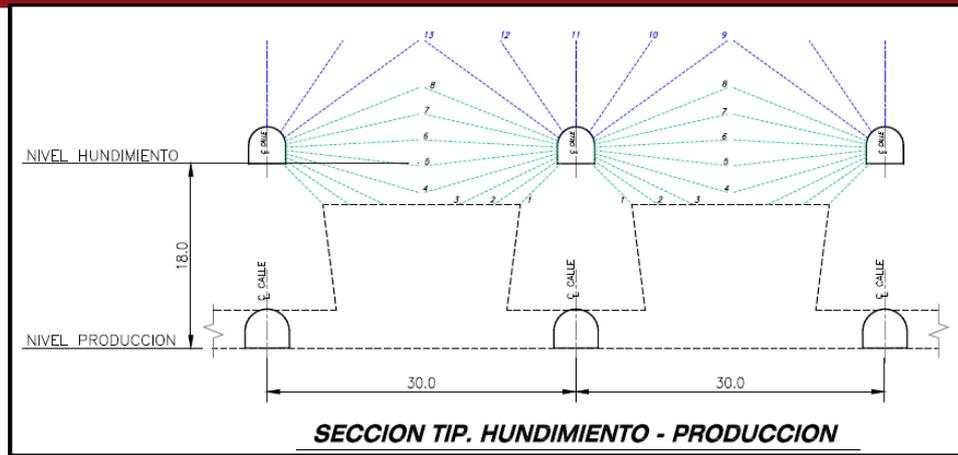


Figura 9 – Ejemplo de perfil típico de obras niveles de hundimiento 1841 y 1625⁵.

3.1.3 Diseño minero de la malla de extracción para Block Caving

Para poder entender el diseño de la malla de extracción, es necesario explicar las teorías de flujo gravitacional y de esta manera buscar una relación entre la calidad del macizo rocoso y el diámetro del elipsoide de extracción. Dicho diámetro es la base para el diseño y dimensionamiento de las mallas de extracción en el método Block Caving; y, una vez determinado se selecciona la mejor configuración de elipsoides mediante el estudio y evaluación de distintas distribuciones geométricas de elipsoides.

El diseño minero de la malla de extracción consiste en seleccionar una distribución de elipsoides y añadirle el trazado de las calles de producción y galerías de zanjás. Para definir el dimensionamiento de la malla se consideran la distancia perpendicular entre calles, la distancia entre zanjás paralela a las calles y el ángulo calle/zanja (véase Anexo 10).

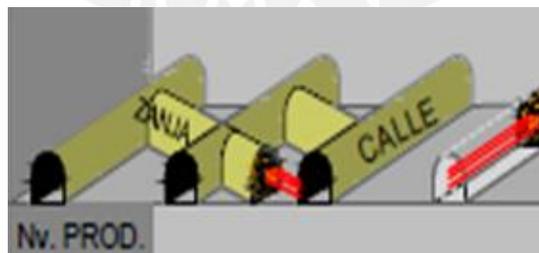


Figura 10 – Esquema Calle – Zanja.

Una vez determinado el diseño de malla de extracción se rediseña la malla tomando en cuenta la geometría del equipo LHD a utilizar. Hasta el momento el diseño es en dos dimensiones (2D) pero mediante el estudio de perfiles verticales, se incorpora la tercera dimensión (3D) a la malla de extracción.

⁵ Vicepresidencia de Proyectos, 2009 [4].

Flujo gravitacional:

Es el flujo de material fragmentado no cohesivo a través de un punto de extracción afectado por la fuerza de gravedad. Se caracteriza por el movimiento de partículas dentro de un elipsoide de revolución elongado, tal como se muestra en la Figura 11. Las partículas realizan un desplazamiento vertical y a su vez un movimiento secundario de rotación.

Entre las teorías del flujo gravitacional, se encuentran:

- Teoría de Richardson
- Teoría de Brown y Hawksley
- Teoría de Janelid y Kvapil
- Teoría de Laubscher

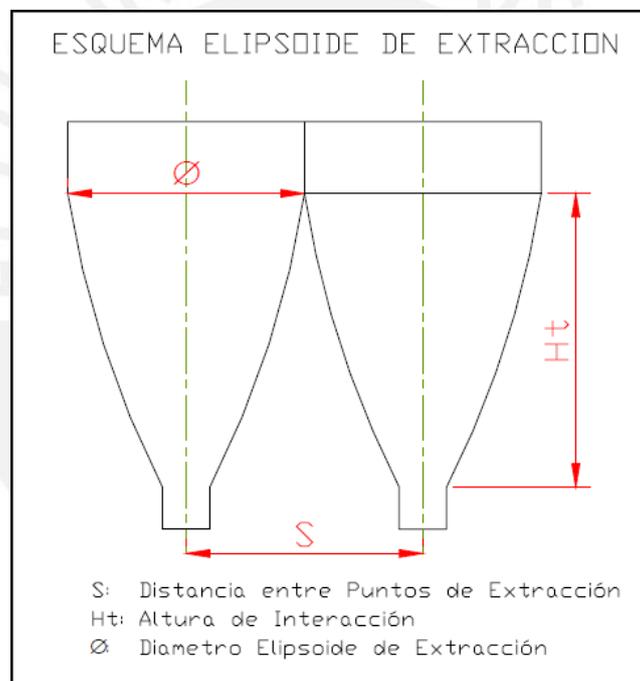


Figura 11 – Modelo de elipsoide de extracción⁶

Para determinar el espaciamiento entre puntos de extracción se puede usar el ábaco de Laubscher (Figura 12), que entrega el espaciamiento teórico máximo y mínimo entre puntos de extracción (S) y la curva de Laubscher (Figura 13) que entrega la altura de interacción (Hz).

⁶ Informe Técnico [7].

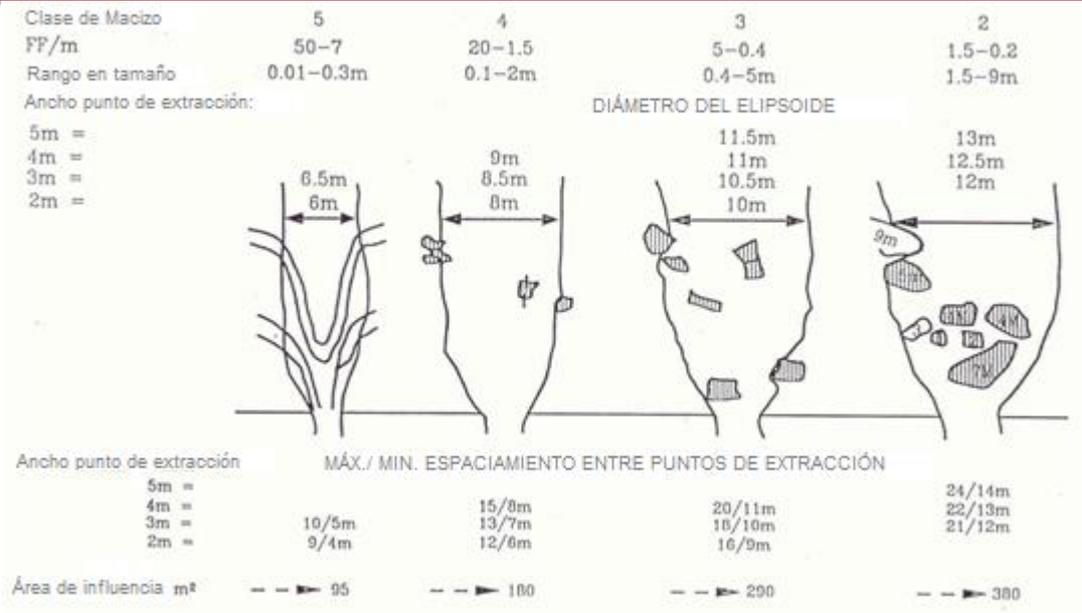
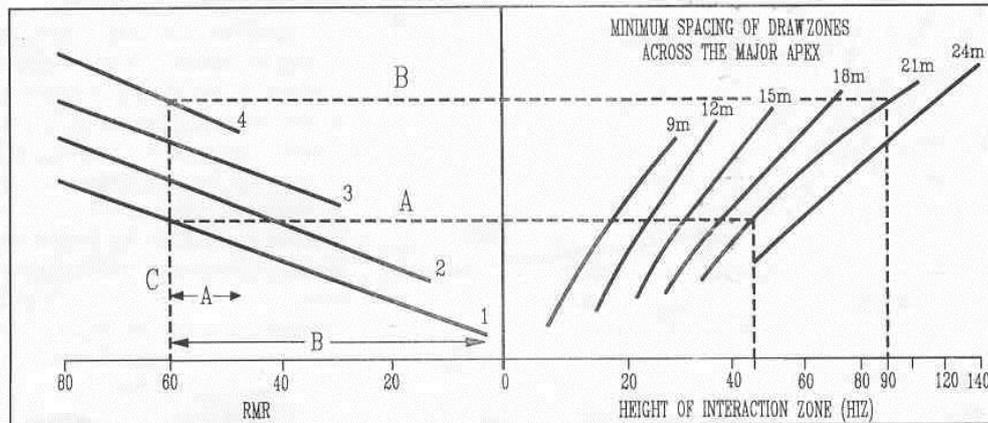


Figura 12 – Abaco de Laubscher⁷

RMR OF ALL MATERIAL IN THE POTENTIAL DRAW COLUMN TO BE USED IN CALCULATION AS FINES FLOW MUCH FURTHER THAN COARSE



RMR Range	Curves	Examples	Ratings	Range	D.Z. Spacing	H.I.Z
0 - 14	NO.1	A	50 - 60	10	21m	45m
15 - 29	NO.2					
30 - 49	No.3					
+50	No.4	B	5 - 60	55	21m	90m

VERTICAL LINE "C" LOCATED AT HIGHEST RATING OF MATERIAL IN DRAW COLUMN

Figura 13 – Modelo de Laubscher, 1994⁸

⁷ Informe Técnico [7].

⁸ Informe Técnico [7].

La altura de interacción (Hz) entregada por Laubscher equivale a la altura de extracción entregada en la curva Kvapil. Esta curva relaciona la altura de extracción HT con el diámetro del elipsoide de extracción teórico (W'), y, utilizando la ecuación (1) y (2) se puede determinar el diámetro real del elipsoide de extracción (véase Anexo 04 y Anexo 05).

$$W_t \approx W' + a - 1.8 \quad (1)$$

$$d_T \leq \frac{W_T}{2} \quad (2)$$

Donde:

W_T : Diámetro de elipsoide real.

d_T : Radio del elipsoide.

a : Ancho punto de extracción.

Distribución geométrica de elipsoides de extracción

Es el arreglo espacial en el que se ubicarán los elipsoides en el diseño minero del nivel de producción y que definen la malla de extracción. Entre las distribuciones básicas se encuentran:

- Distribución triangular tangente (véase Anexo 06).
- Distribución triangular traslapada total (véase Anexo 07).
- Distribución mixta tangente (véase Anexo 08).

Diseño de la malla de extracción

Para determinar el diseño más adecuado se deben primero detallar las labores del método de explotación. Luego, se deben analizar las distintas mallas de extracción que existen, indicando la relación con la distribución de elipsoides, y destacando características, ventajas y desventajas. Por último, se debe hacer un estudio comparativo de los tipos de mallas de extracción que podrían aplicarse en el método de explotación.

A continuación se presentarán los tipos de mallas de extracción:

- Malla cuadrada: Su diseño es una configuración cuadrangular de elipsoides de extracción y es utilizada en el método Block Caving (véase Anexo 09).
- Malla tipo Teniente: Su diseño es una configuración triangular de elipsoides de extracción y es utilizada en el método Panel y Block Caving (véase Anexo 10).
- Malla tipo Henderson: También llamada “espina de pescado”. Su diseño es una configuración mixta de elipsoides de extracción y es utilizada en el método Panel Caving (véase Anexo 11).

Luego de definir el diseño minero de la malla de extracción, se debe dimensionar la malla preestablecida, pero esta vez considerando las dimensiones de los equipos LHD. A esta etapa se le conoce como operativización de la malla. En esta etapa se determina la sección de las galerías, la distancia entre calles de producción (medida perpendicular a la calle) y la distancia entre galerías y zanjas (medida paralela a la calle).

Finalmente se procede al diseño de bateas y pilar corona tomando en cuenta criterios geomecánicos (por ejemplo: estabilidad del pilar corona efectivo) y criterios operacionales (por ejemplo: adecuado flujo de material de acuerdo a las curvas de fragmentación).

Para entender mejor estos conceptos, se definirán a continuación:

Batea: Labor geométrica semejante a una tolva, cuya función es recepcionar el material quebrado proveniente del hundimiento. Cada batea consta de dos puntos de extracción ubicados en los extremos de ella, entre calles contiguas donde los puntos de extracción se comunican con las galerías zanjas.

Pilar Corona (Crown Pillar): Porción del macizo rocoso ubicado entre el nivel de producción y el nivel de hundimiento, donde el nivel de hundimiento se ubica sobre el nivel de producción.

3.2 Planificación Minera

Es un proceso de la ingeniería de minas que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo; maximiza la renta del negocio minero activando cada una de sus fuentes: tamaño, ley de mineral contenido, calidad metalúrgica, ubicación, calidad de gestión de largo plazo y poder de mercado. A su vez define el plan minero de producción, el cual identifica el origen, la cantidad y calidad de material a beneficiar, como también las

estrategias, tiempos y recursos requeridos para la materialización de lo programado. Además, integra las restricciones impuestas por el recurso mineral, el mercado y el entorno.

La planificación minera se puede clasificar en estratégica, conceptual y operativa. La planificación conceptual generalmente se enmarca dentro de un ámbito del proyecto y consiste en el proceso de delinear los recursos existentes para conducir a la meta productiva definida como parte de la planificación estratégica. En cuanto a la planificación operativa, se define con la realización de diversas actividades de optimización de equipos y procesos que conducen a la consecución del plan minero. En este tipo de planificación se produce una retroalimentación hacia la planificación conceptual, redefiniendo algunos conceptos y alinearse con el plan minero.

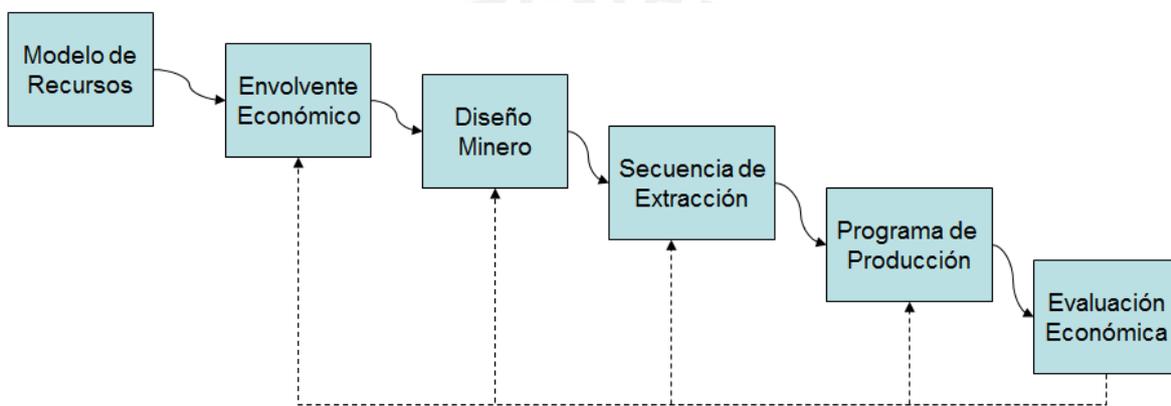


Figura 14 – Retroalimentación del sistema productivo a las funciones de planificación.

Los planes son asociados a un marco temporal de corto, mediano y largo plazo. La diferencia entre la planificación estratégica y operativa es que los planes operacionales cubren periodos cortos (planes mensuales, semanales y diarios de una organización) y los planes estratégicos cubren periodos más largos (5 años a más). Los planes estratégicos cumplen un área más amplia con menos detalle mientras que los planes operacionales tienen un alcance más estrecho y acotado.

Hoy en día, el negocio minero requiere de instrumentos que permitan mejorar las rentabilidades del mismo, y es así que la planificación estratégica ha demostrado a las compañías mineras ser una poderosa herramienta que permite entregar altos retornos en el ámbito del largo plazo. Por esta razón y por fines específicos del presente documento, a continuación se explicará en detalle la planificación estratégica, la cual está relacionada con el proyecto mina Chuquicamata subterránea.

3.2.1 Planificación estratégica

La planificación estratégica intenta lograr una ventaja sostenible a largo plazo en cada uno de sus negocios y tiene como objetivo sincronizar el mercado con los recursos disponibles y la misión de la organización.

Las cinco variables principales de la planificación estratégica son el reconocimiento constante del recurso mineral, los métodos de extracción, los ritmos de explotación, la secuencia de producción y las leyes de corte.

Este tipo de planificación es requerido para desarrollar y gestionar la preparación e implementación de un plan de vida de mina (life of mine - LOM) factible. El proceso de planificación estratégica involucra opciones prácticas y optimiza el retorno económico de la operación. Se necesita de procesos fuertes (como un proceso y calendario de planes de mina bien definido, reuniones de alineación, revisión por pares, evaluación comparativa y aprobación de los stake holders) para mantener la calidad, integridad y comunicación efectiva del plan estratégico.

Planificación de largo plazo:

Define la envolvente económica, el método de explotación, el ritmo de extracción, la secuencia de explotación y las leyes de corte. Entre sus características se encuentra que se debe incorporar proyectos con diferentes niveles de riesgo y entregar la mayor cantidad de información a los inversionistas.

3.3 Antecedentes de la faena

3.3.1 Proyecto mina Chuquicamata subterránea

El tajo Chuquicamata se ha ido extendiendo durante los últimos cien años y durante los últimos años las leyes de mineral han ido descendiendo, mientras los costos se han incrementado ya que los camiones y equipos mineros deben recorrer grandes distancias haciendo el negocio cada vez menos rentable. Es así que, debido a estudios de exploración en profundidad se ha determinado que la vida económica del tajo Chuquicamata se acabará en el año 2018, y que aún existe una considerable cantidad de recursos mineros remantes bajo los taludes finales del tajo.

Dentro del plan de negocios y estrategia de proyectos estructurales de Codelco - Chuquicamata es que se considera sostener la producción de finos de cobre durante las próximas décadas. De esta manera, dado la presencia de recursos mineros remanentes, y gracias a los estudios realizados se considera la explotación del yacimiento considerando minería subterránea, la cual genera un plan de negocios hasta aproximadamente el año 2060.

Este proyecto mina Chuquicamata subterránea se encuentra desarrollando la ingeniería básica, la cual contempla la construcción de una mina subterránea masiva en donde se extraerán cerca de 1700 millones de toneladas de mineral de leyes medias de 0.71% de Cu, 499 ppm de Mo y 460 ppm de As. Según los estudios realizados, se ha llegado a la conclusión de que la mina podría iniciar sus operaciones en el año 2019 a un ritmo de 13000 toneladas por día (tpd) incrementando su régimen a 140 ktpd. La infraestructura necesaria consiste en el desarrollo de largos piques de ventilación, túneles, rampas de acceso y transporte de mineral.

El pit final proyectado al año 2018 y el modelo de bloques con los recursos remanentes debajo de éste se puede observar en un corte transversal en la coordenada 3190 E (véase Anexo 12).

La mina Chuquicamata subterránea se explotará bajo el método de explotación de Block Caving o hundimiento de bloques donde se diseñaron unidades básicas de explotación independientes en su preparación y producción denominadas macro bloques debido a que su área varía entre los 20,000 m² y los 50,000 m². La mina se ha configurado considerando cuatro niveles de explotación, los que serán preparados y puestos en producción en forma secuencial y descendente durante la vida útil del proyecto. Éstos han sido caracterizados referencialmente por las cotas de los respectivos niveles de hundimiento que son: 1,841, 1,624, 1,409 y 1,193 m.s.n.m.

El diseño de cada macro bloque está asociado a un layout del nivel de producción tipo Teniente donde está considerada la operación con equipos LHD de 9 yd³, con un esquema de hundimiento convencional en los dos niveles de explotación superiores y con hundimiento avanzado (tipo El Teniente) en los dos más profundos.

El sistema de manejo de minerales (Figura 15) aguas abajo del nivel de producción de cada bloque, está compuesto por un arreglo de piques de traspaso-tolvas, estaciones de chancado primario de mandíbulas y correas transportadoras, configuración que busca maximizar la continuidad de operaciones y reducir la cantidad de personal en estas operaciones.

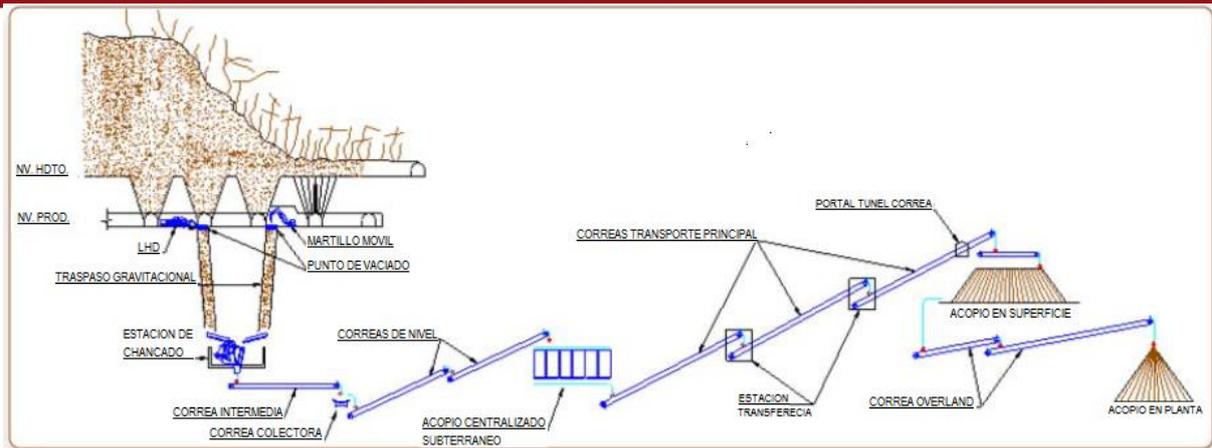


Figura 15 – Perfil esquemático del sistema de manejo de materiales⁹.

A continuación se muestra la disposición inicial de los Macro bloques en planta del Nivel 1841 (Figura 16), sus valores principales (Tabla 1) y las consideraciones geomecánicas principales (Tabla 2):

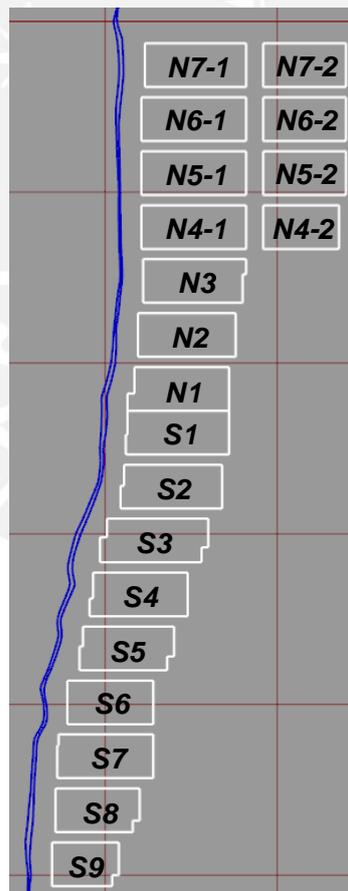


Figura 16 – Disposición macro bloques de Nivel 1841 ¹⁰.

⁹ Vicepresidencia de Proyectos – Codelco, 2009 [4].

¹⁰ Tesis Universidad de Chile [8].

Sector	Nivel 1841 m.s.n.m.	
	Malla	LHD
Norte	16x17	9 yd ³
Centro	16x15	
Sur		

Tabla 1 – Mallas de extracción del nivel 1841.

Ítem	Unidad	Valor
Macro bloques requeridos para iniciar el caving en cada nivel	MacroBloque	2
Largo de los Macro Bloques	m	100 - 350
Ancho del Pilar en la dirección Este – Oeste	m	30
Ancho del Pilar en la dirección Norte – Sur	m	50
Ancho del Pilar Oeste	m	60
Ancho Pilar entre Macro Bloques Iniciales	m	Sin pilar
Suavización (escalón) de los Macro Bloques	m	≤ 40

Tabla 2 – Consideraciones geomecánicas principales.

A continuación se enumeran los seis subniveles en orden descendente que contemplan el diseño de cada macro bloque:

- Nivel de hundimiento.
- Nivel de producción.
- Subnivel de inyección de aire.
- Subnivel de extracción de aire.
- Nivel de chancado.
- Nivel de transporte intermedio.

3.3.2 Pilar Oeste

Según la mecánica de rocas, un pilar es la roca in-situ entre dos o más excavaciones subterráneas (Coates 1981). Tanto la naturaleza del yacimiento, el método minero aplicado como el propósito para el cual fueron diseñados los pilares, pueden variar su geometría en simples o complejas.

El pilar oeste es una franja larga de roca maciza limitada al oeste por la falla oeste y al este por el límite de la explotación del nivel de producción. Se sabe que al oeste de la falla sólo existe material estéril que podría incorporarse al hundimiento de macro bloques como diluyente en caso que no exista una estructura como barrera. Las dimensiones promedio del pilar son de 2,480 m de largo, un ancho de 60 m y una altura que varía desde los 350 a los 680 m en las zonas centro y norte-sur respectivamente. Cabe resaltar que a lo largo del pilar existen leyes altas de Cu y Mo, siendo estas aún mayores en las zonas centro y sur.

En cuanto a la falla oeste, ésta tiene una potencia que varía desde los 7 a 10 m, con rumbo general de NS – NNE y dip de 75 – 80° hacia el este. Esta falla podría hacer que la mineralización se ponga en contacto con la Granodiorita Fortuna que no posee minerales de interés económico.

Casi la totalidad del pilar oeste se encuentra bajo el dominio geotécnico Americana el cual subdivide en los sectores Norte, Central y Sur [8] (véase Anexo 13).

3.4 Aspectos económicos

3.4.1 Precio del cobre

En el mercado de los metales y productos primarios se presentan fuertes oscilaciones y tendencias persistentes, pero en particular sucede con el cobre. Además, existen otras variables de mercado que presentan un comportamiento irregular con tendencias persistentes a través de periodos de tiempo. Esto, debido a los costos de producción del cobre, que determinan la estructura de la oferta de largo plazo; y, por otro lado, está el crecimiento del consumo, que ha sido altamente volátil año a año y ha presentado niveles de crecimiento desiguales en distintos periodos [9].

A continuación se presentarán los principales precios y parámetros económicos de acuerdo a los antecedentes económicos y comerciales para la planificación 2014 del proyecto mina Chuquicamata subterránea [10].

	2013	2014
IPC Chile	110,1	113,4
IPM EEUU	205,4	209,5

Tabla 3 – Índices de moneda.

Tipo de cambio, \$/US\$	2013	2014	2015	2016	2017	2018	Largo Plazo
Nivel Inferior (Nivel Superior Precio del Cobre)	477	478	473	495	496	496	496
Nivel Medio (Nivel Medio Precio del Cobre)	483	497	506	508	510	511	510
Nivel Superior (Nivel Inferior Precio del Cobre)	489	515	537	521	523	523	522

Tabla 4 – Proyecciones de tipo de cambio real expresados en moneda 2014.

Cobre, c/lb	2013	2014	2015	2016	2017	2018	Largo Plazo
Nivel Superior	356	351	355	350	345	345	344
Nivel Medio	345	320	305	295	290	290	290
Nivel Inferior	334	290	258	244	239	239	240

Tabla 5 – Precios del cobre expresados en moneda 2014.

	2013	2014	2015	2016	2017	2018	Largo Plazo
Molibdeno, US\$/kg	26	26	23	25	25	25	31
TC, US\$/tms	70	80	90	100	120	125	130
RC, c/lb	7,0	8,0	9,0	10,0	12,0	12,5	13,0
Ácido Mejillones, US\$/tm	90	90	90	90	85	85	74
Premio Cátodo Grado A ER, US\$/tm	90	88	85	85	90	90	99

Tabla 6 – Precios expresados en moneda 2014.

	2013	2014	2015	2016	2017	Largo Plazo
Oro, US\$/ozt	1.628	1.608	1.466	1.359	1.251	1.157
Plata, US\$/ozt	29,6	28,8	26,0	24,1	22,3	19,6

Tabla 7 – Precios del oro y plata expresados en moneda 2014

3.4.2 Flujo de caja y VAN

Lo que buscan las compañías es aumentar su valor en el tiempo y esto se puede lograr gracias a un adecuado uso de sus recursos físicos, humanos y capitales que dispone la compañía, además del desarrollo y crecimiento que se pueda lograr a través de la identificación y evaluación de nuevas oportunidades de negocio.

Las oportunidades de negocio requieren a su vez, nuevos capitales y recursos que conforman el monto de la inversión. Como no hay certeza en el futuro y el capital es un recurso escaso, el inversionista requiere de metodologías para el estudio de esta oportunidad de negocio y posterior evaluación para determinar, basado en las estimaciones de estudio, si conviene o no invertir su capital.

A continuación se definirán los conceptos de Flujo de caja y VAN:

Flujo de caja económico: Es un estado de cuenta que muestra los ingresos y salidas de efectivo estimados y relacionados al desarrollo del proyecto en su horizonte o vida (cantidad de años que se estima que el proyecto tiene capacidad para generar renta).

Durante la elaboración del flujo de caja económico se asume un escenario como si la inversión del proyecto estuviese íntegramente financiada por el dueño del proyecto, es decir el total por aporte propio. El detalle de cuentas de un flujo de caja es el siguiente:

- Inversión, que incluyen activos fijos, activos intangibles, capital de trabajo y sus cambios a lo largo de la vida del proyecto.
- Ingresos Operativos, que también incluyen gastos de administración y gastos de ventas.
- Impuestos y efectos impositivos.

VAN (Ec. 3): Es el Valor Actual Neto en el tiempo igual a 0 de los ingresos y costos que genera un proyecto durante su vida útil, descontados con una tasa de interés que es el costo de oportunidad del inversionista, el cual indica la rentabilidad de la mejor alternativa disponible y de similar riesgo al proyecto que se está evaluando [11].

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{S_t}{(1+i)^t} \quad (3)$$

Donde:

I_0 : Inversión inicial.

S_t : Beneficios Netos en cada año "t" = $\text{Ingresos}_t - \text{Costos}_t$ estimados del proyecto.

i : Tasa mínima atractiva de retorno (TMAR).

n : Cantidad de años o vida del proyecto.

3.4.3 CAPEX

CAPEX (Ec. 4), que significa Capital Expenditures, se compone básicamente de las inversiones iniciales, que son las que permiten la construcción y adquisición de todo lo necesario para la puesta en marcha de la operación y de las inversiones diferidas o sustaining capital que son las que permiten por ejemplo, aumentar la capacidad o reemplazar equipos que han cumplido con su vida útil [8].

La estimación de costos de capital asociados al proyecto, se desglosan en áreas y disciplinas que se entregan de acuerdo a:

- Costos directos, que se dividen en adquisición y construcción.
- Costos indirectos, incluyen la supervisión y administración del contratista, instalación de faena, movilización, desmovilización, gastos generales y utilidades
- Contingencias.

$$CAPEX = Inv. Inicial + Inv. Diferidas \quad (4)$$

3.4.4 OPEX

OPEX, que significa Operational Expenditures, hace referencia al costo operacional que es necesario cubrir para mantener la producción comprometida en el plan, en función del área a incorporar en metros cuadrados [8].

Los costos de operación mina corresponden a los costos directos e indirectos, incluyendo todos los gastos correspondientes a la preparación minera, extracción, chancado primario interior mina, trasposos y sistema de transporte.

ÍTEM	Unidad	Ing. Básica
Precio Productos		
Cobre	cUS\$/lb	250
Molibdeno	US\$/kg	30
Capex		
Nivel 1841	US\$/ton	6.2
Niveles Inferiores	US\$/ton	4.9
Opex		
Extracción Mina	US\$/ton	4.9
Planta Concentradora	US\$/ton	7.9
TC	US\$/ton _{conc}	196
RC	cUS\$/lb	15
Preparación	US\$/m ²	1,396

Tabla 8 – Tabla resumen de los parámetros económicos considerados.

CAPÍTULO 4: CRITERIOS DEL PLAN DE PRODUCCIÓN DE LA INGENIERÍA BÁSICA

En el presente capítulo se darán a conocer los criterios económicos y técnicos necesarios para la elaboración del plan de producción de la ingeniería básica del proyecto mina Chuquicamata subterránea.

4.1 Modelo de bloques

El modelo de bloques utilizado para la ingeniería básica es de $10 \times 10 \times 9$ [m³]. En la Figura 17 se muestra las leyes correspondientes al modelo de bloques en las elevaciones 1841, 1625, 1409 y 1193 m.s.n.m. respectivamente.

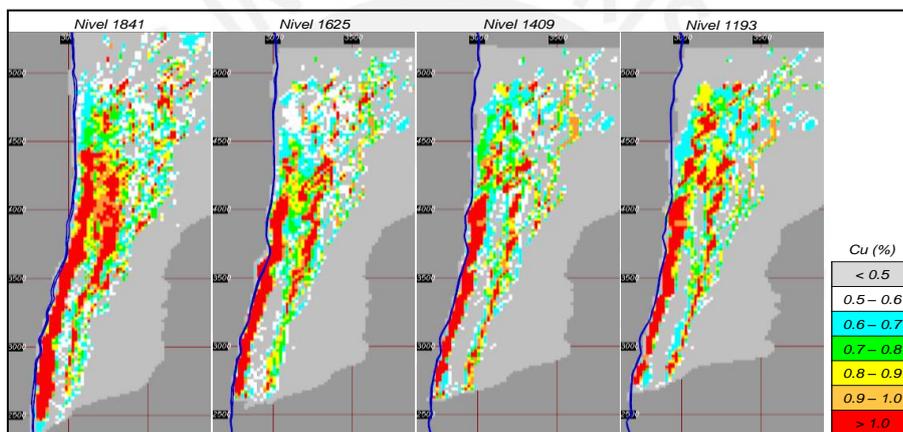


Figura 17 – Modelo de Bloques de la Ingeniería Básica.¹¹

4.2 Topografía

A continuación, la topografía 2011 correspondiente al pit final del tajo Chuquicamata al año 2019. La siguiente Figura 18 muestra un corte del modelo de bloques in situ que abarca desde la cota 1193 hasta la topografía del Pit Final.

¹¹ Vicepresidencia de Proyectos, 2011 [12].

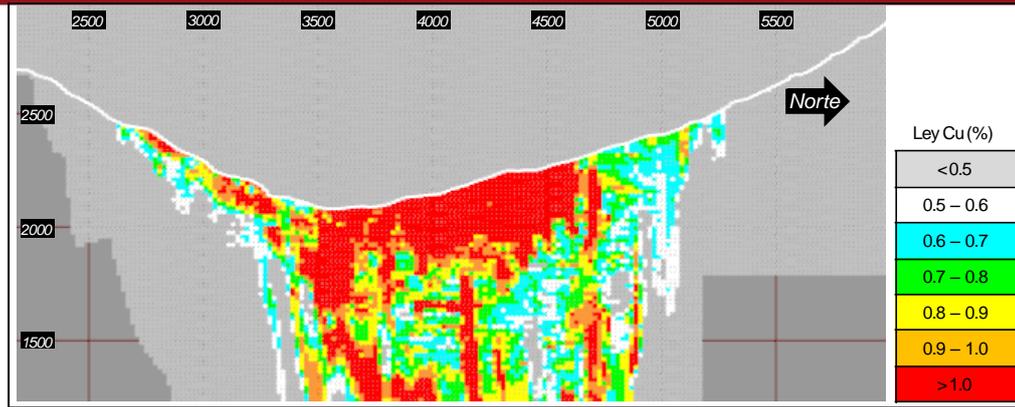


Figura 18 – Corte Este 3190. Topografía PND2011.

4.3 Material quebrado

Se considera el modelo del material quebrado que se toma en cuenta para el primer nivel (1841), el tonelaje y leyes del material que se desprende de las paredes del tajo al comenzar la extracción. Para estimar este material se cubica (ver Tabla 9) la proyección desde el nivel de hundimiento hacia la superficie del ángulo de quiebre (este último dato es entregado por el área de Geomecánica), formado por la subsidencia generada por la explotación y descontando la proyección vertical del footprint.

Sector	Ley Cu %	Ley Mo ppm	Ley As ppm	Total tonelaje (ton)
Norte	0.296	5	30	4,127,713
Este	0.364	20	153	10,343,937
Oeste	0.059	12	19	8,652,952
Sur	0.270	15	155	20,455,134

Tabla 9 – Cubicaciones de los distintos sectores del material que escurriría del tajo Chuquicamata.

La misma sectorización observada en la Tabla 9 sirvió para indicar el material quebrado de los macro bloques del Nivel 1841:

- Los macro bloques N1 y S1 tienen una sobrecarga con leyes del sector Este y Oeste.
- Los macro bloques del Norte tienen material quebrado con leyes del sector Norte.
- Los macro bloques del Sur tienen material quebrado con leyes del sector Sur.

Para los niveles inferiores se considera el material remanente de la extracción del nivel superior como material quebrado y se estima de la siguiente manera:

- Mediante el modelo de Laubscher se procede a diluir las columnas de extracción y de esta manera obtener sus alturas económicas.
- Luego, se determinan los bloques que no serán extraídos y que descenderán posterior a la extracción pasando a ser la sobrecarga del nivel inferior.
- Se vuelve a diluir y se repite el proceso anterior para los siguientes niveles.

4.4 Niveles de hundimiento

Se consideran cuatro niveles de hundimiento con las elevaciones que cubren la totalidad del modelo de recursos. Las elevaciones de los pisos de hundimiento son:

- 1841 m.s.n.m.
- 1625 m.s.n.m.
- 1409 m.s.n.m.
- 1193 m.s.n.m.

4.5 Parámetros económicos

Se establecieron rangos de variación para los distintos parámetros económicos relevantes (a razón de una definición de reservas extraíbles más estable frente a variaciones de precios y cargos de tratamiento).

La metodología consiste en establecer distribuciones de probabilidad para los valores de precio de venta de productos y subproductos, para los costos de los procesos y tratamientos metalúrgicos; y, para las inversiones asociadas, las cuales definen el beneficio de cada bloque. Cabe decir que la distribución de probabilidad utilizada corresponde a una distribución trapezoidal.

Los valores económicos para la definición de reservas para la ingeniería básica del proyecto mina Chuquicamata subterránea se presentan en el documento de “Orientaciones Comerciales”; y para la estimación del CAPEX y OPEX se utilizó la evaluación económica del proyecto. Para mayor información, revisar el Capítulo 3.4 correspondiente a Aspectos Económicos y el resumen de los principales valores económicos utilizados en la ingeniería básica se puede revisar en la Tabla 8.

4.6 Algoritmo de dilución

Se utiliza el modelo de mezcla propuesto por D. Laubscher, que permite determinar de manera sencilla la composición real de cada bloque a extraer en la columna. En otras palabras, construir un modelo de bloques diluido (mezclado). Para mayor detalle, revisar el Capítulo 3 correspondiente al Marco Teórico.

4.7 Límite de explotación

Se delimita la parte que optimiza la rentabilidad económica y la factibilidad técnica de ser explotada en conjunto. Esto se realiza a partir del modelo de bloques, las características del material quebrado, los pisos de hundimiento, la topografía final del tajo abierto, los parámetros de dilución, los parámetros económicos y las consideraciones geomecánicas.

Integración de reservas y alturas extraíbles

Este proceso permite determinar las alturas económicas extraíbles de las columnas. Se utiliza el algoritmo de beneficio marginal, donde los límites de la extracción en altura están dados por aquellos volúmenes de columna mineralizada que entregan el máximo beneficio económico en la columna. A continuación la Tabla 10 muestra la cubicación resultado de la integración de reservas para el nivel 2, 3 y 4.

Macro Bloques	Reservas (kton)	Cu (%)	Mo (ppm)	As (ppm)	Altura (m)	Área (m ²)
Nivel 2	448,011	0.67	496	449	266	632,650
Nivel 3	431,414	0.61	484	456	248	667,520
Nivel 4	397,070	0.64	444	495	249	601,540

Tabla 10 – Cubicación resultado de integración de reservas niveles 2, 3 y 4, y altura extraíble promedio en cada nivel.

Footprint

Corresponde al trazado en planta o dibujo de la envolvente horizontal, en la cual se pretende encerrar los beneficios máximos considerando una cantidad significativa de variables. Para este trazado se toma en cuenta los porcentajes de confiabilidad (probabilidad de que una columna de mineral tenga beneficio económico positivo) de cada uno de los niveles de explotación. Estos porcentajes responden al modelo de bloques, la topografía final del tajo abierto, características del material quebrado, parámetros de dilución y parámetros económicos. Las siguientes son las principales consideraciones a tomar en cuenta para el trazado del Footprint:

- Diseño minero: Una vez conocidas las mallas de extracción y las orientaciones de las calles es que se puede empezar a trazar el footprint.
- Geomecánico: Las principales consideraciones geomecánicas para realizar el footprint de la ingeniería básica se encuentran detalladas en la Tabla 2.
- Trazado: Se deben definir los porcentajes de confiabilidad que para la ingeniería básica son las siguientes: 90% de certeza para el nivel 1841, 60% para el nivel 1625 y 50% para el nivel 1409 y 1193. (Véase Anexo 14).

Una vez definidos los porcentajes de confiabilidad se dibuja el contorno de explotación tomando en consideración las dimensiones de las mallas de extracción (Tabla 1) y las consideraciones geomecánicas (Tabla 2).

4.8 Planificación minera

Este criterio estará enfocado en el marco de planificación minera de largo plazo considerada en la ingeniería básica.

4.8.1 Capacidad de producción

Una vez que se define la envolvente y alturas extraíbles se estima el ritmo productivo en régimen del sector en donde existe una capacidad finita de incorporación de área, la cual está relacionada con la velocidad de desarrollo, fortificación, construcciones, perforación y voladura de hundimiento. En la Figura 19 se muestra la curva de la capacidad de producción sostenible considerada en la ingeniería básica.

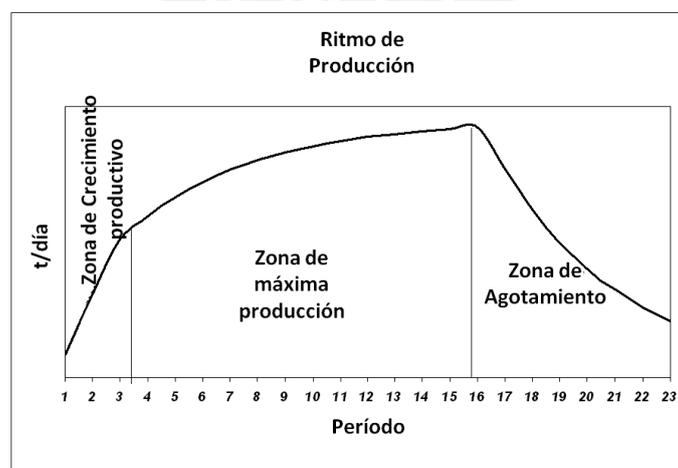


Figura 19 – Curva tipo análisis ritmo productivo

La curva de crecimiento de la producción (Figura 19) se elabora tomando en cuenta la altura extraíble media del sector, tonelaje total y el área total del mismo. En la curva se observa que la primera zona corresponde al crecimiento productivo o ramp up, la segunda es la zona de régimen y la tercera zona de agotamiento de reservas significa que no existe nueva incorporación de área.

4.8.2 Definición de secuencia

Se define la macro secuencia, es decir, cómo irán ingresando cada uno de los bloques a producción, considerados en la envolvente económica. Se toma en cuenta parámetros económicos y técnicos (restricciones geomecánicas, presencia de estructuras mayores, etc.). Los resultados producto de la integración de reservas se pueden ver en la Tabla 10.

Como parte de la definición de la secuencia de explotación es necesario incorporar:

- Orientación del frente respecto de la infraestructura.
- Ancho del footprint.
- Secuencia de entrada de bloques.
- Restricciones geomecánicas.
- Patrones estructurales.

4.8.3 Incorporación de macro bloques

Esta incorporación de área en producción se refiere a la velocidad (cantidad de tonelaje extraído durante un día, por cada metro cuadrado del área activa) o tasa de socavación. Tomando en cuenta un área de socavación menor a 1,000 m² aproximadamente y una incorporación de área de forma regular para evitar cambios importantes entre un mes y otro, es que se considera una capacidad máxima de socavación por año de 81,000 m².

Una tasa de socavación baja (menor a 1,000 m² aproximadamente), aumenta el tiempo de exposición de las frentes de hundimiento y nivel de producción a la zona de abutment stress, pudiendo generar un deterioro en las viseras del frente, pérdida de tiros y/o activación de estructuras [13].

En la ingeniería básica se propone retrasar la incorporación del segundo macro bloque experimental (ver Figura 20) al año 2020, con la finalidad de que nuevas tecnologías se puedan desarrollar y además poder suavizar el peak de requerimiento de socavación del primer año de producción que superaba los 120,000 m². En cuanto al inicio de explotación, ésta se da con dos macro bloques en el centro del nivel 1841, los cuales tienen alta ley y controlan la propagación del caving hasta conectarse al tajo Chuquicamata.

A continuación se muestra en la Figura 20 el periodo de ingreso de los macro bloques iniciales como experimentales, donde 1 se refiere al periodo 2019, 2, al 2020 y así sucesivamente.

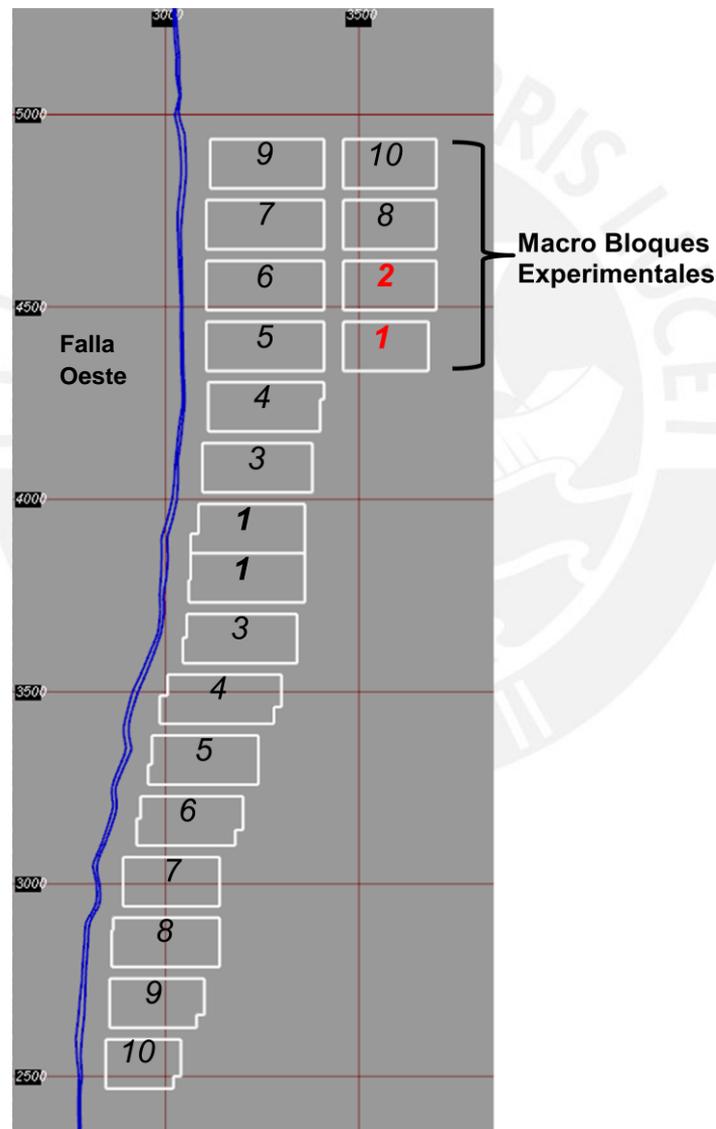


Figura 20 – Macro bloques inicio de explotación y experimentales

4.8.4 Razón de propagación del hundimiento

Se llama así a la relación entre la altura de columna de roca extraída versus la altura de columna quebrada y/o afectada (Figura 21). Para determinar esta razón se requiere una correcta interpretación de instrumentos geotécnicos instalados en las áreas de producción.

Según la información de “Chuquicamata Underground Project 2009 Geotechnical Update” (ITASCA, 2009), el avance de la zona fracturada del hundimiento del nivel 1841 se propagará o crecerá a una razón aproximada de 1:5 (es decir, al 20% de extracción se considera toda la columna quebrada).

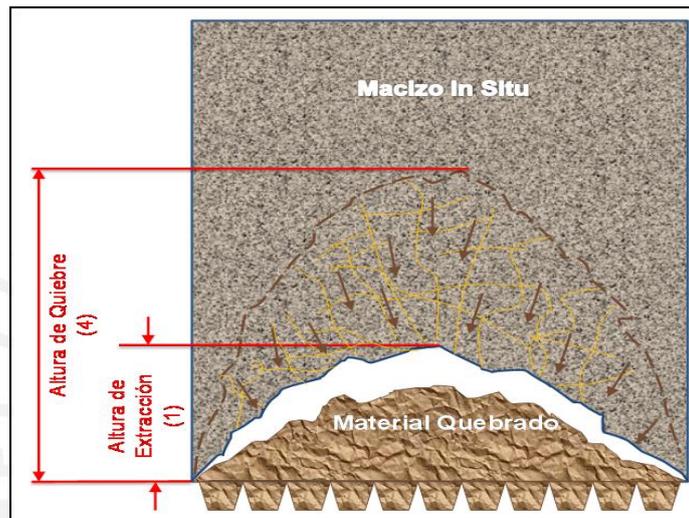


Figura 21 - Ilustración de la razón de propagación del caving.

En la ingeniería básica se mantiene el criterio de que la incorporación de los macro bloques adyacentes a los iniciales (macro bloques centrales del nivel 1841) se dará una vez generado el quiebre del macizo de roca in situ de los dos macro bloques iniciales. Lo anterior permite incorporar los macro bloques adyacentes a los centrales a partir del tercer año de explotación.

4.8.5 Plan de producción

Para generar este plan, se cuenta con:

- Envolvente de explotación.
- Alturas extraíbles por columna.
- Secuencia de extracción de columna.
- Capacidad de preparación.

Por otro lado, se establecen las condiciones según las experiencias prácticas. Por ejemplo, se indica que las velocidades de extracción aumentan a medida que el tiraje se encuentra a una mayor altura de columna, condición que en general se atribuye a la conminución a causa del flujo y trayecto del material a través de la columna

Cuando se realiza un plan de largo plazo con periodos anuales, la curva de velocidad de extracción incluye factores de disponibilidad y utilización del área activa, evitando una problemática operacional. En caso contrario, en una planificación de punto a punto en periodos diarios, semanales o mensuales, es necesario trabajar columna a columna a nivel de puntos de extracción utilizando otras condiciones de borde que definan dichas disponibilidades o utilidades de área (planes de reparación de infraestructura minera, voladuras de hundimiento, etc.).

En el proyecto mina Chuquicamata subterránea las velocidades de extracción no deben superar la capacidad del chancador que es de $1 \text{ ton/m}^2\text{-día}$. Debido a que el proyecto obliga a mantener más de un nivel de explotación simultáneo con la finalidad de cumplir con el ritmo de producción definido, es que surge otra restricción en la definición del plan de producción: la relación con la subsidencia entre niveles.

La condición se refiere a que la última columna activa de un sector del nivel superior, debe necesariamente agotarse antes que se incorpore una columna nueva en el nivel inmediatamente inferior con una sombra mínima equivalente a un ángulo de subsidencia, más la holgura de planificación (H_0) tal como se observa en la Figura 22, condición que implica un ajuste horizontal de las envolventes. El ángulo de subsidencia es de 50° entre niveles y holgura de un macro bloque.

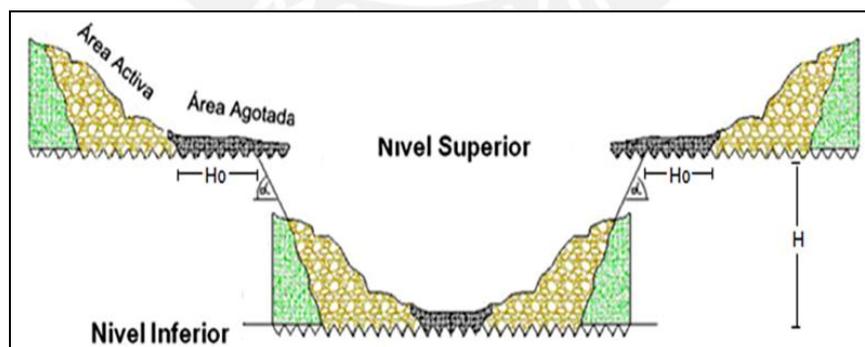


Figura 22 – Restricción de subsidencia entre niveles.

Para el tonelaje considerado en la etapa de desarrollo de obras tempranas se realiza un plan de preparación detallado para el primer nivel de explotación. Estas marinas (material producto de preparación y desarrollo) son incorporadas en el plan de producción y comienzan el año 2013.

CAPÍTULO 5: PLAN DE PRODUCCIÓN

De manera de cumplir con los requerimientos de la empresa con respecto al presente trabajo de tesis es que se toma como input los datos correspondientes al plan de producción de la ingeniería básica, en donde algunos detalles se encuentran en el Capítulo 4: Criterios del plan de producción de la Ingeniería Básica. A continuación, se resume el desarrollo, los pasos a seguir y los resultados para la elaboración del plan de producción alternativo propuesto, utilizando el software minero Gemcom – PCBC.

Gemcom - PCBC es un sistema diseñado específicamente para planificar explotaciones con el método de hundimiento por bloques. Ejecuta tareas que van desde estudios de factibilidad hasta el control de extracción diario. Entre sus características generales se encuentran:

- Absoluta integración con el sistema Gemcom GEMS.
- Inclinación y orientación de conos de extracción variables para cada punto de extracción.
- Permite construir archivos de columnas a partir de modelos de bloques regulares, parciales y/o mediante el uso de múltiples superficies a fin de controlar fácilmente el material quebrado en niveles superiores.
- Incluye varios algoritmos de mezcla (pre-mezcla vertical, mezcla secuencial y probabilístico).
- Permite realizar cálculos de reservas y delimitación del área de extracción, a través de cálculos de alturas económicas extraíbles de forma rápida, flexible y efectiva.
- Considera los componentes que influyen en la planificación de hundimiento por bloques tales como: secuencia de apertura de puntos de extracción, tasa de apertura de nuevos puntos de extracción, curvas de velocidades de extracción, metas de producción y ley de corte variables por periodo, múltiples métodos de planificación, sólida interfaz entre PCBC y Microsoft Excel.

5.1 Caso alternativo

Debido a las leyes encontradas en el nivel 1 (1841), es que se propone la incorporación de reservas al plan productivo de este nivel, tanto en el rib pillar como en el sector Este de la zona central.

En la Figura 23, en el lado derecho se observan los macro bloques actuales correspondientes al nivel 1841 proyectados con el tajo abierto Chuquicamata, y en lado izquierdo se realiza un zoom de esta proyección indicando las zonas Norte, Centro y Sur y la incorporación de reservas de color verde.

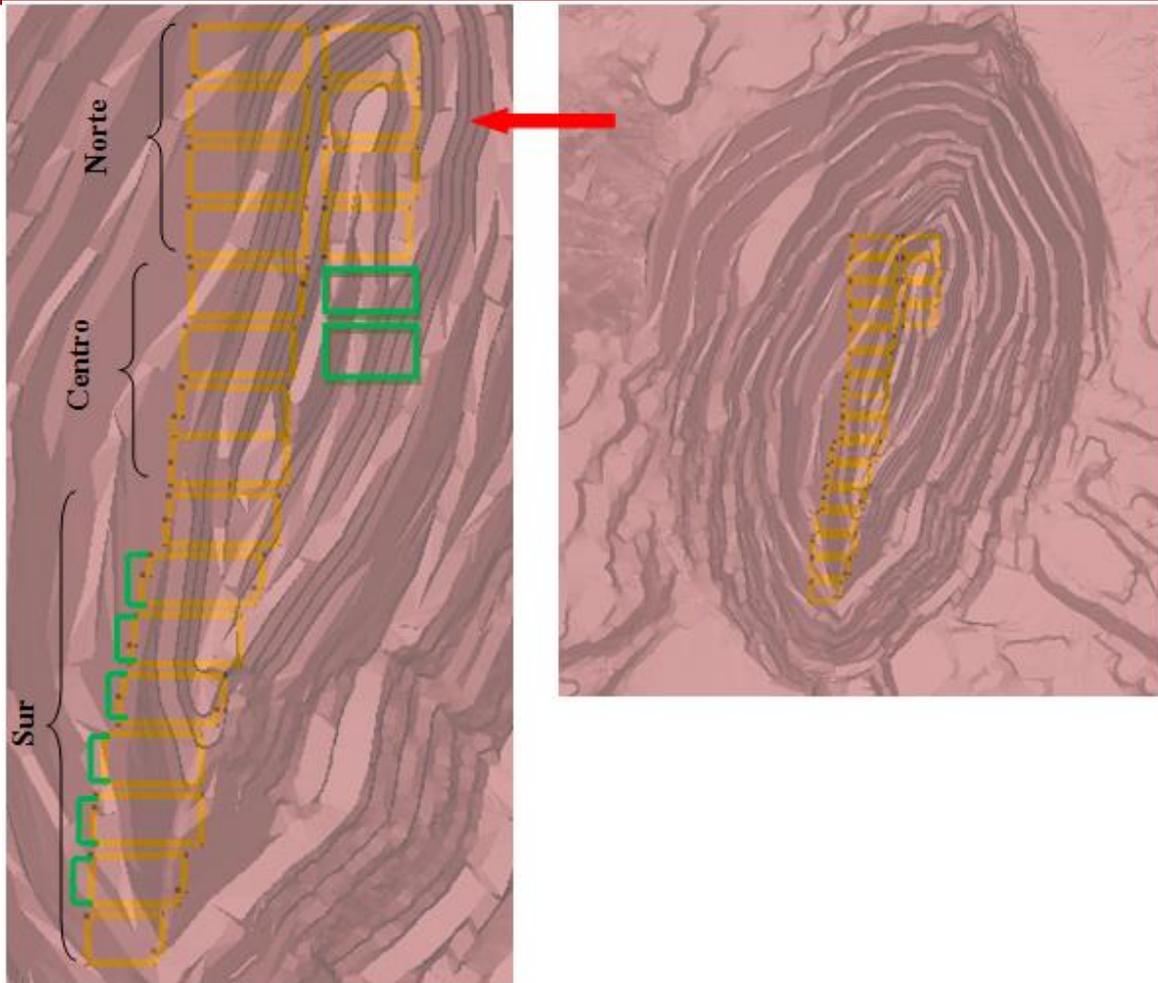


Figura 23 – Incorporación de macro bloques en el Nivel 1841.

Para poder trabajar con la herramienta PCBC de Gemcom, primero se deben definir los códigos de rocas, los cuales se importan desde el proyecto origen. La Tabla 11 muestra el detalle de la información tomada como input para el formato de los códigos de rocas empleados.

	Densidad in situ	Block rock code	Tipo de roca	Porcentaje de finos
Lastre	2.502	3	dilución	0.3
Óxido	2.511	1	mineral	0.3
Quebrado	2.160	4	dilución	0.9
Sulfuro	2.600	2	mineral	0.3

Tabla 11 – Detalle de los código de rocas.

Luego, se agregan nombres de leyes tanto para Lastre, Óxido, Quebrado y Sulfuro; el sistema genera variables binarias 0 y 1, y después determina las fracciones de acuerdo a la mezcla de los distintos materiales.

En cuanto al modelo de bloques, el proyecto ya tiene definido los porcentajes de finos para cada nivel, el cual varía desde 0.3 a 0.9 dependiendo del nivel de profundización además cuenta con las variables asociadas a los “grade elements” que se van a planificar.

Una vez que se crea la Workspace para el método de minado Block Caving, es que se puede empezar a trabajar con la herramienta PCBC. El workspace se refiere a la base de datos para almacenar los puntos de extracción, polilíneas si fueran necesarias, superficies, sondajes, bucket data, bucket string y área de trabajo.

En cuanto a los parámetros generales utilizados en PCBC, se utiliza una precisión alta de 10 para el cálculo de fracción de bloque pues es necesario para realizar un modelo de columna para producción, de lo contrario no se configura el sistema con la precisión adecuada. Dentro de los parámetros generales se encuentra el detalle de los puntos de extracción, en donde el proyecto inicial utiliza una densidad por defecto para el material hundido de 2.01 (tm/m^3). Si bien se tiene una densidad por defecto para el material hundido, ésta no es utilizada directamente por el modelo de bloques ya que considera un factor de esponjamiento. De esta manera cuando el sistema extraiga material y realice los cálculos de esponjamiento necesarios, el valor de la densidad del material considerando este factor será equivalente a la densidad por defecto.

Se define la dilución con el algoritmo de Laubscher. Si se quisiera hacer pre mezcla con el algoritmo de PCBC, se debe definir el número de ciclos, que para este caso, el proyecto inicial considera un valor igual a 2. Se debe tomar en cuenta que mientras mayor sea el número de ciclos, habrá mayor mezcla.

Uno de los parámetros más importantes para el plan de producción es el económico. El proyecto inicial y el presente trabajo de tesis consideran un costo de producción de 20 US\$/TM que incluye los costos aguas abajo, es decir, el costo de explotación y el costo de proceso. Además, se considera un shut off de 20 US\$/TM (igual al costo mina). Para un escenario más exigente en la valorización se agrega un valor al costo mina dando como resultado un mayor shut off. Sin embargo, su utilización no es común en las faenas en Chile aunque podría ser útil para seleccionar reservas.

Existe un perfil económico llamado “ECO2.5” en el proyecto inicial cuyos parámetros se encuentran detallados en la Tabla 12.

Grade Name	Unit Revenue per ton (US\$/ton)	Default Value
CUT	47.386	0.100
MOLY	210.000	0.003

Tabla 12 – Valores del revenue y valores por defecto para el cobre y molibdeno.

En donde el Revenue (Ec. 5) es definido por:

$$\text{Revenue} = \text{Ley} \times \text{Recup. Metalúrgica} \times \text{Factor de escala} \quad (5)$$

Una vez definidos los parámetros económicos, se definen los nombres de los macro bloques de producción, los cuales conservan los mismos nombres del proyecto inicial aunque debido a que el presente trabajo propone la recuperación de material beneficioso no sólo en la franja del Rib Pillar sino que también en el sector Este de la zona Central, es que se incorporan dos macro bloques denominados N1-22 y N1-32.

El siguiente paso es definir los parámetros de las curvas XY, que permiten configurar la forma del cono de extracción, la tasa de producción para extraer el punto y alguna forma que se le asigna al punto de extracción. En este caso, existen perfiles creados para el cono de extracción y tasas de producción aunque el perfil utilizado corresponde al de la tasa de producción para extraer puntos, con nombre “PRC2012” (Production Rate Curve).

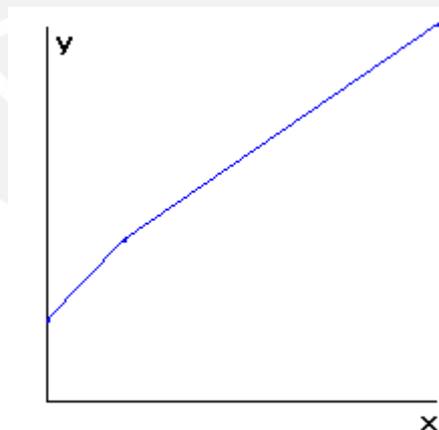


Figura 24 – Curva tasa de producción.

Los datos considerados para la curva (Figura 24) se detallan en la Tabla 13, la cual tiene tres corridas en donde el eje X corresponde al porcentaje de extracción respecto a la columna in situ y el eje Y corresponde a las velocidades. Si se sobrepasa el porcentaje máximo, se considera el último límite del eje Y.

	X	Y
1	0.00	0.15
2	0.20	0.30
3	1.00	0.70

Tabla 13 – Datos de entrada para la curva de tasa de producción.

Una vez configurado la curva de tasa de producción se define el tipo de punto de extracción (Draw Point Type) en un perfil llamado “CONOREAL”, en donde se asocia un tipo de cono al punto de extracción. Por último se genera un perfil avanzado (Advanced Profile), que corresponde a las instrucciones que se asigna al sistema para realizar operaciones específicas dentro de PCBC. Permite generar rutinas rápidas como por ejemplo el perfil “LMIX”, que hace referencia a la mezcla de Laubscher en donde el sistema necesita datos de entrada como altura de interacción y porcentaje de dilución para poder realizar esta tarea.

Como área de visualización y para poder vincular todos los perfiles del proyecto, la Figura 25 muestra el resumen de los datos ingresados al sistema. Cabe mencionar que se deben usar slices extendidos porque permite trabajar hasta con 75 tajadas.

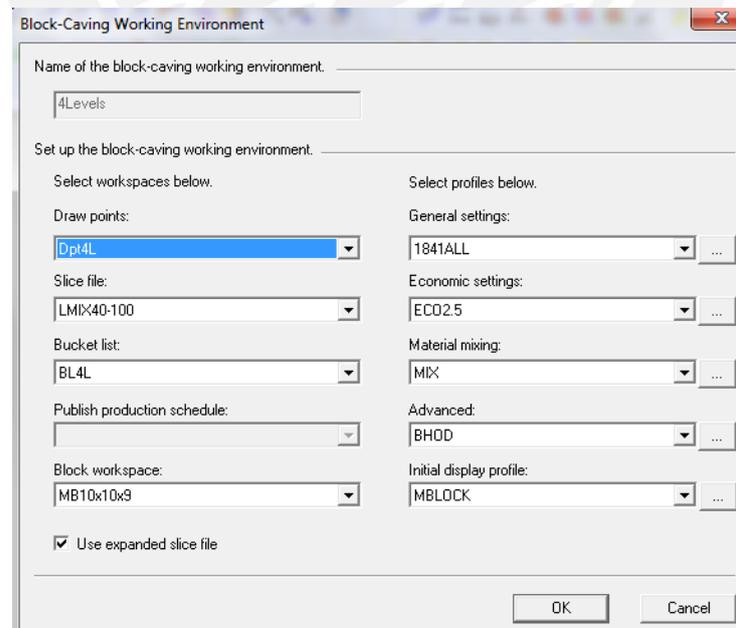


Figura 25 – Área de trabajo para block caving.

Una vez que se definen los parámetros en la herramienta de Gemcom, PCBC, se importan los puntos de extracción desde una planilla Excel con extensión .CSV en donde se le asigna un nombre al punto de extracción y se indican las coordenadas X, Y, Z del mismo, además de un número correlativo por cada punto de extracción. El nombre del punto de extracción está definido por su ubicación, por ejemplo el punto de extracción “N1N0101N04” se refiere al punto de extracción perteneciente al Nivel 1, del Macro Bloque 1 del sector Norte, de la Calle 1 del Norte, zanja 4.

Los puntos de extracción incorporados al proyecto siguen con la misma nomenclatura ya definida. Antes se contaba con 9081 puntos y con la incorporación de 352 puntos suman en total 9433 puntos, los cuales se detallan en el Anexo 15, junto con sus coordenadas y número correlativo que va del 9082 al 9433 (véase Anexo 15).

Desde una vista en planta, se pueden cargar los conos de extracción para ver cómo están definidos, tal como se ve en la Figura 26, la cual muestra de ejemplo a los macro bloques incorporados en la zona centro del Este, siguiendo con la configuración de conos de extracción del resto de macro bloques del proyecto inicial.

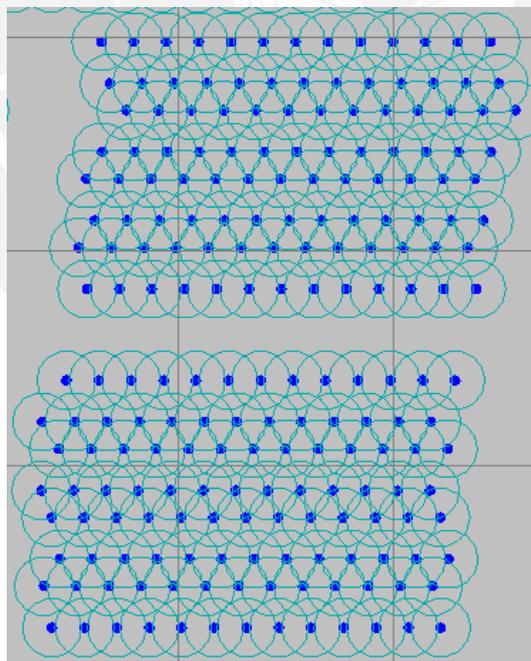


Figura 26 – Conos de extracción para los macro bloques incorporados.

Luego, se importa un bucket desde una planilla de Excel al proyecto en Gemcom, en donde además de detallar los nombres de los puntos de extracción, se detallan el tipo de cono, el bloque productivo asociado a cada punto, el estado de planificación, el sector al que pertenecen (Norte, Centro o Sur), la curva de producción asociada y el nivel. Estos serán usados como base de datos para poder trabajar en PCBC y realizar el plan de producción.

Se requiere hacer un cambio de soporte de modelo de bloques a modelo de columnas y de esta manera seguir trabajando con PCBC. Esto es realizado gracias a un perfil avanzando que permite hacer la transferencia de datos por multiniveles, como es el caso de Chuquicamata.

Este cambio de soporte se explica de la siguiente manera: una vez inicializado el slice, o en otras palabras, una vez que el programa inicializa el modelo de columna y calcula las fracciones del modelo de bloque (porcentaje del bloque que va a entrar a cada modelo de columna) se transfiere información de leyes y otras variables al modelo de columna.

El mencionado perfil avanzado toma el nombre de "SF_NIV#", haciendo referencia al Slice File y el número se refiere al nivel 1, 2, 3 o 4. Según el nivel se hacen distintas indicaciones al sistema en el perfil determinado, en donde 1 significa que se activa el parámetro y 0 indica que se desactiva. Este perfil permite calcular e inicializar fracciones, transferir información del modelo, indicar a qué sector de la base de puntos se va a transferir la información, usar superficies para modificar algún valor del modelo de columnas, inicializar el modelo de bloques, generar un reporte de las fracciones, entre otros (véase Anexo 16).

Una vez inicializado el modelo de bloques, se empieza la construcción del Slice File, en donde el nivel 1 se construye con todo el modelo de bloques mientras que los niveles 2, 3 y 4 se programan contra una selección de superficie para cada nivel. Además, se verifica que no haya ningún bloque no usado pues esto podría significar que hay material no usado o que no se definió un código de roca asociado.

Para realizar la mezcla de Laubscher, el cual es lineal (constante) a diferencia de la pre mezcla de PCBC que genera incrementos de dilución curvos, se elige el perfil pre determinado por el proyecto inicial "LMIX", dando como resultado la matriz de dilución en una planilla Excel y los ejes que permiten ver la información de Laubscher (véase Anexo 17).

Se puede obtener un reporte de los Slice File, en donde se ve la información del detalle por punto de extracción y por slice junto con la valorización económica, tomando en cuenta el Perfil "ECO2.5", junto con las leyes asociadas.

Programa de producción

Se deben definir las alturas económicas y el tonelaje económico que tiene cada punto de extracción, para lo cual se debe definir un perfil avanzado denominado “BHOD” (best height of draw o mejor altura económica). En este perfil se puede definir un costo extra a la dilución, un costo extra a la altura máxima, un costo extra a el tonelaje máximo y un costo extra a la altura mínima. Si se genera una superficie temporal, se puede indicar la distancia en 2D que se va a triangular, indicar la diferencia de altura entre puntos vecinos, usar una velocidad promedio de extracción, y ocupar una tasa de descuento y costo de preparación.

Una vez que se define este perfil, se debe cargar el slice con el que se va a valorizar, correspondiente a la mezcla de Laubscher para el presente proyecto, el cual considera 40% de entrada de dilución y 100m de altura de interacción. Luego, el sistema calcula el “Best hod” (Figura 27) y éste entrega un detalle en una planilla Excel (véase Anexo 18).

Item	Value
Comment	3
Num dpts	9,433
Num OK	9,433
Best_Net \$	51,455,796.
Best \$	51,455,796.
Tons	1,913,917,696.
CUT	0.759
MOLY	0.052
AS	0.050
CATE	2.201
RECU	79.802
DURE	12.348
CUCO	27.547
SPI	3.223
LASTRE	0.000
QUEBRA	0.091
SULFUR	0.909

Min HOD	100.

Figura 27 – PCBC Best Hod.

En el reporte, se puede observar si cada punto de extracción es económico o no, donde se puede ver el beneficio asociado al punto, al cual se le puede restar el costo de preparación dando como resultado el beneficio total del punto. Además, este reporte da como resultado el tonelaje económico de cada punto que luego servirá para exportarlo al programa Gemcom y poder realizar el plan de producción.

La Figura 28 muestra las superficies temporales de las alturas económicas para cada nivel (1841, 1625, 1409 y 1193 respectivamente)

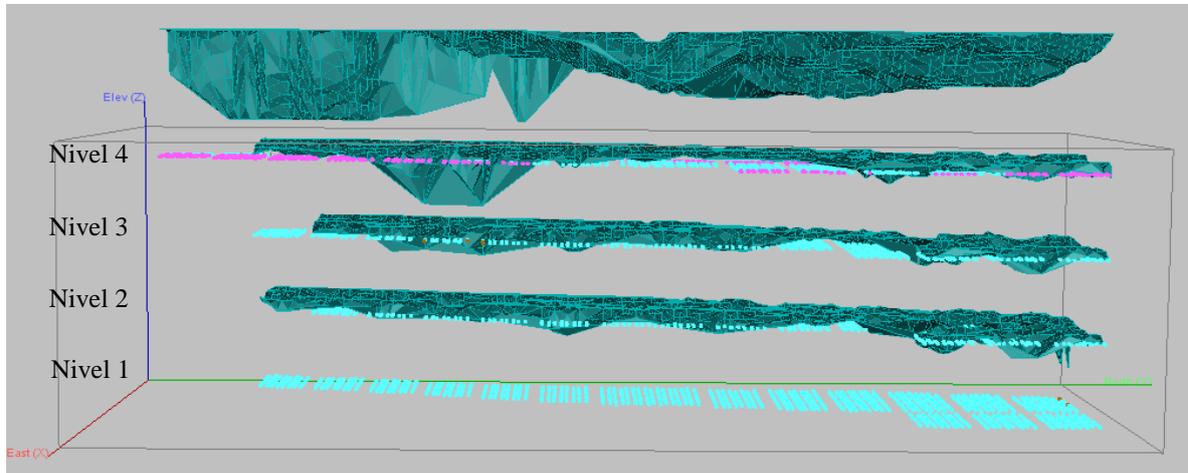


Figura 28 – Alturas económicas para cada nivel.

Lo siguiente importante es generar las secuencias por bloque productivo. En este caso se sigue con el sentido de avance y orientación de hundimiento (Figura 29) propuesto en el proyecto inicial. Los macro bloques del sector del Rib Pillar a los cuales se les agregan reservas, continúan con sus configuraciones iniciales mientras que los dos macro bloques incorporados en la zona Central Este siguen la configuración del sector Balmaceda.

La secuencia es generada en una planilla Excel, en donde en una hoja "Input" por bloque productivo se asigna un azimuth y una orientación con extensión ".asc" ya generada. El Input es una instrucción para el sistema el cual da como resultado en una hoja "Sequence" de la misma planilla Excel, la secuencia correlativa para cada punto de extracción. Ésta última, corresponde al resultado más importante para el plan de producción (véase Anexo 19).

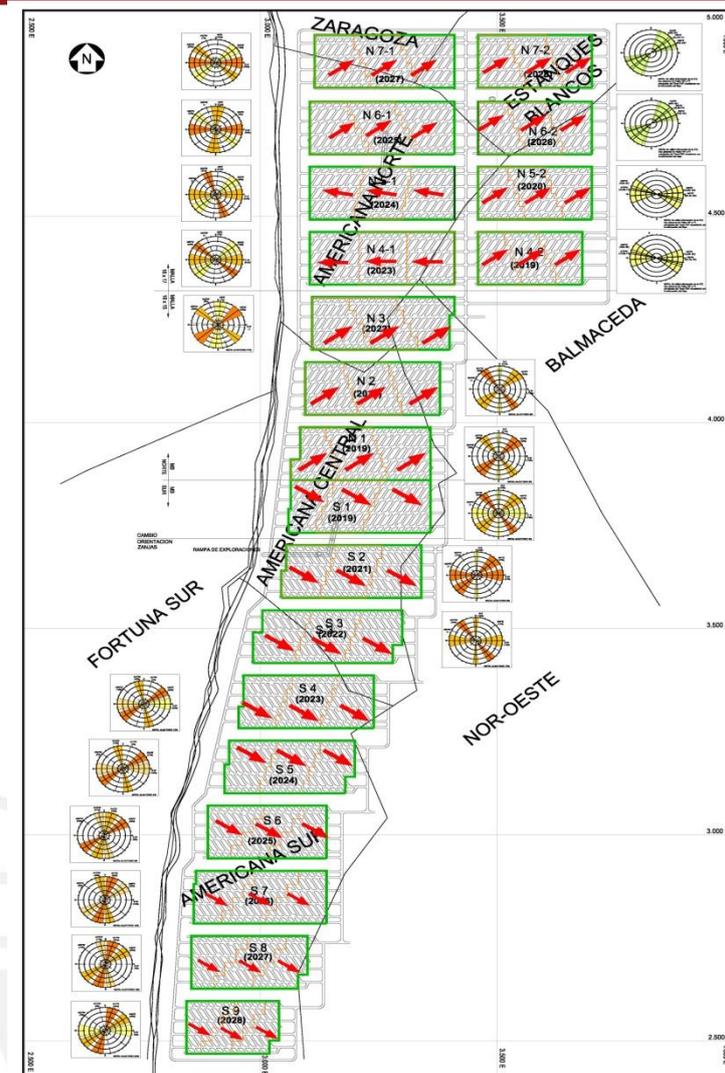


Figura 29 – Planta de las orientaciones de hundimiento por macro bloque y sentido de avance del hundimiento¹².

Luego de haber valorizado la envolvente y haber definido los pisos y la secuencia, es que se puede empezar a trabajar con la planilla de producción. En esta planilla se dan instrucciones al sistema para que pueda correr el plan de producción.

Las instrucciones se separan en tres hojas de Excel de acuerdo a sus características, las cuales tienen como nombre Input, Table y Detail. Tal como se observa en la Tabla 14, la información indicada es utilizada como input, en donde los colores tienen significados tales como, amarillo hace referencia a los parámetros o instrucciones básicas, celeste claro hace referencia a los reportes y el celeste oscuro hace referencia a las instrucciones adicionales.

¹² Vicepresidencia de proyectos – Codelco 2011 [12].

En cuanto a los parámetros, "LOAD100%" se refiere al Tonelaje 100% que es utilizado en el cálculo de velocidades, en este caso es el tonelaje asociado a los 216 m (altura entre nivel y nivel). "LOADMAX" se refiere al tonelaje económico máximo a extraer mientras que "LOADSEQ" indica la secuencia.

Se activan también los parámetros "PRC_XY" para que se ocupe las curvas de velocidad desde el sistema, "DELETE", para que extraiga la información a partir del slice, "TABLE", para que ocupe esta hoja para limitar el plan productivo, "LOADAREA", en donde se indica que se ocupe un bucket de área para poder definirla y "PAST_WORK", para poder leer la información histórica desde un bucket.

Entre las key words (parámetros) adicionales, la más importante es "SLICEFILE", en donde se debe cargar el archivo Excel que se usará para la mezcla de dilución; y "DETAIL" para que el sistema ocupe esta hoja que da información adicional.

En la hoja Table se encuentran las metas del plan productivo en donde el método elegido es "SMOOTH" pues extrae suavemente (poca velocidad de extracción) los puntos nuevos y extrae más fuertemente los puntos más antiguos.

En la hoja Detail están las opciones detalladas que se dan al sistema por periodos para el plan de producción, en donde las instrucciones se dan en las primeras cinco columnas de la hoja Excel, en la primera columna se detalla el periodo, en la segunda, se indica al sistema que incorpore un nuevo macro bloque, en la tercera, se indica el nombre del macro bloque a incorporar, en la cuarta se indica el estado del punto y en la quinta, la cantidad de puntos de extracción por macro bloque (véase Anexos 20 y 21).

LOADPAST	Zero
LOAD100%	Ton_216
LOADMAX	Ton_eco
!LOADLIMIT	
LOADSEQ	Seq
PRC_XY	
DEplete	
TABLE	
!FIX_NEW	
LOADAREA	Area
PAST_WORK	
PS_INFO	
COMMENT	Memo
INFO	
DUMP	
DUMP_HOD	
!DUMP_BHOD	
DUMP_STATUS	
SECTOR_SUM	1
GROUP_SUM	1
PROD_SUM	1
!SLICESUM	
BROKEN	
!RESTORE	
SLICEFILE	\\LMIX40-100.SLF
DETAIL	
!TMIN	
!PRC_LABEL	13
!PB_MAX	
BEST_HOD	
!SHUT	0
!RATE	
!SHOW_NPV	
!DEV_DPT	
DAYS/YR	360

Tabla 14 – Hoja Input de la planilla para el plan de producción.

Como último paso, se corre el plan de producción en la herramienta PCBC indicando la planilla Excel a utilizar. El sistema empieza a cargar el slice de Laubscher para mezcla y luego empieza a generar el plan de producción, en donde los resultados se detallan en otras hojas de la misma planilla de producción. Existe una hoja “Panel” en donde se detallan los tonelajes extraídos, las leyes de Cobre total, leyes de Molibdeno y recuperación, por año y por macro bloque (véase Anexos 22 y 23).

Como parte de los resultados, existe una hoja llamada “DPTS” donde se detalla la información de cada punto de extracción indicando el tonelaje, valorización económica y las leyes respectivas. También se obtiene como resultado, en una hoja llamada “Broken”, el material quebrado por año y la capacidad máxima de acuerdo a incorporación de área y velocidades.

Para el presente trabajo no se consideró aumentar la capacidad de producción por año ya establecida (Figura 30), sino que se consideró aumentar los años dada la incorporación de reservas para no saturar la capacidad de la planta equivalente a 140 ktp considerando además el año de inicio al 2019 (Figura 31).

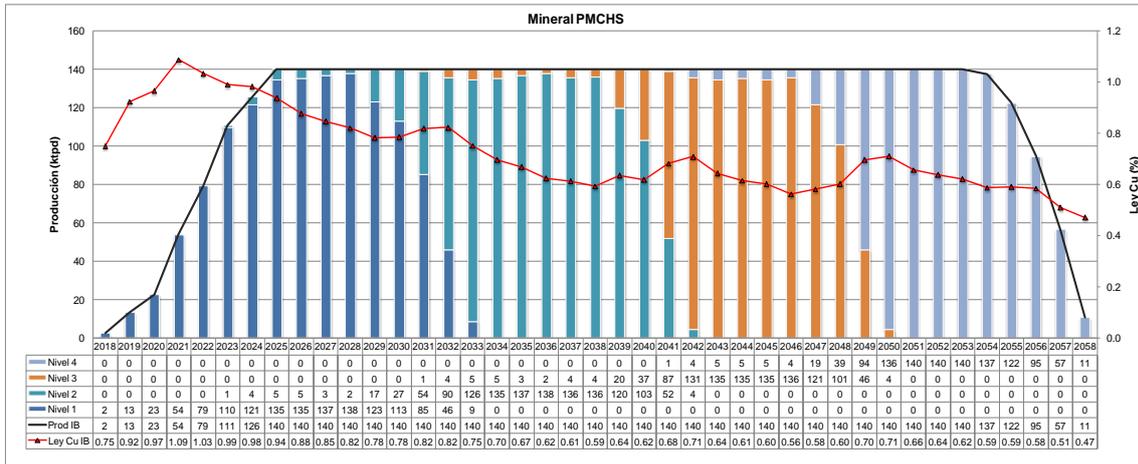


Figura 30 – Plan de producción y leyes actual.

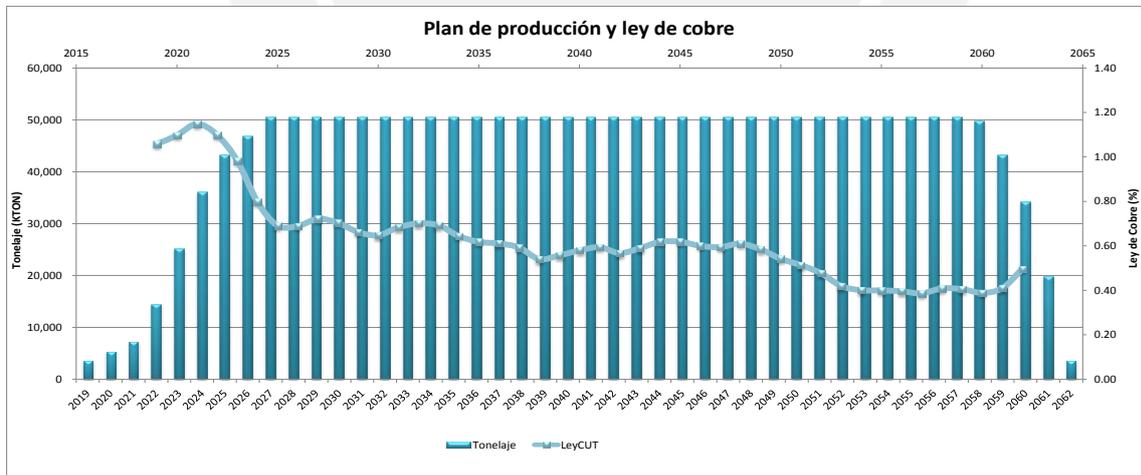


Figura 31 – Plan de producción y leyes caso alternativo.

Consideraciones importantes

La Tabla 15 muestra el detalle de los tonelajes, el inicial y la incorporación que propone el presente trabajo de tesis. El tonelaje incorporado representa un 7.59% del total.

	Tonelaje	Porcentaje
Inicial	1,750,753,267	92.41%
Incorporación	143,798,799	7.59%
Total	1,894,552,066	100.00%

Tabla 15 – Comparación entre las reservas actuales Vs. las incorporadas.

Según la información entregada por la Vicepresidencia de Proyectos, el tonelaje inicial es de 1,760,298,000 ton lo cual tiene una diferencia de un 0.5% con respecto al tonelaje inicial de 1,750,753,267 ton calculado en la presente tesis. Considerando que el presente trabajo toma como input los mismos parámetros utilizados para el cálculo del plan base pero llevándose a cabo en el programa Gemcom versus el programa Block Cave utilizado por la Vicepresidencia de Proyectos, se puede decir que la diferencia del 0.5% no tiene mayor impacto en comparación del 7.59% dada la incorporación de reservas, la cual adiciona aproximadamente 3 años al proyecto. Estos años son calculados asumiendo la capacidad de planta de 140ktpd y 360 días del año.

En otras palabras, dado que el plan de producción se estableció iniciar en el 2019 con año de término en el 2059, la presente tesis propone extender el año de término al 2062.

	UNIDAD	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029
Producción	Kton	3,600	5,400	7,200	14,400	25,073	36,000	43,200	46,800	50,400	50,400	50,400
Ritmo	Ktpd	10	15	20	40	70	100	120	130	140	140	140
Ley Cu	%	1.06	1.10	1.15	1.10	0.98	0.80	0.69	0.69	0.72	0.70	0.66
Ley Mo	%	0.07	0.07	0.08	0.07	0.05	0.04	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04
Área Nueva	m ²	71,040	24,960	24,720	36,000	36,720	64,736	76,032	65,744	72,528	62,144	74,416
Área Activa	m ²	0	71,520	96,480	121,440	157,440	194,160	250,016	315,008	341,152	393,280	435,024
Área Cerrada	m ²	0	0	0	0	0	0	8,880	19,920	59,520	79,920	100,320
Recuperación Cu	%	89.03	88.98	88.76	85.39	77.37	65.21	55.21	52.04	53.33	49.99	45.59
Vel. Extracción	t/m2d	0.14	0.16	0.17	0.25	0.36	0.39	0.36	0.33	0.31	0.29	0.26

	UNIDAD	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040
Producción	Kton	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400
Ritmo	Ktpd	140	140	140	140	140	140	140	140	140	140	140.0
Ley Cu	%	0.65	0.68	0.70	0.69	0.64	0.62	0.61	0.59	0.54	0.56	0.58
Ley Mo	%	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04
Área Nueva	m ²	67,440	54,976	66,960	32,640	34,080	66,720	53,760	64,560	53,760	53,520	52,800
Área Activa	m ²	477,568	542,064	559,776	598,960	607,392	623,200	666,912	673,536	719,216	744,608	762,896
Área Cerrada	m ²	132,192	135,136	172,400	200,176	224,384	242,656	265,664	312,800	331,680	360,048	395,280
Recuperación Cu	%	45.61	51.34	55.11	54.68	50.67	46.70	47.72	50.16	45.90	49.30	54.44
Vel. Extracción	t/m2d	0.24	0.23	0.21	0.21	0.21	0.20	0.19	0.18	0.18	0.17	0.16

	UNIDAD	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051
Producción	Kton	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400
Ritmo	Ktpd	140	140	140	140	140	140	140	140	140	140	140
Ley Cu	%	0.59	0.57	0.59	0.62	0.62	0.60	0.59	0.61	0.58	0.54	0.51
Ley Mo	%	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.03	0.03
Área Nueva	m ²	55,920	67,200	66,960	67,440	65,040	62,640	49,680	57,600	52,800	66,720	64,800
Área Activa	m ²	776,480	804,768	854,992	904,688	963,616	991,696	1,041,264	1,071,136	1,103,088	1,113,392	1,158,528
Área Cerrada	m ²	434,496	462,128	479,104	496,368	504,880	541,840	554,912	574,720	600,368	642,864	664,448
Recuperación Cu	%	59.48	57.47	60.15	63.27	61.07	56.69	55.66	58.86	57.48	53.20	49.60
Vel. Extracción	t/m2d	0.16	0.16	0.15	0.14	0.13	0.13	0.13	0.12	0.12	0.11	0.11

	UNIDAD	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058	2059	2060	2061	2062
Producción	Kton	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	50,400	49,680	43,200	34,200	19,800	3,600
Ritmo	Ktpd	140	140	140	140	140	140	138	120	95	55	10
Ley Cu	%	0.48	0.42	0.40	0.40	0.40	0.39	0.41	0.41	0.39	0.41	0.50
Ley Mo	%	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04
Área Nueva	m ²	67,200	64,560	60,240	46,800	56,880	52,800	24,960	0	0	0	0
Área Activa	m ²	1,211,632	1,255,872	1,296,608	1,338,768	1,367,264	1,398,640	1,447,232	1,455,360	1,434,960	1,409,280	1,398,960
Área Cerrada	m ²	676,144	699,104	722,928	741,248	759,552	785,056	789,264	806,096	826,496	851,936	851,936
Recuperación Cu	%	47.25	42.05	40.50	40.91	40.11	39.05	42.34	41.49	39.39	42.75	55.11
Vel. Extracción	t/m2d	0.11	0.10	0.10	0.10	0.10	0.09	0.09	0.08	0.07	0.04	0.01

Tabla 16 – Resultados Gemcom plan de producción caso alternativo.

La siguiente Tabla 17 muestra un resumen del plan de producción como resultado de su elaboración en el programa Gemcom observados en la Tabla 17.

	UNIDAD	Total/ Promedio
Producción	Kton	1,894,552
Ley Cu	%	0.63
Ley Mo	%	0.04
Área Nueva	m ²	2,260,496

Tabla 17 – Tabla resumen plan de producción caso alternativo.

CAPÍTULO 6: EVALUACIÓN ECONÓMICA

A continuación, en la Tabla 18, 19 y 20 se presentan los parámetros económicos y las series de precios para venta e insumos relevantes definidos por la empresa Codelco.

Parámetros Codelco	2013	2014	2015	2016	2017	Largo plazo
IPC Chile	111,2					
IPM EE.UU.	206,9					
Tipo de cambio superior (\$/USD)	489	494	501	503	503	502
Tipo de cambio medio (\$/USD)	496	508	518	520	520	520
Tipo de cambio inferior (\$/USD)	502	521	534	536	536	536

Tabla 18 – Parámetros económicos.

Serie de precios Codelco	2013	2014	2015	2016	2017	Largo plazo
Precio Cu superior (US\$/lb)	366	362	352	345	339	327
Precio Cu medio (US\$/lb)	340	315	297	291	286	275
Precio Cu inferior (US\$/lb)	315	271	246	241	236	227
Precio molibdeno (USD/kg)	28	28	24	24	28	30
Precio Au (USD/oz)	1700	1350	1250	1100		950
Precio Ag (USD/oz)	30,0	24,0	21,0	18,0		15,1
TC (USD/tms)	69	83	88	108	113	125
RC (US\$/lb)	6,9	8,3	8,8	10,8	11,3	12,5
Premio cátodos A (USD/t)	88	86	83	88	91	97

Tabla 19 – Serie de precios de venta.

Serie de precios Codelco	2013	2014	2015	2016	2017	2018	Largo plazo
Ácido, Mejillones (USD/t)	93	93	88	88	83		73
Petróleo WTI (USD/barril)	94	95	95	95			95
Aceros HRC, América Latina, (USD/t)	570	550	550	550	580		615
Caucho natural, Malasia, (US\$/lb)	165	165	160	155			154
Amoniaco, FOB-Caribe, (USD/t)	499	445	436	415			389
Energía SING, (USD/MWh)	181,9	206,4	215,5	172,1	83,9	136,5	102,9
Potencia SING, (USD/MWh)	15,1	15,1	15,1	15,1	15,1	15,1	15,3

Tabla 20 – Serie de precios de insumos relevantes.

En cuanto a la tasa de descuento, para el cálculo del VAN, Codelco utiliza la tasa de 8% antes de impuesto y financiamiento. Se debe considerar que el caso base cuenta con una evaluación de 45 años que contemplan los años desde el 2013 al 2057 mientras que el caso alternativo propone la evaluación de 50 años que abarca desde el 2013 al 2062.

Los indicadores económicos se detallan en la Tabla 21 mientras que la Tabla 22 muestra un resumen de la evaluación económica del caso base.

Descripción	Codelco		
	Precio Cu superior	Precio Cu medio	Precio Cu inferior
VA ingresos (MUSD)	17.081	14.929	12.942
VA inversiones preproducción (MUSD)	2.904	2.843	2.79
VA inversiones diferidas (MUSD)	925	915	906
VA costos operacionales (MUSD)	6.043	5.931	5.837
VAN (MUSD)	6.568	4.608	2.785
TIR (%)	18,02	15,94	13,53
IVAN (ratio)	1,51	1,08	0,66
PRC (años)	14	14	15
Precio de equilibrio (US\$/lb)	168,31	163,65	159,72

Tabla 21 – Indicadores económicos del proyecto.

Caso Incremental	Unidad	Total
Ingresos		
Ingresos por cobre	MUSD\$	52,786
Ingresos venta concentrado Cu	MUSD\$	7,908
Ingresos venta de Mo	MUSD\$	16,880
Otros ingresos	MUSD\$	7,962
Total ingresos	MUSD\$	85,536
Costos operacionales		
Minas Rajo	MUSD\$	133
Mina Subterránea	MUSD\$	13,607
Planta concentradora	MUSD\$	13,198
Proceso Tostación	MUSD\$	1,295
Plantas FURE	MUSD\$	8,418
Plantas Hidro	MUSD\$	1,243
Administración	MUSD\$	4,748
Total Costos	MUSD\$	42,643
Inversiones		
Inversiones Gastadas	MUSD\$	
Inversiones Sustentabilidad	MUSD\$	10,427
Costos de cierre	MUSD\$	0
Total Inversiones	MUSD\$	10,427
IAS	MUSD\$	60
Flujo de Caja	MUSD\$	32,272
VAN	MUSD\$	4,608
TIR	%	15.94
IVAN		1.08

Tabla 22 – Resumen evaluación económica – Caso base CODELCO.¹³

¹³ Vicepresidencia de proyectos – Codelco 2013 [14].

La Tabla 23 muestra el resumen de la evaluación económica del caso alternativo, considerando los parámetros ya establecidos en la evaluación económica actual.

EVALUACION PROYECTO	UNIDAD	TOTAL/ PROM.
Producción Proyecto		
MINERAL	KTMS	1,894,552
LEY Cu	%	0.63
LEY Mo	%	0.04
RecuCuPlanta	%	87.76
RecuMoPlanta	%	67.46
Precio Cu	¢USD/lb	240
Precio Mo	USD/kg	30
Ingreso por Cu	MUSD	51,500
Ingreso por Mo	MUSD	14,382
Ingreso por CuCo	MUSD	7,908
Otros Ingresos	MUSD	9,420
Ingreso Total	MUSD	84,282
Costos operacionales		
Minas Rajo	MUSD\$	133
Mina Subterránea	MUSD\$	15,412
Planta concentradora	MUSD\$	14,519
Proceso Tostación	MUSD\$	1,542
Plantas FURE	MUSD\$	9,918
Plantas Hidro	MUSD\$	1,468
Administración	MUSD\$	5,523
Total Costos	MUSD\$	48,517
Inversiones		
Inversiones Gastadas	MUSD\$	134
Inversiones Sustentabilidad	MUSD\$	11,177
Costos de cierre	MUSD\$	
Total Inversiones	MUSD\$	11,831
IAS	MUSD\$	72
Flujo de Caja	MUSD\$	23,862
VAN	MUSD\$	4,402
TIR	%	17%
IVAN		1.13

Tabla 23 – Resumen evaluación económica – Caso alternativo.

Para ver el detalle de la evaluación económica del caso alternativo, véase Anexo 24.

Para poder realizar el flujo de caja del caso alternativo, se calculan los ingresos a partir de los resultados del plan de producción de Gemcom, el cual fue detallado en el capítulo 5.

Además, se aumentan 5 años a la evaluación económica del caso base durante los años en que el proyecto se encuentra en régimen y se utilizan valores siguiendo la tendencia de los valores cercanos a esos años con la finalidad de mantener un flujo similar al actual.

A continuación se muestra el resumen de la comparación económica entre el caso base y el caso alternativo. Se puede estimar que el VAN disminuye en un 4.47% en el caso propuesto respecto al caso base.

Caso Base		
	Unidades	Valor
Mineral	kton	1,760,298
Ley de Cu	%	0.712
Ley de Mo	ppm	512
<hr/>		
VAN base	MUSD\$	4,608
TIR base	%	15.94
IVAN base		1.08
<hr/>		
Caso Alternativo		
	Unidades	Valor
Mineral	kton	1,894,552
Ley de Cu	%	0.63
Ley de Mo	ppm	374
<hr/>		
Van Caso 1	MUSD\$	4,402
TIR caso1	%	17
IVAN caso1		1.13

Tabla 24 – Resumen cuadro comparativo caso base vs. caso alternativo

CAPÍTULO 7: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Del presente trabajo de tesis se pueden concluir diversos puntos que se detallan en los siguientes párrafos.

1. Dado que en Chile, en general existe una tendencia evolutiva de tajos abiertos hacia minas subterráneas, se concluye que esta tendencia se debe a los costos elevados que se generan por los aumentos de las distancias de transporte, el aumento de profundidad, la disminución de las leyes medias, la gran cantidad de lastre que debe removerse para extraer una tonelada de mineral y el creciente riesgo geotécnico. Las minas a tajo abierto dejan de ser rentables una vez que se determina que existen recursos remanentes bajo los taludes finales de los tajos y en profundidad, para lo cual se estudia la viabilidad técnica y el potencial económico de su explotación mediante minado subterráneo masivo de tal forma que se mantenga de manera rentable el giro del negocio.
2. La herramienta de cálculo PCBC del software minero Gemcom utilizada en la presente tesis permite simular y planificar un plan alternativo de producción. A su vez permite conocer el valor económico por cada punto a extraer considerando el valor económico de cada bloque de columna y de esta manera estimar la mejor altura económica.
3. Algunos aspectos a tomarse en cuenta para la incorporación de reservas en un método de minado subterráneo masivo como es el caso alternativo realizado para el proyecto mina Chuquicamata subterránea, necesariamente recaen en la estabilidad del yacimiento y el riesgo asociado en cuanto a seguridad laboral. Dado la geomecánica del yacimiento se concluye que existiría un impacto en la óptima recuperación de reservas, para lo cual aún deben hacerse estudios técnicos evaluando la factibilidad de la misma. El presente trabajo además de incorporar reservas en el sector Este del centro, propone a su vez parte de la recuperación del Rib Pilar (franja entre la falla Oeste y el límite de explotación), por lo que es necesario hacer una evaluación más detallada de los aspectos geomecánicos que podrían impactar en su recuperación tales como derrumbes, deslizamientos y estallido de rocas. Este es un aspecto que aunque no está dentro de los alcances de la presente tesis, podría desarrollarse a mayor detalle en futuros trabajos.

4. En cuanto a los costos asociados al proyecto, los aspectos que deben tomarse en cuenta son la inversión, el tiempo y costos operacionales asociados al minado subterráneo masivo. Se debe definir en qué escenario estratégico en términos del negocio minero de la corporación se inserta la materialización de la recuperación de reservas considerando los aspectos antes mencionados. Por tanto, el presente estudio se propone como una alternativa interesante de ser estudiada con mayor detalle y así poder elegir otro escenario, con la finalidad de mejorar la rentabilidad del proyecto. En relación a la evaluación económica realizada, al comparar el valor actual neto (VAN), se obtuvo que existe una disminución del 4.47% con respecto al VAN actual que es de 4,608 MUSD\$, dando como resultado 4,402 MUSD\$. Se concluye que el plan propuesto no es beneficioso para el proyecto en términos económicos pero aún debería hacerse una evaluación más rigurosa para tomar una decisión, analizando otros escenarios en donde se incorporen otras áreas de ley importante además de analizar aspectos geoméricos dado que se ve involucrada la falla Oeste.
5. En cuanto a las leyes, la ley de cobre total disminuye de 0.71% a 0.63% como resultado del programa minero Gemcom. Esto se debe al cambio de soporte de programa, pues antes, el proyecto Chuquicamata subterránea utilizaba el programa Block Cave y ahora la corporación plantea usar el programa Gemcom. Esta disminución en la ley de cobre también se debe a que se utiliza una mayor precisión en el programa Gemcom.
6. Respecto a los resultados del programa Gemcom, estos indican un total de reservas de mineral de 1, 894,552 [kton], del cual se desglosan, 1, 750,753 [kton] de proyecto inicial y 143,799 [kton] de incorporación correspondiente al caso alternativo propuesto. De lo mencionado se calcula un incremento de reservas del orden de 7.59%; y, considerando una producción en régimen estable de 50,400 [kton/año] se concluye el incremento de la vida útil en 3 años.

7. Otro aspecto que debe tomarse en cuenta es que empíricamente se sabe que en una mina con el método de explotación de block caving, a medida que se aumenta el tonelaje de extracción, disminuye el tamaño de los fragmentos. Esta disminución es atribuible a diversos factores tales como el fenómeno de fragmentación secundaria, modificación del campo de esfuerzos en altura que gobiernan la fragmentación primaria o por el ingreso de material quebrado. Es así que, dado el aumento de tonelaje en el presente estudio, se genera un impacto en el costo de conminución el cual disminuye con respecto al valor base.

En cuanto a las recomendaciones que se detallan a continuación, se sugieren futuros trabajos relacionados con temas como planes de producción alternativos para una mayor recuperación de los recursos con los que cuenta Chuquicamata y desarrollo de evaluaciones económicas que involucren sólo al proyecto subterráneo.

1. La metodología de análisis seguida podría ser una herramienta útil para que se analicen alternativas adicionales de costo – beneficio en escenarios de precios más altos en donde se podría obtener mayor beneficio y los costos estarían vinculados a temas geomecánicos dada la recuperación del Rib Pilar.
2. Los resultados obtenidos en la evaluación del primer nivel y la información recopilada pueden ser de ayuda para plantear proyectos de recuperación del Rib Pilar en los niveles de producción inferiores de la mina, es decir evaluar un proyecto de recuperación en profundidad. Esto último con la ventaja de conocer el comportamiento del macizo rocoso gracias a la experiencia otorgada durante los primeros años de la mina en el primer nivel.
3. Un factor importante de la fragmentación es que influye directamente en la producción. Siendo pues que el material primario podría obstaculizar el paso de material mejor fragmentado, dando como resultado demoras en la producción y posibles voladuras secundarias. En el caso de recuperar reservas y dada la proximidad de la falla Oeste, se recomienda realizar un estudio detallado de las curvas de fragmentación que se podrían tener en cada área a incorporar considerando factores como velocidad de extracción y altura de hundimiento.

4. Dado que los factores geotécnicos influyen en la secuencia de minado, se recomienda analizar y/o simular el comportamiento geotectónico de las zonas en que se podrían incorporar reservas. A su vez, se propone analizar los posibles parámetros geotécnicos en común que podrían existir entre las zonas que ya tienen una secuencia de extracción establecida versus las zonas cerca de la falla Oeste en donde existen recursos de importante ley.
5. Si bien la evaluación económica actual (caso base) considera un caso referente que representa la condición de operación de las minas a tajo abierto y plantas sobre la cual será inserta la mina Chuquicamata subterránea, es necesario decir y concluir que se necesitan mayores trabajos de ingeniería para la inclusión de puntos de extracción y así poder realizar una evaluación económica a nivel detallado de sólo el proyecto Chuquicamata, en donde se consideren con mayor detalle, los costos que conllevan sus operaciones unitarias tales como: preparación – hundimiento, sistema de extracción, sistema de traspaso, chancado, transporte intermedio, transporte principal; o, todas las obras de apoyo y de servicio necesarias para la operación de la mina, tales como sistema de ventilación, infraestructura, entre otros. De esta manera se buscaría optimizar los precios unitarios de la mina subterránea.
6. El nivel detallado de la evaluación económica no se encuentra dentro de los alcances del presente trabajo por lo que sólo está desarrollado a manera referencial. Se recomienda seguir ahondando en este tema con la finalidad de obtener mejores resultados y con mayor precisión.

BIBLIOGRAFÍA

- [1]. Página oficial de CODELCO, <http://www.codelco.cl/>, fecha de consulta: mayo 2013.
- [2]. Memoria chilena “Origen de la gran minería del cobre (1904-1930)”, fecha de consulta: junio 2013
- [3]. Vicepresidencia de Proyectos (2011) “Descripción General del Proyecto Mina Chuquicamata subterránea”, CODELCO. Chile
- [4]. Vicepresidencia Corporativa de Proyectos (2009) “Estudio de Pre Factibilidad – API N07DM43”, CODELCO. Chile.
- [5]. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. 1998, “Techniques in underground mining: selections from underground mining methods handbook”. Littleton, Co, USA. Págs: 743-754
- [6]. Atlas Copco, 2001, “Underground Mining Methods”. Págs: 3-7, 26-27.
- [7]. P. Cavieres, E. Contreras, J. Arce “Dimensionamiento de Mallas de extracción, Bateas recolectoras y Pilar Corona para Método Panel Caving en Roca Primaria, Mina El Teniente”, Codelco – El Teniente. Chile.
- [8]. Matías Ferrada (2012) “Recuperación Pilar Oeste”, Tesis Universidad de Chile.
- [9]. Lilia Dafne Bustamante Espejo (2010) “Evaluación de Métodos de Planificación de Largo Plazo en Mina Chuquicamata”, Tesis Universidad de Chile.
- [10]. Gerencia de Estudios y Diseño Estratégico – Vicepresidencia de Comercialización (2013) “Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2014”, CODELCO. Chile.
- [11]. Profesores del curso (2011-1) “Manual de Ingeniería Económica”, PUCP. Lima.
- [12]. Vicepresidencia de Proyectos (2011) “Criterios del Plan de Producción – N09DM41 – F13 – N09DM41 – 7121 – CRTMI04 – 2000 – 003 – P”, CODELCO. Chile.
- [13]. Butcher, R. J. (2000) “Block Cave Undercutting – Aims, Strategies, Methods and Management”, Mass Min 2000, Australia.
- [14]. Vicepresidencia de Proyectos (2013) “Evaluación Económica”, CODELCO. Chile