



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

**ESTRATEGIA DE HUNDIMIENTO EN MACRO-BLOQUES CENTRALES (N01-S01)
MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

DANIEL HERNANDO VEGA REBOLLEDO

**PROFESOR GUÍA:
JORGE SOUGARRET LARROQUETE**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS
DANIELA VILLEGAS MUÑOZ**

**SANTIAGO DE CHILE
2017**

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL
TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas
POR: Daniel Hernando Vega Rebolledo
FECHA: 2 de Noviembre 2017
PROFESOR GUÍA: Daniel Villegas Muñoz

ESTRATEGIA DE HUNDIMIENTO EN MACRO-BLOQUES CENTRALES (N01-S01) MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA

Hace unos años, Chuquicamata comenzó un proceso de transformación cambiando su método de explotación de cielo abierto a subterráneo motivado por aumento de costos y disminución de leyes que hacen inviable el negocio a rajo abierto. A menos de 2 años del inicio de la producción, uno de los temas relevantes, y que darán inicio a la mina subterránea de Chuquicamata, es el hundimiento de los 2 macro-bloques centrales, los cuales serán los primeros macro-bloques en entrar en producción.

El presente informe busca definir un diseño de hundimiento y la estrategia de incorporación de área que se debería llevar a cabo en la futura mina Chuquicamata Subterránea, de tal forma que sea posible cumplir con las promesas de producción prometidas, bajo los máximos estándares de seguridad, productividad y costos.

Considerando la planificación actual del proyecto, la cual considera una altura de hundimiento de 20 metros, se hace muy difícil lograr las exigencias en cuanto a plazos y producción, esto por la cantidad de interferencias que existirá dado el gran volumen de equipos que estarán trabajando en el nivel de hundimiento, entre ellas, la que se presume generará la mayor cantidad de interferencias será la perforación y tronadura de DDE. Además, si se espera partir en abril de 2019, hay factores como la capacitación de operadores o la adquisición de equipos que se declaran como críticos para lograr este objetivo.

En la actualidad existen grandes oportunidades que el proyecto puede aprovechar para tener una minería más eficaz y sustentable, uno de estos factores es el uso de emulsión, la cual impacta positivamente en seguridad y tiempo de ciclo. Otra oportunidad que también está probada es la automatización en los jumbos radiales, esta tecnología tiene un impacto directo en el tiempo efectivo que trabaja el equipo, ya que es posible perforar un abanico completo de tiros radiales sin la necesidad de un operador, aumentando la productividad de la mano de obra gracias a la continuidad que se le puede dar a la operación de perforación.

Se recomienda utilizar una altura de socavación de 10 metros, dado que requiere menos equipos operando en el nivel de hundimiento. La secuencia que permite la mejor operatividad y, a la vez, va de la mano con la constructibilidad corresponde a la que inicia desde el sector Sur-Oeste del macro-bloque S01, se sugiere realizar mayores análisis, especialmente geomecánicos, que permitan validar y utilizar esta secuencia. Por último, el inicio de la producción debe ser de manera gradual y utilizando técnicas conocidas, sin embargo, las grandes ventajas operativas que presenta la emulsión por sobre el ANFO justifican el iniciar con la emulsión pese a no tener gran experiencia en la utilización de esta.

ABSTRACT

A few years ago, Chuquicamata began a process of transformation by changing its method of exploitation from open pit to underground mining driven by increased costs and lower grades that make the business unviable. Missing less than 2 years for the start of production, one of the relevant issues that will start the Chuquicamata underground mine is the undercut of the 2 central macro-blocks, which will be the first macro-blocks to enter in production.

This report seeks to define an undercut design and the area incorporation strategy that should be carried out at the future Chuquicamata Underground mine, so that it is possible to fulfill the promised production promises, under the safety, productivity and cost standards.

Considering the current planning of the project, which consider a undercut height of 20 meters, it is very difficult to achieve the requirements in terms of deadline and production, this because of the amount of interference that will exist given the large volume of equipment that will be working at the undercut level, between them, one that is presumed will generate the greater amount of interferences will be the drilling and blasting of DDE. In addition, if it is expected to start in April 2019, there are factors such as operator training or equipment acquisition that are declared critical to achieve this goal.

Currently there are great opportunities that the project can take advantage of to have a more efficient and sustainable mining, one of these factors is the use of emulsion, which positively impacts on safety and cycle time. Another opportunity that is also proven is the automation in radial jumbos, this technology has a direct impact on the effective time that the equipment works, since it is possible to drill a full range of radial holes without the need of an operator increasing productivity of labor thanks to the continuity that can be given to the drilling operation.

As a recommendation, the height should be such as to allow the minimum of equipment operating at the undercut level, for this case among the available options, a height of 10 meters should be used. The sequence that allows the best operability and at the same time goes hand in hand with the constructibility corresponds to the one that starts from the South-West sector of the macro-block S01, it is suggested to consider to carry out more analyzes, especially geomechanical, that allow to validate and use this sequence. Finally, the start of production should be gradual and using known techniques, however, the great operational advantages of the emulsion over the ANFO justify starting with the emulsion despite not having extensive experience in the use of this

AGRADECIMIENTOS

A mi familia, principalmente a mi madre que se ha esforzado tanto por criarme y darme los valores que hoy tengo, nada de esto habría sido posible sin su incondicional apoyo. También agradecer a mis abuelos y mis padrinos que han sido un gran soporte durante todo este proceso.

A la Gerencia de Minería Subterránea de Chuquicamata, especialmente a Don Jorge que me dio la oportunidad de pertenecer al equipo que desarrolla este gran proyecto. No puedo dejar agradecer a Daniela, Ernesto, Edison, Augusto y Jorge, por todo la ayuda, disposición y confianza que me entregaron durante el desarrollo de esta memoria y la práctica del año 2016, gran parte de este trabajo se debe al constante apoyo que ellos.

Al profesor Ernesto Arancibia, por toda la paciencia y tiempo dedicado para resolver las diversas dudas que surgieron durante el trabajo, aportando con sus conocimientos y experiencias para solucionar y explicar gran parte de ellas.

A mis amigos de toda la vida Sacha, Ernesto, Lazcano y Peña quienes siempre han estado en las buenas y en las malas, donde ni la distancia ha sido impedimento para una buena conversación en aquellos momentos que son necesarios.

A Diego, Gabriel, Kevin y Cristóbal, compañeros de tantas jornadas en el Estadio Nacional siguiendo al club de nuestros amores, viviendo momentos memorables y otros más amargos, donde a pesar de pasar malos momentos, siempre existió la necesidad de estar alentado al equipo.

A todos los que han formado parte de esta experiencia universitaria, destacando a Bruno, compañero de colegio y que coincidentemente hemos seguido el mismo camino y ha sido mi gran amigo durante estos 6 años universitarios.

A todo aquel que de uno u otra forma aporte con un granito de arena para poder llegar a esta titulación, MIL GRACIAS.

TABLA DE CONTENIDO

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Motivación del trabajo.....	1
1.2. Objetivos.....	1
1.2.1. Objetivo General.....	1
1.2.2. Objetivos Específicos.....	2
1.3. Alcances.....	2
CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES	3
2.1. Geología y Geotecnia.....	4
2.2. Proyecto mina Chuquicamata Subterránea	6
2.3. Análisis bibliográfico.....	9
2.4. Benchmarking.....	13
2.5. Oportunidades tecnológicas.....	15
2.6. Conclusiones del Capítulo	17
CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA	19
3.1. Análisis bibliográfico y Benchmarking	19
3.2. Determinación de actividades y rendimientos	20
3.3. Planificación base/actual.....	21
3.4. Estudio de alternativas.....	22
CAPÍTULO 4. ACTIVIDADES EN HUNDIMIENTO	25
4.1. Perforación de Hundimiento.....	25
4.1.1. Altura de Hundimiento 20 metros	25
4.1.2. Altura de Hundimiento 10 metros	27
4.2. Tronadura de Hundimiento.....	28
4.3. Perforación Bateas	29
4.4. Tronadura de Bateas	32
4.5. Perforación y Tronadura de Slot.....	33
4.6. Singularidad Rampa fase 3 Sur.....	34
4.7. Conclusiones del Capítulo	36

CAPÍTULO 5. PLANIFICACIÓN BASE EN PMCHS.....	37
5.1. Planificación Perforación.....	38
5.2. Planificación Tronadura.....	42
5.3. Conclusiones del Capítulo	46
CAPÍTULO 6. ALTERNATIVAS PROPUESTAS.....	47
6.1. Secuencia alternativa	47
6.2. Planificación optimizada.....	49
6.3. Explosivo utilizado	54
CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES.....	57
CAPÍTULO 8. RECOMENDACIONES.....	59
CAPÍTULO 9. BIBLIOGRAFÍA.....	60
ANEXO A: RENDIMIENTOS DE PERFORACIÓN ESMERALDA (DET)	62
ANEXO B: ESTIMACIÓN DE COSTO DE HUNDIMIENTO PMCHS	66

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Localización Codelco Norte. (Vicepresidencia de Proyectos. 2013).....	3
Figura 2.2. Fallas principales Chuquicamata (Vicepresidencia de Proyectos. 2014).....	4
Figura 2.3 Unidades Geotécnicas Básicas y VIF macro-bloques centrales, cota 1.841.....	5
Figura 2.4. Vista perfil unidades geotécnicas básicas.	6
Figura 2.5. Orientación esfuerzos principales (Vicepresidencia de Proyectos. 2014).	6
Figura 2.6. Plan minero Chuquicamata Subterráneo.....	6
Figura 2.7. Configuración esperada macro-bloques, (Vicepresidencia de Proyectos. 2013).	7
Figura 2.8. Ubicación macro-bloques centrales Nivel 1.	7
Figura 2.9. Vista isométrica macro-bloques tipo.....	8
Figura 2.10. Vista en planta macro-bloques N01-S01.....	8
Figura 2.11. Zona afectada por FH (Vicepresidencia de Proyectos. 2013).....	9
Figura 2.12. Variante de hundimiento convencional (Rojas & Cavieres, 1993).....	10
Figura 2.13. Secuencia constructiva de bateas, hundimiento convencional, (Rodríguez, 2014). .	10
Figura 2.14. Forma de frente de hundimiento (Laubscher, 2000).	11
Figura 2.15. Control esperado del frente de hundimiento (Laubscher, 2000).....	11
Figura 2.16. Dirección preferente para enfrentar fallas mayores, (Laubscher, 2000).	11
Figura 2.17. Forma de enfrentar estructuras mayores, (Laubscher, 2000).	12
Figura 2.18. Distancia máxima permisible en frente de hundimiento, (Laubscher, 2000).	12
Figura 2.19. Esquema dirección de avance frente de hundimiento (Ferguson, 1979).	12
Figura 2.20. Tiempo de evacuación de gases (fuente: Orica).	17
Figura 3.1. Diagrama etapas metodología.	19
Figura 4.1. Diseño de perforación altura 20 metros (BCTEC).....	26
Figura 4.2. Diseño de perforación altura 10 metros (BCTEC).....	27
Figura 4.3. Secuencia cóncava de hundimiento (Vicepresidencia de Proyectos, 2014).	29
Figura 4.4. Disposición de bateas en macro-bloques centrales.	30
Figura 4.5. Vista perfil batea de producción (BCTEC).	30
Figura 4.6. Vista en planta diagrama de perforación batea completa (BCTEC).	31
Figura 4.7. Vista en planta diagrama de perforación media batea (BCTEC).	31
Figura 4.8. Vista perfil diagrama de perforación media batea (BCTEC).	31
Figura 4.9. Diseño y disposición paradas slot (BCTEC).....	33
Figura 4.10. Diagrama Chimenea slot (BCTEC).	33
Figura 4.11. Vista perfil intersección rampa fase 3 sur con nivel de hundimiento (BCTEC).....	34
Figura 4.12. Vista en planta singularidad fase 3 sur en nivel de hundimiento (BCTEC).	34
Figura 4.13. Alternativa diseño hundimiento (BCTEC).....	35
Figura 4.14. Sectores de diseño singularidad fase 3 Sur (BCTEC).....	35
Figura 4.15. Alternativas de diseño singularidad rampa fase 3 sur (BCTEC).	35
Figura 5.1. Actividades previas al inicio del proceso de hundimiento.	37
Figura 5.2. Gráfico perforación mensual.	39
Figura 5.3. Planificación perforación bateas.	41
Figura 5.4. Planificación perforación de hundimiento.	42

Figura 5.5. Planificación tronadura de bateas.....	43
Figura 5.6. Estrategia tronadura de slot.....	44
Figura 5.7. Planificación tronadura de hundimiento.....	45
Figura 5.8. Carta Gantt proceso de hundimiento, caso base.....	46
Figura 6.1. Secuencia propuesta, inicio desde Sur-Oeste.....	47
Figura 6.2. Diagrama de perforación emulsión 10 metros optimizado (BCTEC).....	49
Figura 6.3. Cantidad de metros barrenados nueva planificación.....	50
Figura 6.4. Planificación propuesta, perforación bateas.....	51
Figura 6.5. Planificación propuesta, perforación hundimiento.....	51
Figura 6.6. Planificación propuesta, tronadura de bateas.....	52
Figura 6.7. Planificación propuesta, tronadura de hundimiento.....	53
Figura 6.8. Carta Gantt planificación propuesta.....	54
Figura 6.9. Diseño de perforación considerado ANFO (BCTEC).....	54
Figura 9.1. Rendimiento (mb/hr) por operador, mes enero.....	62
Figura 9.2. Disponibilidad y Utilización Jumbos radiales, Enero.....	62
Figura 9.3. Distribución tiempos perforación radial Asarco, Enero.....	63
Figura 9.4. Rendimiento (mb/hr) por operador, mes Febrero.....	63
Figura 9.5. Disponibilidad y Utilización Jumbos radiales, Febrero.....	63
Figura 9.6. Distribución tiempos perforación radial Asarco, Febrero.....	64
Figura 9.7. Rendimiento (mb/hr) por operador, mes Marzo.....	64
Figura 9.8. Disponibilidad y Utilización Jumbos radiales, Marzo.....	64
Figura 9.9. Distribución tiempos perforación radial Asarco, Marzo.....	65
Figura 9.10. Plan de incorporación de área.....	66
Figura 9.11. Vector dotacional proceso hundimiento.....	67
Figura 9.12. Vector de equipos de perforación radial según explosivo.....	68
Figura 9.13. Costo de tronadura a lo largo del tiempo.....	69
Figura 9.14. Distribución de gasto en costo de tronadura.....	69
Figura 9.15. Costo de perforación a lo largo del tiempo.....	69
Figura 9.16. Distribución de gasto en perforación.....	70
Figura 9.17. Costo total de hundimiento por año.....	70

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Distancia tolerable entre frente de hundimiento(Vicepresidencia de Proyecto, 2014).	12
Tabla 2.2. Benchmarking alturas de hundimiento (modificado Rivero, 2008).	14
Tabla 2.3. Benchmarking tronadura de bateas.	15
Tabla 4.1. Parámetros de diseño altura 20 metros (BCTEC).	26
Tabla 4.2. Parámetros de diseño altura 10 metros (BCTEC).	28
Tabla 4.3. Parámetros de diseño bateas.	32
Tabla 4.4. Parámetros de perforación chimenea y tiros slot.	34
Tabla 6.1. Comparación diagramas de emulsión altura 10 metros.	49
Tabla 6.2. Parámetros de diseño ANFO y Emulsión 10 metros.	55
Tabla 6.3. Tabla comparativa uso ANFO vs Emulsión.	56
Tabla 9.1. Proyección de rendimientos para DCH.	65
Tabla 9.2. Operadores proceso de hundimiento.	66
Tabla 9.3. Materiales considerados para estimación.	67
Tabla 9.4. Rendimiento principales aceros de perforación.	67
Tabla 9.5. Consumo principales equipos de hundimiento.	68
Tabla 9.6. Principales insumos considerados.	68

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

El siguiente trabajo se enmarca en uno de los proyectos estructurales que tiene CODELCO, el cual consiste en la transformación de la mina Chuquicamata, la cual tiene más 100 años de explotación asociado principalmente a extracción a cielo abierto, y que en los próximos años empezará su operación de manera subterránea, dando término al rajo abierto, pero prolongando la vida del yacimiento por unos 40 años más. Toda esta transformación debe hacerse con los máximos estándares de seguridad, sustentabilidad, productividad y bajos costos.

1.1. Motivación del trabajo

Dada las complejidades que está viviendo el rubro minero, específicamente disminución en las leyes de los minerales y también una baja en los precios de los metales, es que las empresas están buscando alternativas para disminuir sus costos y así obtener el máximo beneficio posible. Este es el caso de la División Chuquicamata, la cual, por su gran magnitud, ha profundizado en más de un km el pit final del rajo, lo que significa en un aumento considerable en los costos asociados al transporte.

Es por esto que hace unos años esta división comenzó una transformación completa, buscando pasar de minería a cielo abierto a una minería subterránea, tratando de mantener los actuales ritmos que posee el rajo (140 ktpd), pero con un costo de producción mucho menor, para así lograr mantener la competitividad en el mercado del cobre.

A menos de 2 años del inicio de la producción en la mina Chuquicamata Subterránea uno de los temas relevantes, y que darán inicio a la mina subterránea de Chuquicamata es el hundimiento de los 2 macro-bloques centrales, los cuales serán los primeros macro-bloques en entrar en producción.

Las decisiones que se tomen respecto al hundimiento pueden repercutir en el futuro de la mina subterránea, por lo que se justifica estudiar con detalle las posibilidades que permitan reducir el riesgo asociado a los primeros años, dado que existen factores geológicos, tecnológicos y hasta de recurso humano, que se desconoce a ciencia cierta cómo funcionarán en este nuevo proyecto. Es por esto que este trabajo busca definir una estrategia que permita cumplir los rendimientos esperados y a la vez reducir el riesgo que tiene asociado el inicio de todo proyecto, más aún en un proyecto de esta magnitud.

1.2. Objetivos

1.2.1. *Objetivo General*

Definir la estrategia de incorporación de área inicial a hundir para los macro-bloques centrales de la futura mina Chuquicamata Subterránea, el cual permita definir las directrices principales de lo que será el hundimiento de los macro-bloques N01-S01.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Seleccionar un diseño de hundimiento que permita cumplir con los planes propuestos para la futura mina subterránea.
- Determinar punto de inicio y dirección del avance del frente de hundimiento.
- Evaluar opciones que permitan flexibilizar o disminuir el riesgo de lo que será el inicio de la producción.
- Considerar caracterización geotécnica específicas del macizo rocoso y singularidades en el plan de hundimiento.

1.3. Alcances

- El estudio se centrará en los dos macro-bloques centrales (N01-S01) del nivel 1 de la futura mina Chuquicamata Subterránea.
- Solo se analizará la variante de hundimiento convencional, ya definida previamente en el proyecto.
- Se estudiará solo los diseños de hundimiento propuesto en la ingeniería de detalle del proyecto realizada por HATCH-BCTEC.
- No se evaluará modificaciones a la malla (16x16) ni a la construcción de bateas.
- Para efectos de la planificación, todo el nivel de hundimiento tendrá el mismo diseño de perforación y tronadura, inclusive zonas con singularidades.
- No se considerarán las chimeneas piloto ni el preacondicionamiento como parte del proceso de hundimiento, se asume que estas actividades estarán listas previo al inicio del hundimiento.
- El explosivo a utilizar será emulsión, pero se evaluará técnica y económicamente la opción de utilizar ANFO.

CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES

Por años la minería ha sido la principal actividad económica de Chile, especialmente asociado a la extracción de cobre por parte de la empresa estatal CODELCO, teniendo grandes yacimientos desde la región Antofagasta hasta la región de O'Higgins, con yacimientos antiguos como El Teniente, Chuquicamata, Salvador y Andina y otros más nuevos como Ministro Hales, Radomiro Tomic y Gabriela Mistral.

Codelco Norte se localiza en la precordillera de la II Región de Chile, al Oeste del arco volcánico moderno de la Cordillera de los Andes. Comprende unos de los principales clúster o agrupaciones de depósitos cupríferos a nivel mundial. Los que incluye los pórfidos cupríferos Chuquicamata, Radomiro Tomic (RT), Ministro Hales (MMH), y el yacimiento exótico Mina Sur. Los recursos originales estimados de estos depósitos está del orden de los 125 millones de toneladas de cobre fino, de las cuales han sido extraídas 35 millones de toneladas, quedando 90 millones remanentes (Vicepresidencia de Proyectos, 2013).

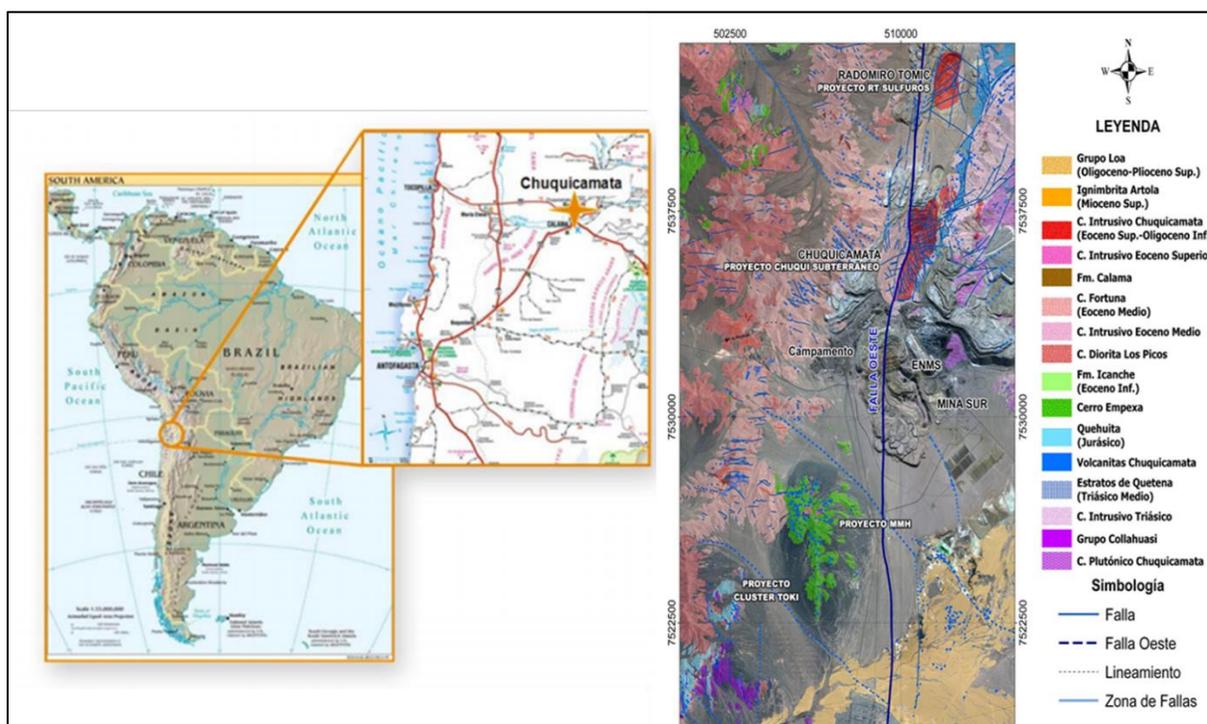


Figura 2.1. Localización Codelco Norte. (Vicepresidencia de Proyectos. 2013)

La División Chuquicamata de la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO) está ubicada en la II Región de Antofagasta en la provincia el Loa, a unos 1.650 km de la capital de Chile y a 15 km de Calama. Se encuentra aproximadamente a unos 2.870 msnm y cuenta con dos minas explotadas a través del método rajo abierto, estas son Chuquicamata y Mina Sur. El inicio de la operación de Chuquicamata data del año 1915, aunque sus propiedades mineras eran conocidas desde hace siglos por culturas prehispánicas.

Actualmente la Mina Chuquicamata lleva 100 años utilizando el método de explotación de rajo, este método le asegura una vida útil hasta el 2020 pues, a partir de ese año la extracción del mineral dejará de ser económicamente rentable producto de la disminución de las leyes de cobre, aumento

en la relación de estéril/mineral a remover (aumento en los costos de transporte) y una mayor profundización del rajo (que lleva a crecientes riesgos geotécnicos).

Es por esto que se encuentra en proceso de una transición a Minería Subterránea, al método de explotación de Macro Bloques (una variante del Block Caving), que actualmente está en el proceso de desarrollo de la infraestructura y tiene pensado dar inicio a su explotación durante el 2019, con el propósito de extraer una gran cantidad de recursos minerales remanentes bajo el Pit Final del rajo, que permitirá expandir la vida de la mina en unos 40 años más.

2.1. Geología y Geotecnia

El Distrito Codelco Norte es parte de una notable franja de pórfidos cupríferos alineados según el Sistema de Falla Domeyko. La Falla Oeste, importante rama del Sistema de Falla Domeyko en el distrito, es una estructura regional N-S con movimiento post-mineral, que divide el depósito Chuquicamata, separando el Pórfido Chuqui intensamente mineralizado, por el Este, del estéril Complejo Intrusivo Fortuna, por el Oeste. En la Figura 2.2 es posible apreciar las principales fallas del depósito estudiado, donde destaca por su magnitud la mencionada Falla Oeste. Estas fallas separan el yacimiento en distintos dominios geotécnicos, los cuales definen las características geotécnicas de cada sector. Actualmente se estima que bajo el rajo de Chuquicamata hay 4.200 millones de toneladas de mineral de cobre y molibdeno, con ley media de 0,71% de cobre y 310 ppm de molibdeno (para una ley de corte de 0.4%).

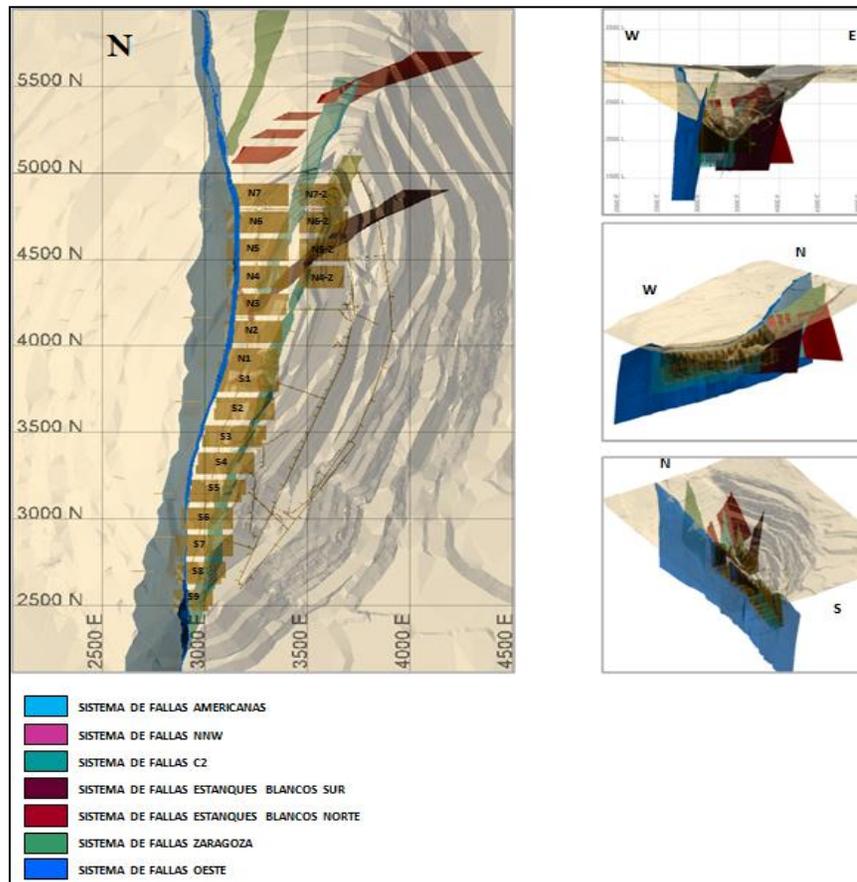


Figura 2.2. Fallas principales Chuquicamata (Vicepresidencia de Proyectos. 2014).

Dada la gran cantidad de dominios geotécnicos y litologías presentes en este gran yacimiento, el estudio de los principales parámetros geotécnicos se centrará en los dos macro-bloques centrales (N01-S01), que son en los que se enfoca este trabajo. La condición del macizo rocoso está caracterizada como un conjunto de rocas medianamente competentes con indicadores de frecuencia de fracturas (FF) entre 2 y 4 fracturas por metro e indicadores de calidad del macizo rocoso RMR (Rock Mass Rating) entre 40 y 55 (en una escala de 100).

A partir del modelo geomecánico del año 2016, en la Figura 2.3 es posible ver cuáles son las principales unidades geotécnicas básicas que es posible encontrar en el nivel de hundimiento. Acá destacan 5 unidades principales, el pórfido este potásico (PEK), pórfido este sericítico (PES) Cuarzo igual Sericita (QIS), Cuarzo mayor Sericita (QMS) y Cuarzo menor Sericita (QMES), las cuales tiene diferente resistencia a la compresión uniaxial. La roca PEK tiene un UCS de 96,5 Mpa siendo la roca más resistente entre las mostradas, sin embargo, la mineralogía con mejores leyes está emplazada principalmente en el sector compuesto por roca Cuarzo-Sericita, la cual tiene una UCS variable entre 20,3 a 67,2 Mpa.

Analizando la composición del nivel de hundimiento en los macro-bloques N01-S01, se puede notar que la gran mayoría está compuesta por QIS (72%) seguido de PES (13%) y en menor medida, QMS (8%) y PEK (7%), siendo representativo un UCS de 67-70 Mpa para este nivel. También en la figura es posible apreciar las fallas VIF (very important fault), las cuales son fallas proyectadas desde el rajo, y que tiene una dirección más menos pareja entre N20E y N40E, lo cual será una consideración necesaria al momento de planificar el hundimiento.

En relación a la magnitud de los esfuerzos in situ que presenta Chuquicamata, estos varían dependiendo la zona del yacimiento dado que, por la presencia del rajo, las columnas de sobrecarga de mineral son de diferentes alturas. Para la zona a estudiar, la Figura 2.5 presenta la orientación des esfuerzo principal mayor y el esfuerzo principal menor, los cuales presentan una magnitud cercana a los 30 y 23 MPa, respectivamente.

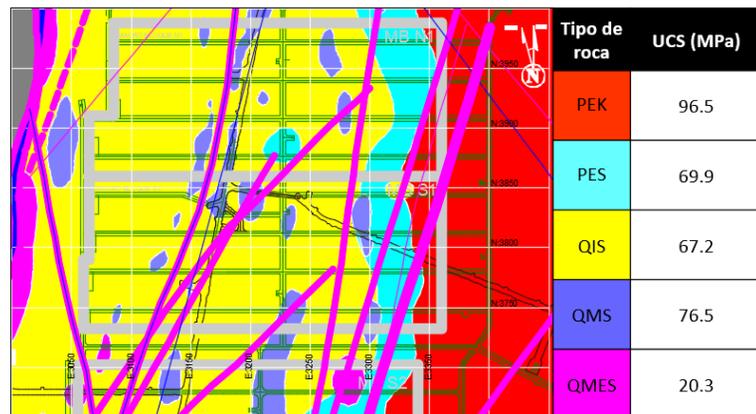


Figura 2.3 Unidades Geotécnicas Básicas y VIF macro-bloques centrales, cota 1.841.

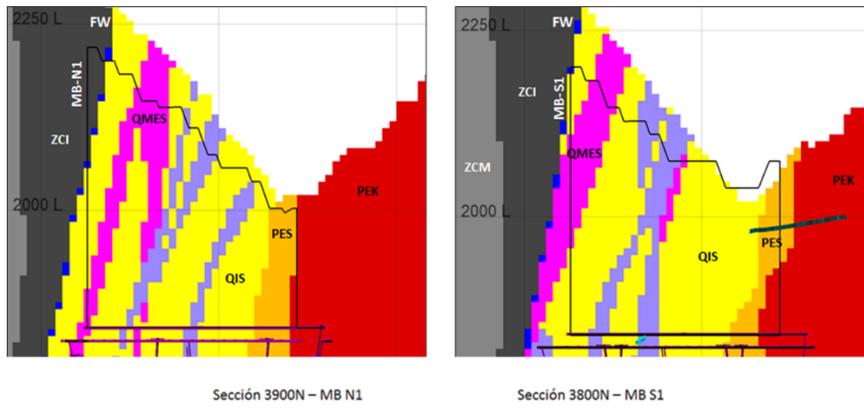


Figura 2.4. Vista perfil unidades geotécnicas básicas.

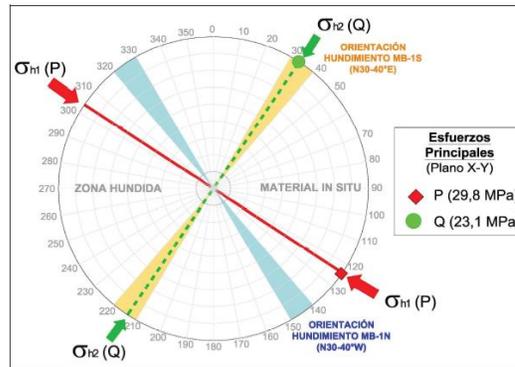


Figura 2.5. Orientación esfuerzos principales (Vicepresidencia de Proyectos. 2014).

2.2. Proyecto mina Chuquicamata Subterránea

En el marco de la transformación de Chuquicamata a una mina subterránea, es que se está llevando a cabo un mega proyecto, el cual contempla una inversión inicial de 4.200 millones de dólares, este proyecto busca poder aprovechar gran parte de las reservas que aún hay bajo el fondo del rajo, cambiando el modelo de negocios actual a uno que permita adecuarse a las exigencias de productividad, costos, seguridad y medio ambiente.



Figura 2.6. Plan minero Chuquicamata Subterráneo.

El proyecto busca explotar 1.700 millones de toneladas de mineral, las cuales tienen una ley media de 0,69% de Cu y 521 ppm de Mo, dándole unos 40 años más de vida a este yacimiento según el plan desarrollado durante el año 2017 por el área de minería subterránea de la Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, el que se muestra en la Figura 2.6. Como se aprecia en el plan, esto se pretende realizar a través de 3 niveles de explotación, ubicados en la cota 1.841, 1.409 y 1.193, teniendo como meta alcanzar una producción de 140.000 toneladas por día cuando se alcance el régimen, el cual se estima para fines del año 2025, es decir un periodo de ramp-up de 7 años.

La configuración que caracteriza a la futura mina es la creación de unidades base de explotación independientes denominadas macro-bloques, los cuales fueron distribuidos en cada uno de los tres niveles de explotación definidos. Como se muestra en la Figura 2.7 lo que se busca es independizar trabajos por unidad básica de explotación, teniendo macro-bloques en producción, mientras otros están propagando el caving y otros recién entrando en preparación.

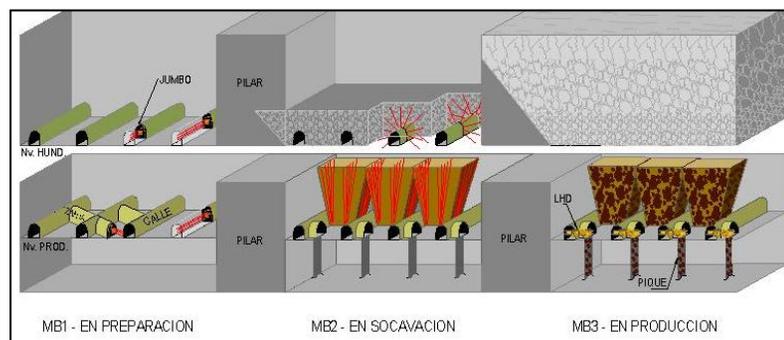


Figura 2.7. Configuración esperada macro-bloques, (Vicepresidencia de Proyectos. 2013).

La variante macro-bloques ha sido seleccionada debido a las facilidades que entrega para independizar las labores de construcción y operación de las unidades productivas, tener un ancho de frente manejable, mantener operativo más de un nivel simultáneamente, tener más flexibilidad que el Panel Caving, además que permite generar una mejor lógica de abandono y ofrecer una mejor opción de cambios a la incorporación de nuevas tecnologías.



Figura 2.8. Ubicación macro-bloques centrales Nivel 1.

Centrando en lo que se enfoca este trabajo, la Figura 2.8 muestra la distribución de los macro-bloques en el nivel 1 (cota 1.841) el cual está compuesto por 20 macro-bloques, de un área entre 35.000 y 40.000 m² cada uno, donde la única zona que no posee pilar entre los macro-bloques, es la zona marcada y es donde se dará inicio a la producción (N01-S01) el cual en conjunto tiene un área de 73.728 m².

La configuración pensada para explotar este nivel corresponde a, un nivel de hundimiento separado a 18 metros del nivel de producción, en el nivel de producción las palas cargarán en los puntos de extracción llevando el mineral a un chancador centralizado (se considera un chancador cada 2 macro-bloques), este descargará a un pique que traspasará el mineral hacia un nivel de transporte intermedio, donde una correa de nivel recolectará el mineral procesado en los chancadores llevándolo a una correa de transporte intermedio, esta correa de transporte intermedio llega a una sala de transferencia que conecta la correa intermedia con la correa de transporte principal, la cual es la encargada de sacar el mineral de la mina, dejándolo en la correa overland que debe llegar con el mineral hacia la planta de chancado secundario. En la Figura 2.9 se puede apreciar una vista isométrica de una pareja de macro-bloques tipo.

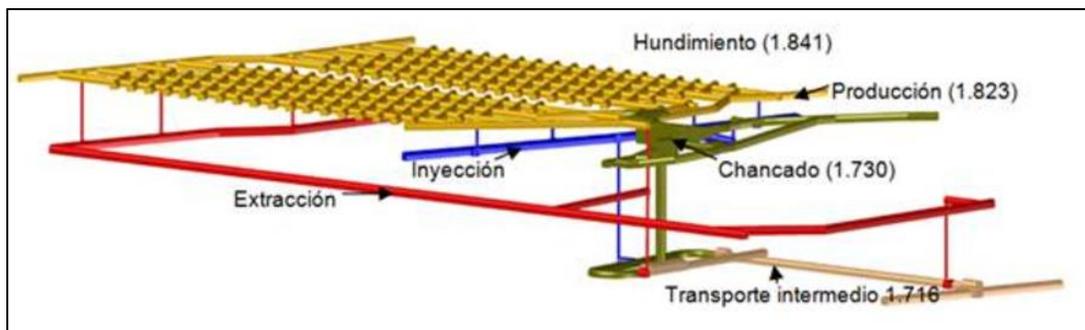


Figura 2.9. Vista isométrica macro-bloques tipo.

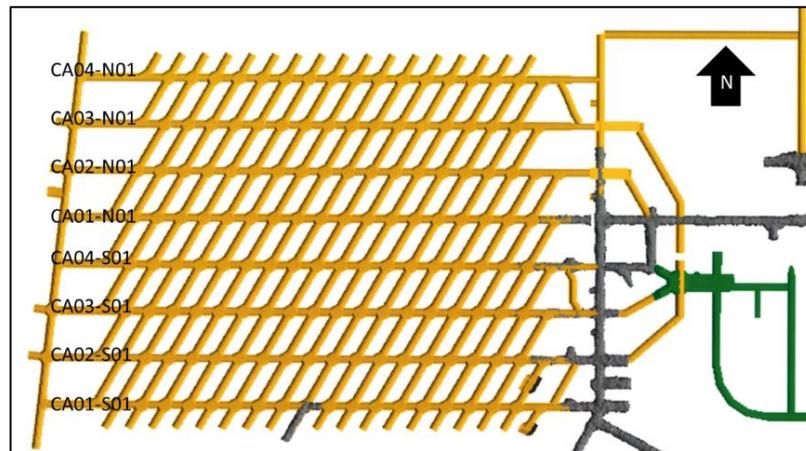


Figura 2.10. Vista en planta macro-bloques N01-S01.

Como se mencionó, una situación especial ocurre en la primera pareja de macro-bloques (N01-S01), donde no existe pilar que divide los macro-bloques, por lo que se podría pensar en un gran macro-bloque de 8 calles, el cual será la unidad de explotación que dará inicio a la mina Chuquicamata Subterránea. La malla considerada en el diseño corresponde a una malla de 16x16 metros, con galerías en el nivel de producción de 5,2x4,85 y en el nivel de hundimiento de 4x4,6,

esto significa que este nivel tendrá 294 puntos de extracción, considerando que el largo de las calles es cercano a 300 metros cada una.

Una de las consideraciones para el hundimiento, es una estrategia de precondicionamiento intensivo, el cual considera realizar Fracturamiento Hidráulico (FH) y Debilitamiento Dinámico con Explosivos (DDE). Para lo que será el primer nivel, se considera realizar FH desde una rampa superior al nivel de hundimiento en las zonas que se muestran en la Figura 2.11. En cuanto a lo que es DDE, se considera una malla intensiva, la cual considera realizar pozos de diámetro $5\frac{3}{4}$ y longitud promedio de 100 metros, estos pozos se realizarán tanto desde el nivel de producción como desde el nivel de hundimiento, teniendo 1 pozo cada 16 metros en todas las calles del nivel de hundimiento y en el nivel de producción habrá un pozo por batea, totalizando 330 pozos para fracturar el macizo.

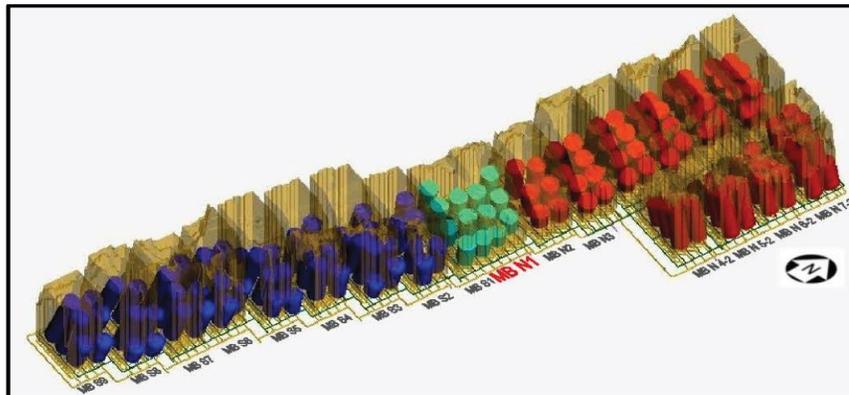


Figura 2.11. Zona afectada por FH (Vicepresidencia de Proyectos. 2013).

2.3. Análisis bibliográfico

A pesar de que el hundimiento es una de las operaciones vitales dentro de la minería del caving, ya que si es mal realizada podría implicar la pérdida parcial/total de un sector productivo (Laubscher, 2000), no es algo que esté completamente estudiado dado la complejidad de los procesos involucrados. Es por esto que se estudió de una forma más global los aspectos teóricos del proceso de hundimiento. El énfasis principal de esta revisión corresponde a experiencias prácticas de diversas minas que han logrado desarrollar con éxito la metodología de Caving, sirviendo como guía para lo que se espera lograr en la futura mina Chuquicamata Subterránea.

La principal misión del hundimiento, es extraer el material para dejar un vacío de dimensiones suficientes para que el Caving se pueda propagar causando el menor daño posible en los alrededores (Butcher, 2000). Para un correcto hundimiento se definieron algunas variables que se debe controlar, como la secuencia de construcción de los niveles de producción y hundimiento, la distancia entre el frente de hundimiento y el frente de extracción, la altura de hundimiento, y el punto de inicio y dirección de la socavación (Brown, 2007)

Dentro de las diferentes variantes de hundimiento existentes, este estudio se centrará principalmente en la variante de hundimiento convencional, esto debido a que la mina Chuquicamata Subterránea está pensada como un Block Caving, por lo que variantes como

hundimiento Previo o Avanzado no son aplicables dado que el bloque estará preparado previamente al inicio del hundimiento. Esta variante consiste principalmente en tener labores adelantadas en el nivel de producción con respecto al frente de hundimiento, esto incluye la apertura del cajón de las bateas. En esta variante el frente de extracción va a la par con el frente de hundimiento (Rojas & Cavieres, 1993).

Como se muestra en la Figura 2.12 esta variante requiere tener gran parte o todo el nivel de producción desarrollado, ya que estas labores van adelantadas a lo que es el frente de hundimiento, la secuencia general de esta variante corresponde a llevar cierta cantidad de bateas perforadas con anterioridad y otras tronadas pero sin conectar a hundimiento dado que estas se conectan una vez que se realiza la tronadura de hundimiento, dado que estas llevan tiros negativos que permiten lograr conexión.

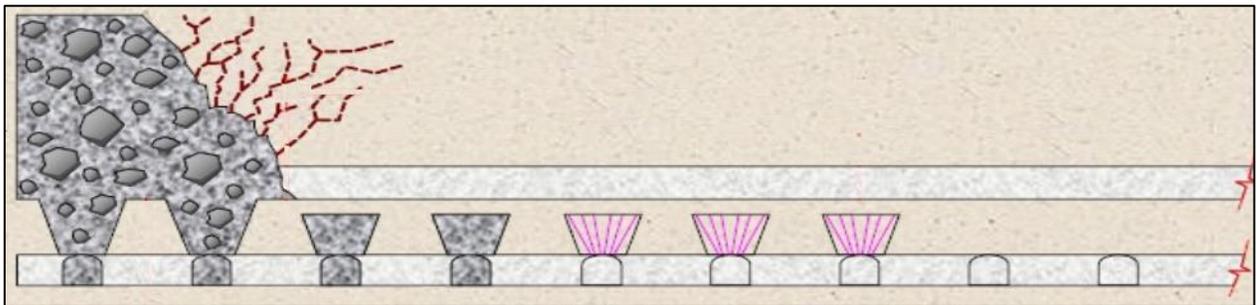


Figura 2.12. Variante de hundimiento convencional (Rojas & Cavieres, 1993).

La secuencia de construcción de bateas en un hundimiento convencional se puede graficar en 9 etapas (Rodríguez, 2014) la cual está basada en la experiencia en división El Teniente (DET), estas etapas limitarán el tiempo de ciclo total para poder incorporar área a la producción, estas se grafican en la Figura 2.13.



Figura 2.13. Secuencia constructiva de bateas, hundimiento convencional, (Rodríguez, 2014).

Por otro lado, definir correctamente la secuencia de tronadura, con la cual se incorporará el área hundida, no es tarea fácil, ya que una mala definición de esta secuencia podría generar una mala conexión de caving o hasta pérdidas de sectores productivos (Laubscher, 2000). Es por esto que en la literatura se habla de ciertas reglas básicas que se deben considerar para evitar una distribución de esfuerzos mayor o que el caving se vea gravemente afectado por una falla estructural. A continuación, se presentan cinco de estas consideraciones, las cuales aparecen repetitivamente en la literatura.

1. Forma del frente: como muestra la Figura 2.14, se hace relevante si en la dirección de avance el frente tiene forma cóncava o convexa, esto genera diferentes distribuciones de esfuerzos, siendo en caso más favorable el llevar un frente cóncavo (Laubscher, 2000). Además se recomienda llevar parejo el frente de hundimiento, sin mayores irregularidades que generan una mayor concentración de esfuerzo, tal como se muestra en la Figura 2.15.

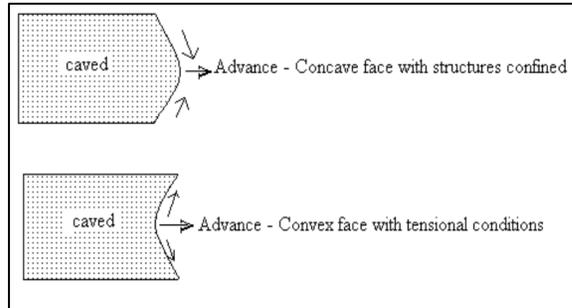


Figura 2.14. Forma de frente de hundimiento (Laubscher, 2000).

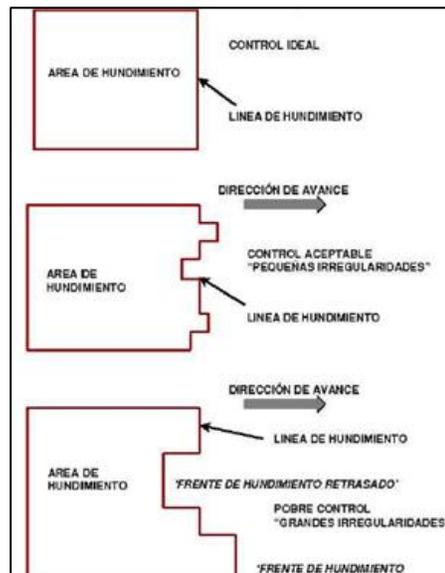


Figura 2.15. Control esperado del frente de hundimiento (Laubscher, 2000).

2. Avance respecto a estructura: se debe avanzar de tal manera de que la estructura no genere un gran bloque que sobrecargaría los niveles de producción, pudiendo generar colapso. En la Figura 2.16 hay un ejemplo de la dirección preferente para abordar la estructura presentada.

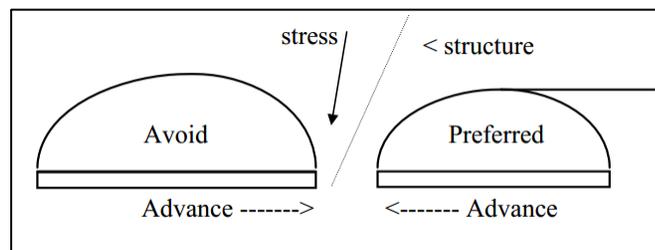


Figura 2.16. Dirección preferente para enfrentar fallas mayores, (Laubscher, 2000).

3. Como enfrentar estructuras: cuando el frente debe pasar por estructuras, estas se deben enfrentar con el mayor ángulo posible, de ser posible llevar la dirección sub-paralelo a la dirección que tiene la estructura, de tal manera de evitar colapsos, tal como muestra la Figura 2.17

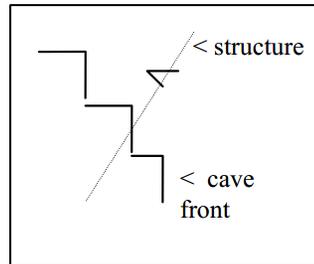


Figura 2.17. Forma de enfrentar estructuras mayores, (Laubscher, 2000).

4. Distancia entre frentes: se debe mantener un mínimo de distancia entre frentes de hundimiento, ya que se produce relajamiento en las galerías no hundidas generando posibles fallas. Bajo las condiciones a las que está sometido el macizo de Chuquicamata, el área de geomecánica de la Vicepresidencia de Proyectos definió las distancias permisibles entre frente contiguos, los cuales se muestran en la Tabla 2.1.

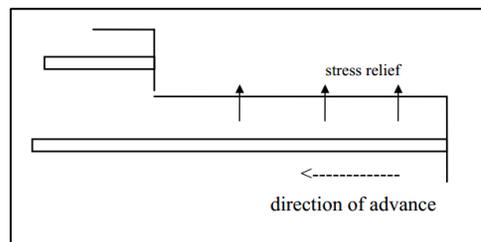


Figura 2.18. Distancia máxima permisible en frente de hundimiento, (Laubscher, 2000).

Tabla 2.1. Distancia tolerable entre frente de hundimiento (Vicepresidencia de Proyecto, 2014).

Distancia entre Frentes de Hundimiento (m)	Nº Paradas	Clasificación Propuesta
		< 15 m
15 a 30 m	7 a 15	Moderado o Medio
> 30 m	> 15	Desfavorable

5. Dirección de Avance: La dirección de avance no deberá generar convergencia de frentes, a objeto de evitar la concentración de esfuerzos.

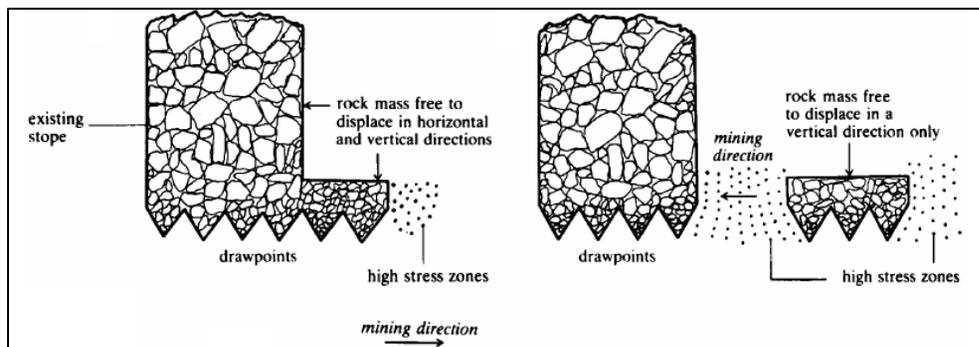


Figura 2.19. Esquema dirección de avance frente de hundimiento (Ferguson, 1979).

Adicional a los criterios establecidos de la literatura, se añaden dos criterios obtenidos de experiencias de hundimiento en El Teniente y en Andina. La primera hace referencia a el ancho del frente de hundimiento, donde se sugiere mantener el ancho de frente bajo los 300m, justificado principalmente por los problemas que presentó Esmeralda al tener frente de ancho superior a los 500 m (Araneda & Sougarret, 2008), sin evidenciar el mismo efecto en otros sectores del yacimiento que son explotados con un ancho de frente inferior a los 300 metros.

Un segundo criterio a tener en consideración hace referencia a cómo abordar fallas principales o singularidades que enfrenta el frente. Se debe buscar que las fallas o discontinuidades no queden inmediatamente después del frente de hundimiento, ya que esto puede generar colapso. En este caso se debe considerar detener el frente una distancia razonable antes de la activación de la falla o tronar hasta pasado la falla de tal manera de prevenir la activación de la estructura (Quiñones, et al., 2014).

2.4. Benchmarking

En el pasado se consideraba que la altura de hundimiento tenía significativa influencia en el caving y el escurrimiento del mineral, sin embargo en Asbestos (Zimbabwe) se pasó de una altura de 20m a una de 3 metros obteniendo similares resultados de fragmentación (Laubscher, 2000). Algo similar ha mostrado la evolución de hundimiento con panel caving convencional en El Teniente, ya que desde el año 1987, donde la altura considerada era de 16,6 metros, ha ido disminuyendo su altura, alcanzando el año 1994 el mínimo de altura de 3,6 (alto de la galería de hundimiento) para luego volver a 10,6 metros en 1998 principalmente para un mejor control granulométrico inicial (Jofre, 2000).

Dentro de las ventajas identificadas por Jofre en su análisis, destaca la disminución considerable de perforación y consumo de explosivos que se produce al considerar una altura menor. Sin embargo, como desventaja de una reducción de altura genera una fragmentación inicial más pobre produciendo sobretamaño de bloques, obligando a una mayor cantidad de reducción secundaria que implica mayor daño a visera y pilares.

Para iniciar la evaluación de los diseños de hundimiento, se realizó un benchmarking enfocado principalmente a buscar una correlación entre la altura de hundimiento y la tasa de incorporación que es posible lograr, las cuales se presentan en la Tabla 2.2, siendo un complemento y actualización del trabajo realizado por (Rivero, 2008).

Si se revisa las máximas tasas alcanzadas, las cuales se obtuvieron en Northparkes y en Palabora, se puede asociar dicho rendimiento con el método utilizado para hundir, el cual coincide que en ambos casos se utiliza un hundimiento avanzado con un corte tipo Crinkle cut, bastante diferente a lo pensado para el proyecto Chuquicamata Subterráneo, el cual está ideado con un hundimiento convencional utilizando un corte alto.

Entre las minas estudiadas, se presentan 4 faenas que utilizan una altura de hundimiento igual o superior a 10 metros, estas son dos de El Teniente (Esmeralda y 4 Sur), Henderson y el tercer panel de Andina, las cuales muestran tasas de incorporación máxima de 3.000 m²/mes, siendo las de El Teniente las que muestran el mejor rendimiento, sin embargo, dista de los 4.000 m²/mes que exige la futura mina para lograr hundir lo que serán los dos primeros macro-bloques que entren en producción.

Tabla 2.2. Benchmarking alturas de hundimiento (modificado Rivero, 2008).

Benchmarking			
Mina	Tasa de incorporación [m²/mes]	Altura de Hundimiento [m]	Tipo de Corte
Esmeralda	3000	15,6	Horizontal
4 Sur	2.500-3.000	10,6	Alto
Diablo Regimiento	1300	3,6	Horizontal
Reservas Norte	1800	3,6	Horizontal
Panel III Andina	2500	10	Alto
Henderson	950	18,3	Alto
Northparkes lift 2	3.100-3.500	4	Crinkle cut
DOZ	1.700-3.000	6,5	Alto
Palabora	4.200	4	Crinkle cut
Premier Diamond	900-1.100	4	Alto
El Salvador	2.000	5	Alto

Vale destacar que varias de las faenas que se han mostrado con alturas sobre los 10 metros han migrado a alturas menores. A los casos ya mencionados de El Teniente y la mina de Zimbabwe también está el caso de Andina, donde debido a problemas operacionales y a accidentes ocurridos, se determinó que no se realizaría más tiros ascendentes en los diagramas de perforación radial. Esta medida no afectó a la producción, manteniendo sin mayores inconvenientes la tasa de incorporación de área, aunque esto puede asociarse a holguras que tenía el proceso anteriormente, los cuales permitían mantener el ritmo esperado a pesar de la alta tasa de perforación requerida debido a los tiros ascendentes.

En cuanto a la tronadura, el benchmarking tuvo un mayor énfasis en lo que es tronadura de bateas, esto principalmente porque existe la opción de reducir la cantidad de tronaduras en el nivel de producción. Hoy en día en Codelco, normalmente una batea entra en producción después de 3 o 4 tronaduras usando ANFO como explosivo, donde cada tronadura implica un tiempo de aislación de entre 4 a 8 horas debido a posible estallido de rocas (Music & San Martín, 2012), a diferencia de tronar en una fase, que genera ahorro en el costo que implica una segunda tornadura, elimina el riesgo de colocar operadores a cargar nuevamente con explosivos en una roca parcialmente quebrada y reduce el tiempo en poner en operación una batea (Altamirano, 2014).

Dentro de las divisiones estudiadas, se muestra como casos de interés la metodología que utiliza Andina, la cual genera una cara libre con 6 tiros huecos de 5 pulgadas, rodeado de 12 tiros de 2,5 pulgadas que se utilizan para generar un canalón que sirva como cara libre para la posterior tronadura de batea. A diferencia de lo que se realiza en Andina, en El Teniente todas las bateas llevan como cara libre una chimenea piloto de diámetro 1,5 metros, luego se genera una primera tronadura con el fin de crear un canalón, seguido de una tronadura que completa los tiros restantes.

Tabla 2.3. Benchmarking tronadura de bateas.

	Ítem	Andina	RENO	Esmeralda Sur	Esmeralda Sur
Perforación	Explosivo	ANFO	ANFO	ANFO	Emulsión
	Tiros	52	58	58	52
	Diámetro tiros (")	2,5	3	3	3
	Metros barrenados	430,6	565,9	704	634
	Malla de Tiraje	13x15, 13x17	15x20	15x20	15x20
	Diámetro Piloto (m)	6 tiros 5" + 12 tiros 2.5"	1,5	1,5	1,5
	Largo Chimenea piloto (m)	7,8	10,7	11,3	11,1
	Volumen (m ³)	680	1.297	1.880	1.856
Consumo Explosivos (kg)	Fase 1	1.566	709	989	1.083
	Fase 2	-	1.017	1.336	1.616
	Total	1.566	1.726	2.325	2.699
	Total (relativo al ANFO)	1.566	1.726	2.325	2.348
Factor de Carga (kg/m³)	Fase 1	1,8	2,4	2,5	2,8
	Fase 2	-	1,0	0,9	1,1
	Global	1,8	1,3	1,3	1,5

En la Tabla 2.3 se muestra la cantidad de explosivo y volumen tronado de dos minas de El Teniente, la mina Reservas Norte y mina Esmeralda, ambas muestran factores de carga similares para bateas de diferentes volúmenes, teniendo una primera fase con factor de carga 2,4-2,5 seguida de una segunda fase con una menor cantidad de explosivo por volumen tronado, lo que hace pensar que si se desea lograr la tronadura de batea en una sola fase, se debe considerar un factor de carga similar al de la primera fase de una de esas bateas.

Según Music, se requieren tres criterios importantes para una tronadura en una fase, un factor de carga sobre 1 kg/ton, una correcta secuencia de iniciación con tiros cada 20 o 30 ms previniendo que exista acople de ondas y una cara libre de al menos 1,5 metros. Dentro de los resultados más importantes de su experiencia es que, no hubo mayores daños en la fortificación ni en las galerías cercanas a la batea, mostrando hasta menos daño que con las 3 o 4 tronaduras utilizando ANFO. Tampoco se evidenció cambios relevantes en la condición de sismicidad al considerar una tronadura con un factor de carga tan potente.

2.5. Oportunidades tecnológicas

Dentro de los objetivos que tiene este proyecto está la opción de operar de manera remota, a través de un Centro Integrado de Operación y Gestión (CIOG), gran parte de las actividades que se

desarrollarán cuando la mina este en plena producción, como lo es operar las palas a través de un sistema semi-autónomo, poder tener un sistema VOD (ventilation on demand), controlar sistemas de transporte principal, generar sistemas de seguridad como de bloqueo eléctrico o sistema de portones anti incendios, monitoreo de caving, entre otros.

Uno de los procesos que ha tenido mayores avances en cuanto a optimizaciones tecnológicas corresponde a los equipos de perforación, en este caso se hace referencia a las ventajas que posee los nuevos sistemas creados para la perforación radial, los cuales hoy en día permiten mejoras en el monitoreo, control, optimización y autonomía. A continuación, se enlistan algunas de las funcionalidades que es posible incluir a los equipos de perforación:

- **Monitoreo:** a la fecha existe la opción de agregar a los equipos de perforación sistemas que permite reunir, comparar y comunicar la información de todos los equipos de la flota, con esto se asegura una planificación eficiente y correcta evaluación y administración de la operación. Otra opción posible es recabar la información del rendimiento de perforación, lo cual permite una evaluación simple y rápida de las condiciones del macizo.
- **Control:** muchos de estos avances también se han enfocado en lo que es el control. Una de las funcionalidades que se incluye es la de detección de equipos o personas en el sector donde se está trabajando, la que inmediatamente envía una alerta al operador en caso de estar operado manualmente, o si es automático detiene todas las partes móviles del equipo. Al ser equipos automatizados, es posible operar de manera tele-remota desde una sala dentro o fuera de la mina, exponiendo mucho menos al personal. Además da la facilidad de que un operador sea capaz de operar a distancia más de un equipo.
- **Optimización:** Dentro de herramientas que se han creado con foco en la optimización es posible encontrar la opción de cambio automático de los bits de perforación, junto con la opción de añadir automáticamente barras, los cuales aumentan la eficiencia reduciendo tiempos perdidos por cambios de estos materiales. También existe la opción de programar al equipo para reaccionar en caso de roca más blanda o detección de vacíos, los cuales desgastan y dañan a los aceros de perforación. Otra opción es el posicionamiento del brazo mediante la entrega de coordenadas y ángulo, lo cual permite mantener el paralelismo durante todo momento de perforación del tiro, ya que el equipo siempre buscara mantener esta posición.
- **Autonomía:** Esta opción es la que más ventajas puede traer a la operación, ya que actualmente es posible dejar operando el equipo sin supervisión de un operador, dentro de las opciones que se puede adquirir, está la de dejar el equipo perforando un tiro, la cual, dependiendo del largo del tiro, será más o menos beneficiosa. La otra opción es entregarle al equipo el diagrama de perforación completo y este será capaz de perforarlo sin participación de un operador, salvo al inicio que el operador lo deja en la posición de perforación y debe marcar manualmente donde realmente se perforará cada tiro de la parada, esto para evitar desviaciones debido a la irregularidad de la galería.

Otra de las mejoras tecnológicas disponibles es la utilización de emulsión, que si bien lleva varios años en el mercado, aún no logra tomar el real protagonismo que debiera tener gracias a las grandes ventajas que ofrece. Si se compara con el ANFO (explosivo comúnmente utilizado), una de las diferencias más importantes está en el poder o velocidad de detonación (VOD), donde la emulsión presenta un VOD de 4.600 m/s comparado con los 3.900 m/s del ANFO, todo esto realizado bajo las mismas condiciones (Lopez, 2004). Este parámetro toma real importancia al momento de realizar los diseños, ya que al tener un mayor poder rompedor es posible aumentar parámetros como el Burden o el espaciamiento, lo que puede traer considerables ahorros en lo que a perforación respecta.

También es posible encontrar diferencias en la densidad del explosivo, donde la del ANFO varía entre 0,8 y 1 g/cc y la de la emulsión entre 0,9 a 1,4 g/cc, esto significa que al tener una mayor densidad, menor es el volumen de gases presente en la mezcla. Debido a esto es que el volumen de gases producto del ANFO es mayor al volumen de gases de la emulsión, lo que implica mayores tiempos de ventilación post tronadura. Esto se puede apreciar en el estudio que realizó Orica en una mina subterránea del norte del Chile, donde se realizó mediciones de CO y óxidos de nitrógeno. Los resultados de este estudio se pueden ver en la Figura 2.20, donde para una tronadura de ANFO tarde sobre 2 horas de ventilación, en cambio, una tronadura de emulsión tarda poco más de 1 hora.

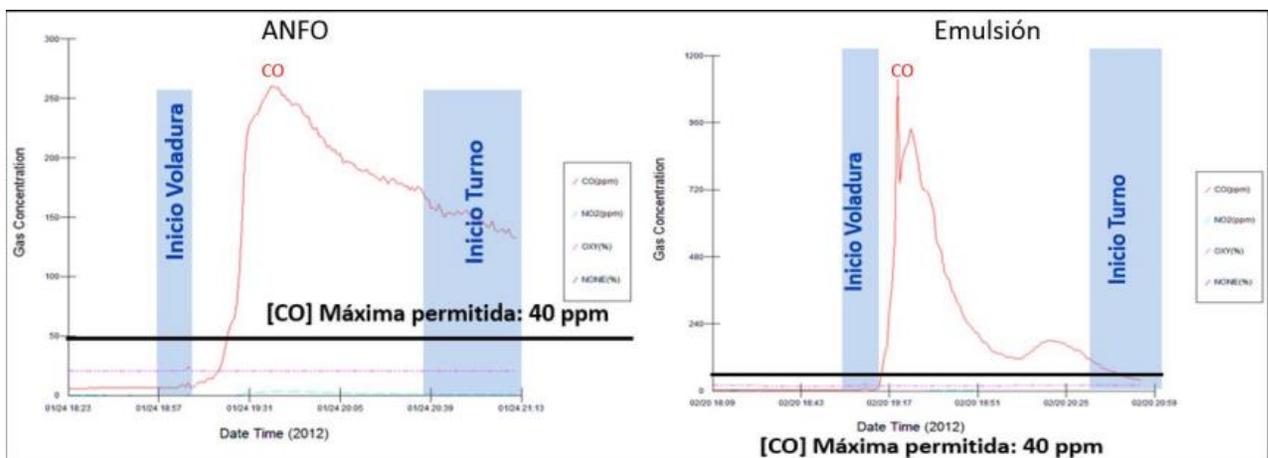


Figura 2.20. Tiempo de evacuación de gases (fuente: Orica).

2.6. Conclusiones del Capítulo

A partir de todo el análisis bibliográfico desarrollado, junto con los benchmarking realizados es se rescatan las siguientes herramientas que permitirán un correcto desarrollo de este trabajo:

Haciendo referencia a la caracterización geológica y geotécnica, se desprende que el yacimiento de Chuquicamata presenta una condición favorable para la propagación del caving, ya que posea una calidad de roca de regular a buena, teniendo un UCS promedio de 70 Mpa. Además está sometido a esfuerzos menores a otras faenas de la industria, lo que indica que el riesgo a estallido de roca es mucho menor. También se aprecia que la gran mayoría de las estructuras tiene una orientación similar, lo que de cierta forma facilita el diseño de la secuencia de hundimiento.

Con respecto al proyecto, el plan minero es bastante exigente ya que muestra que año a año se deberán ir incorporando cerca de 20.000 tpd al ritmo de extracción (equivalente a 2 macro-

bloques), por lo que gran parte de las decisiones que se tomen al inicio deberán ir de la mano con lo que se espera a futuro. Todos estos planes se sustentan en la flexibilidad que se espera tener debido al método de macro-bloques que se busca implementar. Dentro de las medidas consideradas, está la utilización de preacondicionamiento intensivo, el cual puede ser beneficioso para la producción, sin embargo será invasivo para las labores de desarrollo, especialmente la perforación.

Dentro de las actividades que requeridas para incorporar área en un panel caving convencional, las 3 últimas tienden a ser las que más tiempo y recursos requieren, estas son, la perforación de batea, la tronadura de bateas y la tronadura de hundimiento (incluye perforación) por lo que debieran ser las que mayor énfasis hay que colocar.

En relación a la definición de la secuencia de hundimiento, se encontró 6 condiciones que se espera cumpla las posibles secuencias de los macro-bloques centrales, estas condiciones son: dirección de avance del frente ante estructura mayores (en este caso hacia Falla Oeste), forma de frente cóncava, dirección de frente sub-paralelo a fallas mayores, distancia crítica de frente de hundimiento en calles contiguas, evitar detener frente en fallas o singularidades, ancho de frente menor a 300 metros

A pesar de ser un parámetro importante en el proceso de hundimiento, no hay mucha información respecto a los beneficios de una mayor altura de hundimiento, sin embargo, a partir del benchmarking presentado es posible encontrar una cierta relación inversa entre los ritmos de incorporación de área y la altura de hundimiento, donde ninguna faena muestra ritmos como los que espera Chuquicamata si es que utiliza una altura superior a 10 metros. En cuanto al benchmarking de tronadura de bateas, existen varios estudios respecto a la tronadura en una fase y está ya ha sido probada con éxito en algunos sectores de El Teniente.

Por último, dado los estándares y requerimientos que pretende la futura mina Chuquicamata subterránea, se hace necesario considerar gran parte de los avances tecnológicos que hay disponibles. Uno de ellos es la semi-autonomía de los equipos de perforación, el cual permite operar a distancia gran parte de las funcionalidades de estos equipos, solo requiriendo la participación de un operario para trasladar de una postura a otra el jumbo. Esta semi-autonomía trae grandes ganancias en los tiempos operacionales de los equipos ya que permite tener al equipo trabajando durante los cambios de turno o las colaciones, aumentando considerablemente la utilización y productividad de esta actividad. Otra tecnología a aprovechar es utilizar la emulsión como explosivo, ya que a diferencia del ANFO, los tiempos de limpieza de gases son considerablemente menores, y como en el primer nivel de esta mina el riesgo de estallido de roca es bajo, el tiempo de aislación post tronadura estará limitado principalmente por el tiempo que tarde en reestablecer los niveles permisibles de gases nocivos para la salud.

CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA

Dado que este trabajo está enfocado en buscar la mejor estrategia para la incorporación de área de los macro-bloques centrales del proyecto Mina Chuquicamata Subterráneo (PMCHS), la metodología desarrollada tiene un énfasis más evaluativo que experimental, buscando mostrar que es difícil alcanzar los rendimientos propuestos por el proyecto si se considera los diseños de ingeniería actuales, por lo que se va proponer alternativas a lo que presenta el proyecto para alcanzar los rendimientos esperados.

El trabajo se dividirá en 2 fases, una primera fase que considera la recopilación de datos operacionales de otras faenas (Benchmarking presentando en Capítulo 2), sumado a una etapa de análisis del estado de la ingeniería que tiene el proyecto hasta el momento, focalizándose en aquellos procesos involucrados en el hundimiento, buscando determinar los requerimientos para la zona donde se realizará la evaluación.

La segunda fase corresponde a la realización de la planificación considerando los requerimientos mostrados en la fase anterior, esto dado que no existe mayor detalle de la planificación de hundimiento. Lo que se busca es identificar los posibles problemas u oportunidades que puedan existir al inicio de la mina. Por último, se busca evaluar opciones que permitan aprovechar las oportunidades encontradas o mejorar aquellas situaciones que puedan presentar algún tipo de problema. A continuación la Figura 3.1 muestra a grandes rasgos lo que se buscan en cada una de estas etapas.

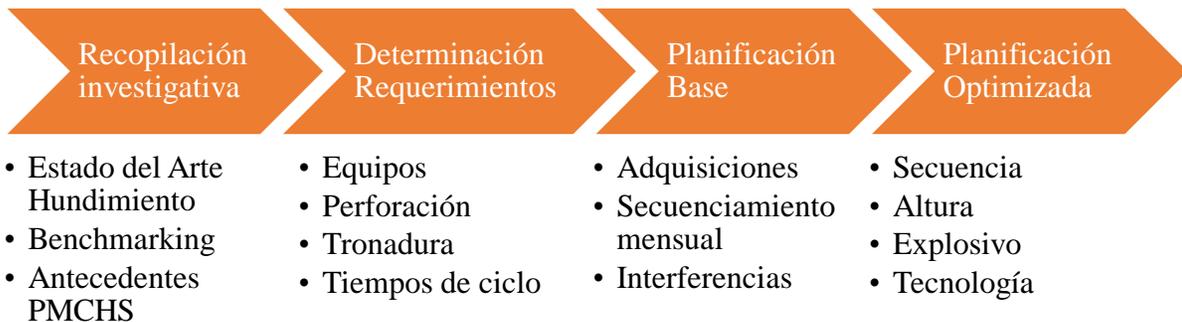


Figura 3.1. Diagrama etapas metodología.

3.1. Análisis bibliográfico y Benchmarking

En esta primera etapa se busca recopilar información que permita generar las bases para la planificación posterior, entre los criterios que se busca, están criterios geomecánicos que puedan determinar el avance del frente de hundimiento o el punto de inicio de éste.

Respecto a los datos del proyecto que se requieren como datos de entrada, se necesita saber las condiciones geotécnicas del sector estudiado, como índices de calidad de roca y mediciones de esfuerzo in situ. También se requiere conocer los ritmos esperados y bajo que estándares tecnológicos se pretende lograr dichos ritmos. En este caso se estudia los avances tecnológicos que presentan los equipos de perforación radial y algunas ventajas de la emulsión.

En cuanto al método de explotación, es importa recabar criterios que busquen favorecer la correcta propagación del caving bajo las condiciones de esfuerzos y características de la roca de Chuquicamata, dentro de los cuales están las distancias y formas sugeridas para llevar el frente de hundimiento.

Otra información relevante corresponde a la experiencia obtenida en otras faenas de similares características que utilizan Block/Panel Caving como método de explotación, entre los datos importantes a analizar están la tasa de incorporación de área y la altura de hundimiento, los cuales son unos de los parámetros en los que se centra el estudio. Por último, se revisa la experiencia obtenida en otras faenas al realizar tronaduras de batea en una sola fase, lo cual es uno de los principales desafíos de la futura mina.

3.2. Determinación de actividades y rendimientos

Una vez recolectada información que permita sentar las bases para planificación del hundimiento, se procede a analizar qué es lo que se espera para la futura mina subterránea y que diseños está considerando para llevar a cabo este desafío. Se realizará un análisis crítico a los diseños que se presentan en la ingeniería de detalle realizada por HATCH/BCTEC. Dentro de los diagramas a revisar, se encuentran los diagramas de perforación para todo el sector central que corresponde a los macro-bloques N01 y S01, los diagramas correspondientes a la perforación y apertura de bateas y los diagramas pensados para generar la cara libre que dé inicio al hundimiento (Slot). A continuación, se enlista los principales parámetros a evaluar:

- **Determinación cantidad total de perforación:** A partir de los parámetros entregados en los diseños de tronadura, se determina la cantidad total de metros a barrenar correspondiente a la zona de los 2 macro-bloques. Esto incluye los metros que se deben barrenar por perforación de hundimiento, junto con los metros que se deberán realizar para dejar perforadas las bateas completas y medias bateas.
- **Estimación rendimientos de equipos de perforación radial:** Los jumbo radiales que están considerados para este proyecto tendrán la opción de realizar la perforación de manera semi-autónoma, esto significa que existe la oportunidad de aprovechar tiempos que son perdidos en caso de perforar con un operador a bordo (cambios de turno y colaciones). Se debe cuantificar esta ganancia para así obtener una estimación de cuantos metros puede barrenar un equipo al mes, conociendo los parámetros operacionales como la disponibilidad y la utilización.
- **Evaluación de esponjamiento por tronadura:** Una de las limitantes para determinar la posible tasa de hundimiento corresponde al espacio disponible para recibir el esponjamiento. Se requiere analizar cuanto espacio se dispondrá previo a la realización de las tronaduras de hundimiento, lo cual determina la cantidad máxima de paradas a tronar. También es importante conocer el espacio disponible para el cajón de la batea, considerando la galería zanja y la cara libre, esto determina la viabilidad de realizar la tronadura en una única fase.

- **Determinación flota de equipos:** Para llevar a cabo esta tarea es necesario saber el tiempo que se espera poder hundir esta primera pareja de macro-bloques. Con el requerimiento total de perforación y el tiempo que se espera que esté todo el bloque perforado, es posible obtener la flota operativa y flota total a partir del rendimiento estimado anteriormente.
- **Estimación tiempo de ciclo tronadura:** El tiempo de re-habilitación de frente post tronadura determina la cantidad máxima de tronaduras que se podrá realizar por cada calle y por consiguiente, la cantidad de metros cuadrados a hundir. En esta etapa se realiza una estimación correspondiente al ciclo que implica: ventilación, descarga de malla, acuñadura de visera, remoción de bloques mayores, limpieza de calle con LHD, soplado y medición de tiros, re-perforación y finalmente el carguío de explosivo. El tiempo total de este ciclo dependerá la cantidad de paradas que se decida tronar.

3.3. Planificación base/actual

Con los diseños analizados en la etapa anterior, es posible comenzar a planificar cómo será el inicio del hundimiento de esta mina. Para esta planificación se considerarán ciertos hitos importantes que de cierta forma irán definiendo la estrategia que se debe aplicar. A partir de esta planificación es posible identificar las principales limitantes que enfrentará Chuquicamata durante el inicio de la producción.

Para llevar a cabo esta planificación se considera la única secuencia que hasta el momento esta validada por geomecánica junto con la planificación que tiene la Vicepresidencia de Proyecto (VP) respecto a los desarrollos horizontales y verticales, además del montaje de las obras civiles requeridas para iniciar la producción.

Para realizar de manera óptima esta planificación se realiza la siguiente secuencia de actividades:

- **Requerimientos previos:** Previo a comenzar a planificar las actividades unitarias del hundimiento se debe analizar las actividades previas requeridas, para este caso, se espera que exista una completa disponibilidad de equipos al momento de iniciar, también se importante llevar lo más avanzado posible la perforación y tronadura de DDE, ya que interferirá con las labores en el nivel de hundimiento. Es por esto que se realiza un análisis de sensibilidad a las fechas que el proyecto presenta, específicamente a los plazos estipulados para adquisiciones de equipos, para así saber el nivel de criticidad de esta actividad en caso de existir algún retraso.
- **Planificación de perforación:** Se debe realizar una planificación mes a mes de cómo será el avance de la perforación tanto en hundimiento como en las bateas, considerando las restricciones de fecha que entregarán los requerimientos previos, junto con la flota y rendimientos estimados en el capítulo anterior. Lo que se espera obtener es una planificación que permita llevar avanzada la perforación en al menos 2 meses previo al

hundimiento, considerando eso si, que los primeros meses consideran una curva de aprendizaje, a la cual se le realizará una sensibilización respecto a la duración de esta, siendo 3 los casos a analizar uno de 3 meses en simulador y 3 meses con equipos, otro de 6 meses con equipos y un último caso de 9 meses con equipo, todo esto basado en el promedio de aprendizaje de los 2 grandes contratos que tiene Chuquicamata (Zublin y Astaldi). Para las bateas, se planifica de tal forma de acabar lo antes posible esta perforación, para así evitar interferencias con las palas cuando inicie la producción.

- **Planificación de tronaduras:** Para la planificación de las tronaduras de hundimiento se sigue la secuencia de hundimiento actual, a una tasa promedio mensual de 4.100 m²/mes, cuidando que todas las zonas cumplan las restricción geomecánicas, en especial para la zona comprendida por la rampa fase 3 Sur. Se busca evitar detener el frente en el sector de la singularidad, por lo que al momento de enfrentar esta zona, se buscará hundirla en la menor cantidad de tronaduras posibles, lo que podría generar cambios en la secuencia.

En cuanto a la tronadura de bateas, estas también seguirán la secuencia de hundimiento, sin embargo, estas se abren al menos 1 mes antes que se realice el hundimiento, para así asegurar que se retira el material producto de la tronadura de batea antes de que se realice la tronadura que conecta el nivel de hundimiento con el de producción.

3.4. Estudio de alternativas

Ya como última etapa, a partir de los resultados obtenidos de la planificación base, se buscará opciones que permitan optimizar los diseños de la ingeniería que existe hasta la fecha, de tal manera de comenzar a desarrollar con mayor profundidad dichas alternativas, las que podrían ser consideradas en el inicio del hundimiento, viendo que está proyectado para el año 2019, es decir, en menos de dos años. Se presentan 3 modificaciones para justificar o rechazar las condiciones pensadas para el proyecto.

- 1) **Cambio en la secuencia de hundimiento:** Una de las alternativas a evaluar es cambiar el punto de inicio y la dirección con la que se llevará el frente, para ello se deberá tener en consideración todas las restricciones geomecánicas presentadas en la sección anterior, teniendo presente las condiciones geotécnicas de la mina junto con sus principales sistemas de fallas.
- 2) **Cambio en la altura de hundimiento y planificación:** A partir de un diseño optimizado bajo los mismos criterios que se realizan los diseños de altura 20 metros, se procede a realizar el mismo procedimiento que se realizó en las 2 etapas anteriores, pero cambiando la altura de hundimiento a 10 metros.

Se deberá realizar nuevamente la estimación de flota de equipos, con la diferencia que el análisis esta vez se realiza en base a los rendimientos de DET (equipos manuales) considerando turno 7x7 con jornadas de 12 horas.

Para la planificación de perforación, se considera la curva de aprendizaje optimista del caso anterior, teniendo a disposición una menor flota de equipos, pero pudiendo combinar jumbos de bateas con jumbos de hundimiento. Se mantiene la estrategia de perforar lo antes posible las bateas para no interferir el inicio de la producción, una vez que el nivel de producción está completamente perforado, se utiliza los equipos para aumentar la flota en el nivel de hundimiento.

En relación a la planificación de tronadura, se propone realizar esta planificación considerando la nueva secuencia propuesta, pero esta vez considerando una curva de aprendizaje que incluya tasas menores al inicio, dado que no se conoce como será la respuesta del macizo antes estas tronaduras masivas. Bajo esta condición, se mantiene la diferencia de 2 meses entre una tronadura de batea y de hundimiento, por tanto también se verá afectado por el aprendizaje.

- 3) **Explosivo a utilizar:** Un último análisis, el cual no afecta directamente a la planificación, es un análisis técnico-económico al explosivo que se pretende utilizar. El proyecto contempla realizar todo el hundimiento utilizando emulsión, sin embargo, existe la posibilidad que el inicio se realice utilizando ANFO. Ante esta duda, es conveniente analizar los beneficios de un explosivo sobre el otro, junto con un análisis económico que permita guiar la decisión de con que explosivo utilizar.

Para la evaluación técnica, principalmente se compara parámetros operativos a partir del uso de cada uno de estos explosivos, como son el Burden, Espaciamiento, tiempo de ventilación y exposición al riesgo del personal.

En cuanto a la comparación en términos de costos, se analiza el hundimiento como un conjunto entre la tronadura y la perforación, considerando un escenario donde se debe hundir 73,000 m² a una altura de 10 metros, en un periodo de 18 meses. El modelo de negocios a considerar para ambos casos corresponde a una operación totalmente propia en turno A, salvo el traslado del explosivo el cual se realiza por la empresa que suministra el explosivo. Bajo este modelo existirá diferencia de personal asociado al proceso de tronadura, ya que el ANFO requiere un mayor número de operadores para el carguío.

Para lograr una mejor comparación en el costo, este se divide en mano de obra, materiales, equipos e insumos. La mano de obra considera el personal de staff (superintendentes e ingeniería) en turno 4x3 y la operación (operadores y jefes de turno) en turno 7x7. Es

importante mencionar que, a pesar que la semi-autonomía de los jumbos permite a un operador manejar más de un equipo, para este análisis se considera un operador por equipo.

En cuanto a los materiales, los principales consumos corresponden a los aceros de perforación (barras, culatín, bits), a la cantidad de explosivo (ANFO o Emulsión) y a los accesorios de tronadura electrónica. Estos consumos quedan sujetos a la cantidad de perforación y de explosivo que requieran las paradas en cada uno de los casos.

Finalmente, para el costo de equipos e insumos, no se debieran presentar mayores diferencias dado que este ítem depende de la flota de equipos, esto porque los principales costos corresponden a consumos de agua, electricidad y combustible sumado a los materiales y mano de obra correspondiente a las mantenciones.

Con todo este análisis realizado será posible concluir, desde el punto de vista de la operación, respecto al nivel de riesgo que enfrenta uno de los principales proyectos estructurales de CODELCO, viendo si será posible cumplir con los rendimientos esperados, logrando una correcta propagación del caving sin comprometer el plan de producción a futuro y pudiendo incorporar algunas innovaciones tecnológicas que están a disposición.

CAPÍTULO 4. ACTIVIDADES EN HUNDIMIENTO

Dentro de la etapa de hundir un bloque, existen un gran número de actividades que conviven y que son necesarias para cumplir un correcto hundimiento. A continuación, se abordarán 5 de las principales actividades que se requieren para iniciar y dar continuidad al hundimiento de los primeros macro-bloques de la futura mina Chuquicamata Subterránea, las cuales corresponden a la perforación y tronadura de hundimiento, la perforación y tronadura de bateas y la generación de la cara libre, asociado a perforación y tronadura de Slot.

Dado que se asume que el preacondicionamiento debe estar listo previo al inicio del hundimiento, no se discute sobre los plazos ni diseños del Debilitamiento Dinámico con Explosivos (DDE) el cual se aplicará desde nivel de hundimiento y nivel de producción, sin embargo si se considera en la planificación, ya que es una actividad que posiblemente interfiera a las ya mencionadas.

4.1. Perforación de Hundimiento

Para determinar el tiempo y cantidad de perforación requerida para la primera pareja de macro-bloques, se debe comenzar por estudiar la altura de hundimiento, la cual aún no está definida. Se analiza la conveniencia de utilizar una altura media de 10 metros o una más alta de 20 metros. Ambos diseños están en etapa de ingeniería de detalle, por lo que es posible realizar una comparación de los diferentes parámetros que considera cada uno de estos diseños.

4.1.1. *Altura de Hundimiento 20 metros*

La primera opción a analizar corresponde a un hundimiento de 20 metros de altura, el cual tiene como finalidad generar fractura a la totalidad del bloque, dado que el DDE comenzará a partir de 20 metros sobre el piso del nivel de hundimiento. Además, dado el atraso que tendrá el sistema de manejo de materiales, una buena estrategia para asegurar el flujo y una granulometría del mineral durante los primeros periodos corresponde a tronar la mayor altura de mineral posible, retrasando así la aparición de colgaduras. En la Figura 4.1 se puede apreciar el diagrama de perforación propuesto, con 28 tiros de un largo promedio de 16,5 metros, considerando una pasadura de 1 metro para los tiros laterales, de tal forma de asegurar la conexión entre las paradas contiguas.

Vale destacar que este diseño considera emulsión como explosivo a utilizar, el cual podría modificar a ANFO obligando a un nuevo diseño de perforación, sin embargo, para efectos de comparar rendimientos con respecto al diseño de altura de 10 metros, ambos diseños consideran emulsión, pudiendo comparar de buena manera estas dos opciones.

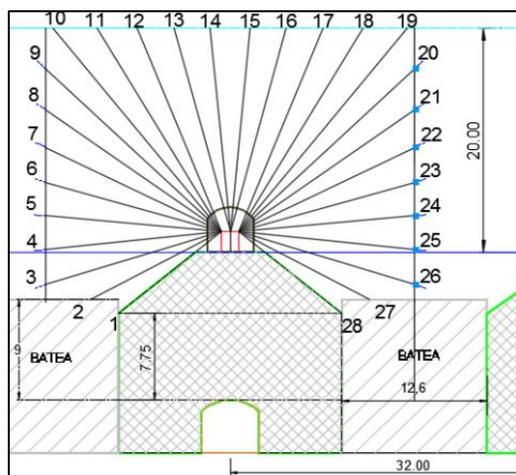


Figura 4.1. Diseño de perforación altura 20 metros (BCTEC).

Tal como se aprecia en la Tabla 4.1 los principales parámetros asociados a esta altura son

Tabla 4.1. Parámetros de diseño altura 20 metros (BCTEC).

Ítem	Unidad	Valor
Altura de Hundimiento	m	20
Número de tiros	un	28
Diámetro	"	3
Burden	m	2,35
Metros por parada	mb	463
Factor de carga	kg/m ³	1,14

Dentro de los parámetros a destacar de este diseño, esta un cambio radical con respecto al de la ingeniería básica del proyecto, el cual consideraba los mismos 20 metros de altura, pero con un burden de 2,1 m, lo cual significaba un espaciamento menor (al utilizar razón B/S=1 de la metodología de langefors), por ende, un mayor número de tiros, dando como resultado una mayor cantidad de metros a barrenar. Con este diseño, se requieren cerca de 470.000 mb para completar la perforación de la primera pareja de macro-bloques.

Esta cantidad de metros barrenados implica un gran número de equipos para lograr la perforación dentro de un plazo máximo de 18 meses. Teniendo en cuenta esta necesidad, se requiere como mínimo perforar 26.000 metros en el nivel de hundimiento cada mes. Si se considerara el ritmo promedio por equipo de perforación que se tiene en la corporación, se requerirían al menos 9 equipos perforando a una tasa de 3.000 mb/mes, lo cual es inviable dada la disponibilidad de calles que habrá en el nivel de hundimiento. Para el caso de la estimación del rendimiento de equipos de perforación de la mina Chuquicamata Subterránea, se considera el rendimiento por hora efectiva trabajada que tienen estos equipos, el cual es bastante similar dentro de las operaciones que fueron analizadas, siendo 20 mb/hr el input a utilizar (ANEXO A).

Ya con el rendimiento por hora efectiva, faltaría determinar cuánto serán estas horas efectivas al mes para así poder determinar el rendimiento de cada equipo de perforación y, por consiguiente, la

cantidad de equipos a utilizar. Dentro del benchmarking que se realiza, se revisa la disponibilidad de los equipos de perforación, específicamente en el Sector Esmeralda de El Teniente. De acá se obtiene que la disponibilidad es del orden de un 60-65%, sin embargo, la flota de equipo es antigua, la cual promedio tiene 8 años, por tanto requiere mayores tiempos de mantención, en este caso el proyecto considerará equipos nuevos y los renovará cada 5 años, por lo que la disponibilidad que se considera será de 75%. El último factor a determinar para poder estimar el rendimiento mensual de los equipos corresponde a la utilización. Realizando el mismo ejercicio que se usa para la disponibilidad, es posible apreciar que la utilización de los equipos en la mina El Teniente no supera el 25%, lo cual justifica de cierta forma los rendimientos que muestran estos equipos. Por lo que para el caso de futura mina Chuquicamata Subterránea, se opta por no considerar este valor, y justificar una utilización de un 60% principalmente con la semi-autonomía que se espera de los equipos, los cuales son capaces de perforar, sin intervención de un operador, una parada completa de hundimiento, permitiendo así aprovechar tiempos perdidos como lo son los cambios de turno o los tiempos de colación.

Considerando los parámetros mencionados anteriormente, la flota de equipos necesaria para lograr realizar la perforación en los plazos estipulados es de 4 Jumbos Radiales, de los cuales se espera un rendimiento del orden de los 6.500 mb/mes.

4.1.2. *Altura de Hundimiento 10 metros*

Tal como el caso anterior, el diseño que se presenta a continuación se realizó pensando en emulsión como explosivo a utilizar, por tanto, no se descarta la posibilidad de cambiar a ANFO viéndose en la obligación de revisar los diseños que se proponen.

Este diseño no ofrece las mismas ventajas operativas que se aprecian en el caso de la altura de 20 metros, como lo es una mayor cantidad de material con granulometría más fina o la tronadura total de la columna completa, ya que, al tronar 10 metros, quedará un pilar sin tronar entre lo que es tronadura de DDE con tronadura de hundimiento, sin embargo, tiene la gran ventaja de tener que perforar una mucho menor cantidad de metros, agilizando el ciclo de perforación y tronadura.

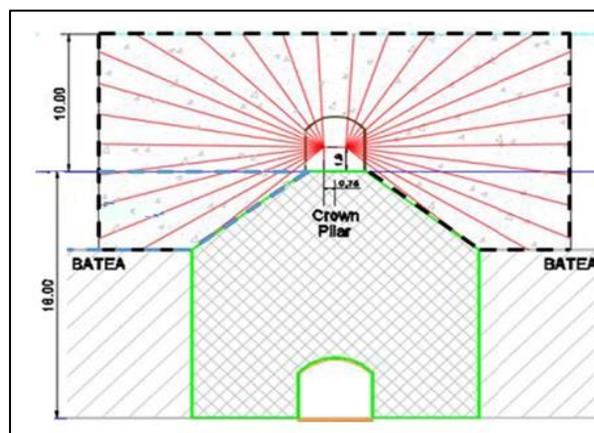


Figura 4.2. Diseño de perforación altura 10 metros (BCTEC).

Si se analiza los distintos parámetros considerados al momento de diseñar, es importante destacar que, al contrario del anterior, este diseño no ha sido optimizado, por lo que se presenta un diseño teórico basado en la metodología de Langefors, el cual da como resultado un burden de 2,2 metros,

menor al burden de la altura de 20 metros, obligando a tener un mayor número de paradas para la primera pareja de macro-bloques. Esto da como resultado un total de 358.000 metros a barrenar, 24% menor a lo que se debe perforar con una altura de 20 metros. En cuanto a la cantidad de explosivos, también existe una oportunidad de mejora al poder manejar el largo de los tacos, pudiendo generar una tronadura más efectiva sin el consumo de tanto explosivo, ya que, si se compara el factor de carga considerado para la altura de 10 metros con el de 20 metros, este es un 26% mayor.

Tabla 4.2. Parámetros de diseño altura 10 metros (BCTEC).

Ítem	Unidad	Valor
Altura de Hundimiento	m	10
Numero de Tiros	un	28
Diámetro	"	3
Burden	m	2,2
Metros por parada	mb	342
Factor de Carga	kg/m ³	1,44

4.2. Tronadura de Hundimiento

Para el caso de la tronadura de hundimiento, existe una secuencia propuesta con la cual se hace el estudio base de la estrategia de incorporación de área, esta secuencia se justifica, entre otras cosas, para dar inicio a la producción por el sector donde están ubicadas las mejores leyes de esta pareja de macro-bloques. La secuencia inicia por el centro, a partir de las calles S03, S04 y N01 avanzando de forma cóncava hasta alcanzar la rampa de exploraciones fase 3 sur, donde el frente voltea a una dirección Norte-Este, principalmente por el sistema de fallas que enfrentará el frente de hundimiento al cruzar la cabecera central, esta secuencia se ve ilustrada en la Figura 4.3, donde se divide el sector en 8 áreas que muestran una programación “bimensual” a una tasa promedio de 4.100 m²/mes.

Parte importante del ritmo y cantidad de tronaduras requeridas para alcanzar los rendimientos prometidos radica en la altura de hundimiento que se escoja, dado que a mayor altura, mayor será el volumen a tronar por parada y por ende más será el requerimiento de espacio para recibir el esponjamiento. Esto trae como consecuencia una menor cantidad de paradas a tronar por polvorazo, obligando a tener que aumentar el número de polvorazos si es que se quiere mantener la tasa de incorporación cercana a los 4.000 m²/mes.

Considerando un esponjamiento de entre 30% y 40%, se estima que se puede tronar 6 y 4 paradas por polvorazo, para las alturas de 10 y de 20 metros respectivamente. Lo que se traduce en un área por polvorazo de 422 m² para una altura de 10 metros, y de 301 m² para la altura de 20 metros. Teniendo en cuenta esta área incorporada por polvorazo, se requerirían cerca de 10 polvorazos al mes para cumplir el rendimiento esperado, en cambio con altura de 20 metros, los polvorazos ascienden a 14, lo cual implicaría una tronadura cada 2 días, sin considerar las tronaduras de bateas.

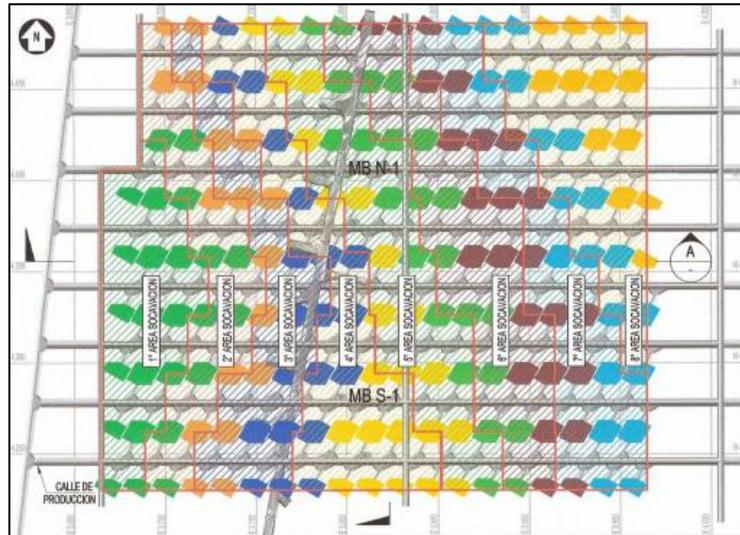


Figura 4.3. Secuencia cóncava de hundimiento (Vicepresidencia de Proyectos, 2014).

Junto con lo mencionado anteriormente, dentro de las actividades de tronadura se considera todo lo que corresponde al proceso de regularización de frente el cual incluye:

- Aislación post-tronadura
- Descarga de Malla
- Acuña de Visera
- Remoción de bloques mayores
- Limpieza de calle con LHD
- Soplado y medición de tiros
- Re-perforación
- Carguío de explosivo

El tiempo estimado para desarrollar estas actividades de apoyo en el nivel de hundimiento variará dependiendo del volumen tronado por polvorazo, variando de 3 a 5 turnos (turnos de 12 horas), principalmente asociado al tiempo que demorará el carguío de explosivos y la limpieza de la calle. Lo que permite realizar tronaduras en una misma calle con una diferencia de 2 días.

4.3. Perforación Bateas

En relación a la perforación de bateas, el diseño inicial de los macro-bloques contempla la apertura de 129 bateas completas en el centro del macro-bloque y 36 medias bateas en los extremos de la pareja de macro-bloques tal como se muestra en la Figura 4.4. Dado el método de hundimiento, primero se realiza una apertura del cajón de la batea, la cual termina conectando una vez que se realiza la tronadura de hundimiento con tiros descendentes. Para poder llevar a cabo esta tarea, se diseñó un cajón de altura 9 metros, como se muestra en la Figura 4.5, la cual deja una losa de 4 metros entre el nivel de hundimiento y el techo del cajón de la batea.

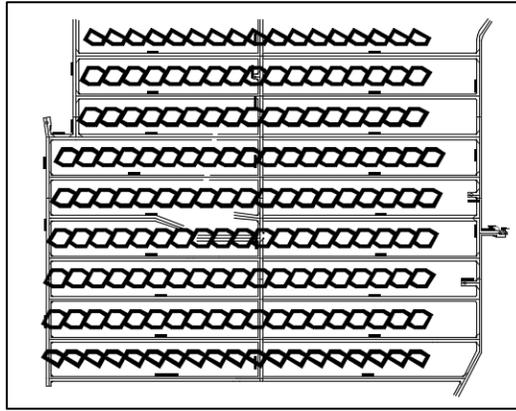


Figura 4.4. Disposición de bateas en macro-bloques centrales.

Con respecto a la cantidad de metros a barrenar, las bateas completas son perforadas en 11 paradas, las cuales en total suman 48 tiros (sin contar la chimenea piloto), esto implica un requerimiento de 463 metros barrenados por batea, la disposición de estos tiros se aprecia en la Figura 4.6. En cuanto a las medias bateas, estas requieren 9 paradas a perforar y una chimenea piloto de 1,5 metros de diámetro, sin embargo, por ser menor el área involucrada en estas bateas, la cantidad de tiros y los metros barrenados son menores, reduciéndose a 359 metros por cada media batea a perforar, la cual se esquematiza en la Figura 4.7. Por consiguiente, la cantidad total de perforación requerida para los macro-bloques centrales es de 73.100 metros.

Dentro de las diferencias que presentan estas bateas con otras bateas convencionales, es que al centro incluyen 2 paradas alrededor de la cara libre, las cuales tiene la finalidad de dar una salida circular a tronadura, con la cual se espera que se pueda generar la tronadura en una única fase.

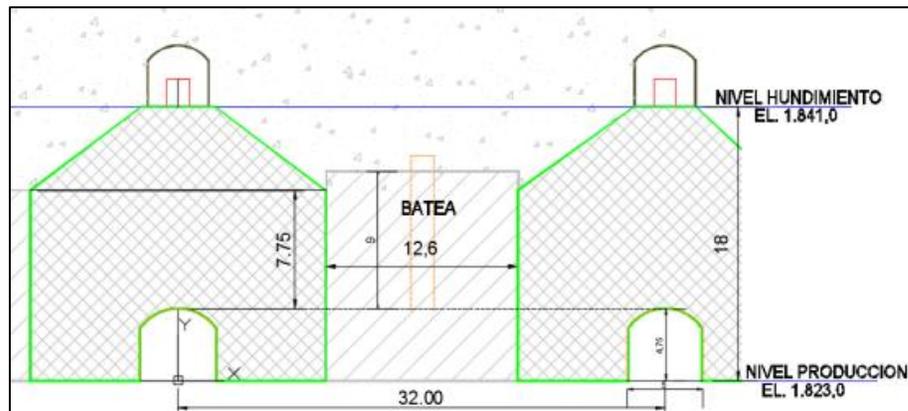


Figura 4.5. Vista perfil batea de producción (BCTEC).

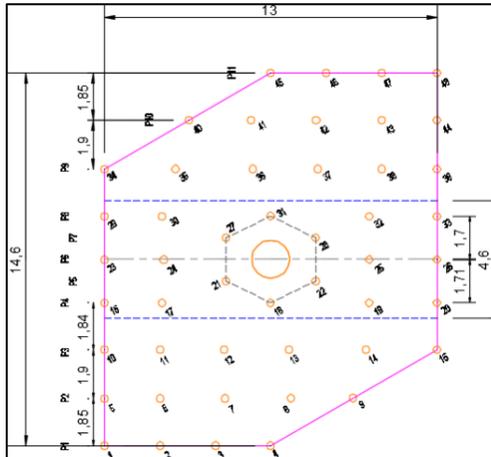


Figura 4.6. Vista en planta diagrama de perforación batea completa (BCTEC).

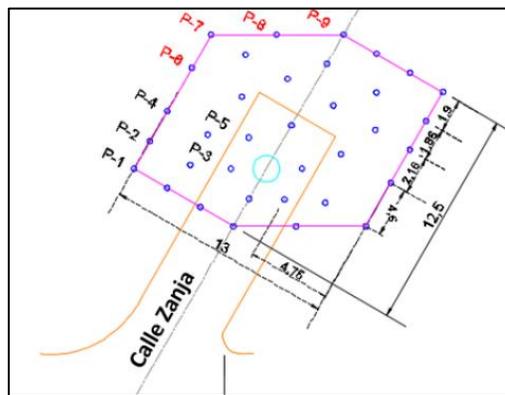


Figura 4.7. Vista en planta diagrama de perforación media batea (BCTEC).

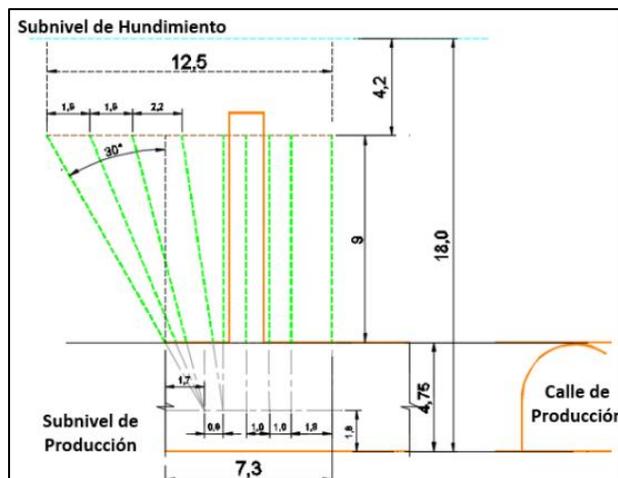


Figura 4.8. Vista perfil diagrama de perforación media batea (BCTEC).

Por último, es importante destacar del diseño propuesto para la media batea (Figura 4.8), la necesidad de perforar 3 paradas con inclinación de hasta 30° lo cual puede ser una complejidad para la operación.

Vale destacar que todos estos diseños fueron realizados considerando como explosivo emulsión con densidad diferenciada de 1,1 g/cc para los tiros centrales y 0,9 g/cc para los tiros de contorno.

Un resumen de las cantidades requeridas para esta pareja de macro-bloques es posible ver en la Tabla 4.3.

Tabla 4.3. Parámetros de diseño bateas.

Perforación de Bateas	
Diámetro cara libre (piloto) (m)	1,5
Altura de batea (m)	9
Número de Tiros Batea completa	48
Numero de Tiros media Batea	36
Perforación Batea completa (mb)	467
Perforación media Batea (mb)	359
Perforación Total Bateas N1S1 (mb)	73.100
Factor de Carga (kg/m ³)	2,5

4.4. Tronadura de Bateas

Para el estudio de las tronaduras de bateas se considerará solo el diseño de una batea completa dado que no hay diferencias mayores con respecto a las medias bateas, para el caso del plan, la apertura de una batea completa estará asociado a un área de 512 m² (asociado a la malla 16x16), y solo para efectos del simplificar el estudio, una media batea corresponderá a un área 256 m². Esto significa que para lograr el rendimiento esperado de 4.000-4.100 m²/mes se deberá tronar al menos 8 bateas completas de tal forma de llevar pareja la incorporación de bateas con la incorporación de área.

Dentro de la ingeniería de detalle que se ha llevado a cabo, existe ciertos criterios importantes de destacar y que deben ser tomados en consideración al momento de realizar la apertura del cajón de la batea. Uno de estos es el explosivo a utilizar, siendo escogida la emulsión como carga detonante, dado que permite mayor flexibilidad al poder variar la densidad del explosivo de tal forma de cargar de manera diferenciada los tiros de una batea, especialmente aquellos tiros ubicados en el contorno, para así asegurar la geometría esperada, específicamente la forma de la visera, además de los beneficios conocidos con respecto a la ventilación.

Uno de los desafíos presente en este diseño corresponde a la cantidad de fases en la que se abrirá este cajón, dentro de la corporación no hay experiencia en poder tronar la batea en una sola fase, viéndose en la obligación de tener que tronar un canalón, seguido de la tronadura completa de la batea. Es por esto que el diseño considera un cajón de baja altura, de tal forma de no tener problemas de espacio para recibir el material tronado y su respectivo esponjamiento. Dada las dimensiones de la batea, el volumen total a tronar son 784 m³ de material, por lo que si se considera el área de la galería (5,2x4,85m) y el largo basal en la dirección de la galería zanja del cajón de la batea (14,6 m), se obtiene un volumen disponible de 368 m³, esto permite recibir hasta un 46% de esponjamiento de la batea. El hecho de tener una cara libre de diámetro 1,5 metros no asegura recibir el esponjamiento, sino que esta principalmente diseñada para dar el inicio de la tronadura, la cual se piensa con una secuencia circular ya que ha sido probada en otras minas como Northparkes o en DOZ.

4.5. Perforación y Tronadura de Slot

Por último, una de las actividades que no tiene tanto requerimiento en recursos ni en tiempo, pero que sin embargo es vital para el inicio del hundimiento, es la generación de la cara libre conocido como Slot. Para este proyecto está considerado iniciar el hundimiento desde el sector Oeste hacia el Este, por tanto se requiere dejar como cara libre todo el sector que comprende la cabecera oeste. La estrategia pensada para llevar a cabo este proceso corresponde a generar una chimenea piloto de diámetro 1,5 metros y altura de 18 metros en cada una de las intersecciones de las calles del nivel de hundimiento con la cabecera, dejando una cara libre de 4x4 metros y altura 21 metros para recibir el material proveniente de las tronaduras de tiro slot.

En relación a la cantidad de perforación requerida para generar la cara libre, se requieren cerca de 8.000 metros barrenados para lograr perforar toda la cabecera oeste, considerando las 119 paradas de 3 tiros cada una, como se muestra en la Figura 4.9 tronar y las 12 perforaciones por cada chimenea slot que se debe desarrollar, las cuales están esquematizadas en la Figura 4.10. Se debe tener en consideración que también está presupuestado generar una cara libre en la cabecera central del nivel de hundimiento, la cual no considera chimenea slot, sino que solo tiros slot separados 2 metros entre sí, lo que da un requerimiento de perforación de 7.500 metros aproximadamente, en la Tabla 4.4 se presenta un resumen de estos parámetros.

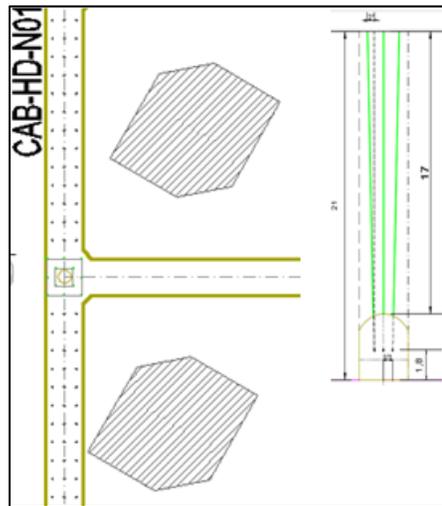


Figura 4.9. Diseño y disposición paradas slot (BCTEC).

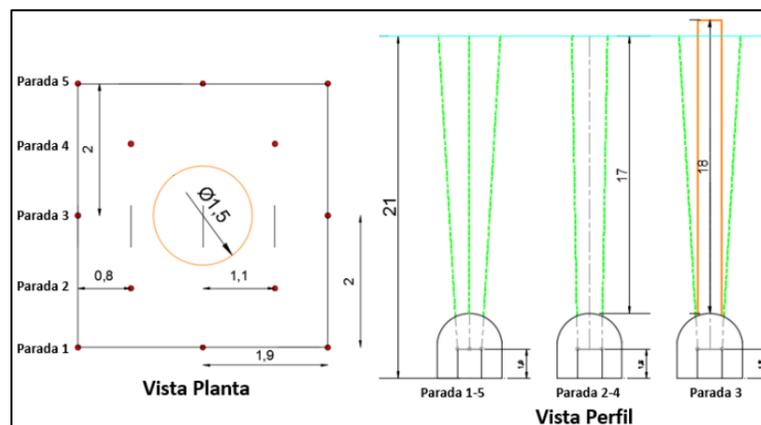


Figura 4.10. Diagrama Chimenea slot (BCTEC).

Tabla 4.4. Parámetros de perforación chimenea y tiros slot.

Parámetros	Chimenea Slot	Tiros Slot (1 Parada)
Cara libre (diámetro)	1,5	N/A
# Perforaciones	12	3
Burden (m)	2,0	2,0
Metros Barrenados (m)	206	51
# Cabecera Oeste	10	119
# Cabecera Central	0	144

4.6. Singularidad Rampa fase 3 Sur

Una de las dificultades de diseño que tendrá el proyecto, con respecto al hundimiento, se encontrará en la calle 04 del macro-bloque S01, donde la rampa de exploración cruza al nivel de hundimiento, dicha singularidad se puede apreciar en la Figura 4.11 y la Figura 4.12. La intersección entre esta rampa con el nivel de hundimiento genera una discontinuidad en dicha calle, lo que obliga a evaluar diseños especiales para este sector.

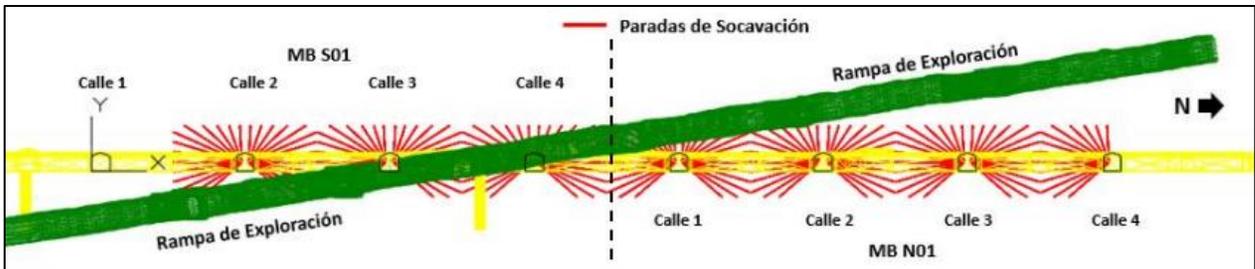


Figura 4.11. Vista perfil intersección rampa fase 3 sur con nivel de hundimiento (BCTEC).

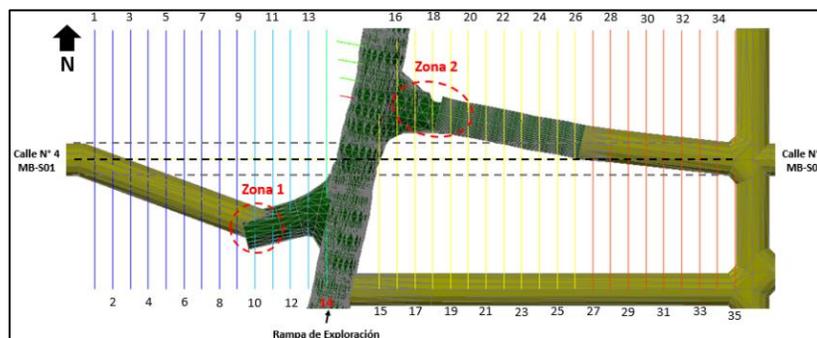


Figura 4.12. Vista en planta singularidad fase 3 sur en nivel de hundimiento (BCTEC).

La opción escogida para realizar los diseños de hundimiento considera dos cambios de diseño que se muestran en la Figura 4.13, donde se cambia la conexión entre la calle 04 hacia la estocada de subestación eléctrica en el oeste de la rampa de exploración, por una conexión directa desde el sector oeste (Sector A), y se añade una estocada para facilitar la perforación (Sector B).

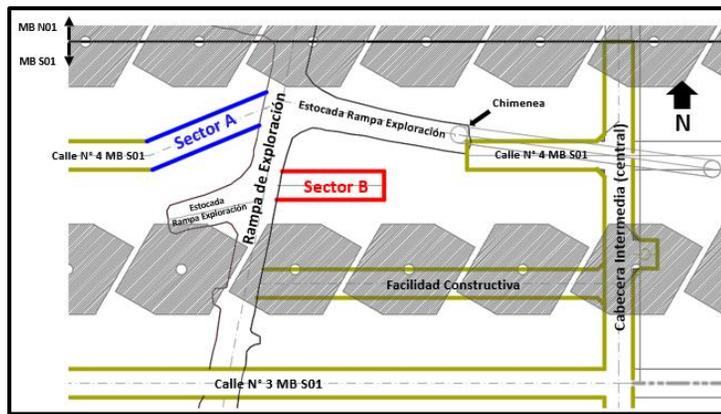


Figura 4.13. Alternativa diseño hundimiento (BCTEC).

A continuación, se presenta los diseños de perforación y tronadura del sector afectado por la interferencia de esta rampa, este sector se dividió en tres tramos para abordar las diferentes condiciones que se presentan, estos sectores se pueden apreciar en la Figura 4.14.

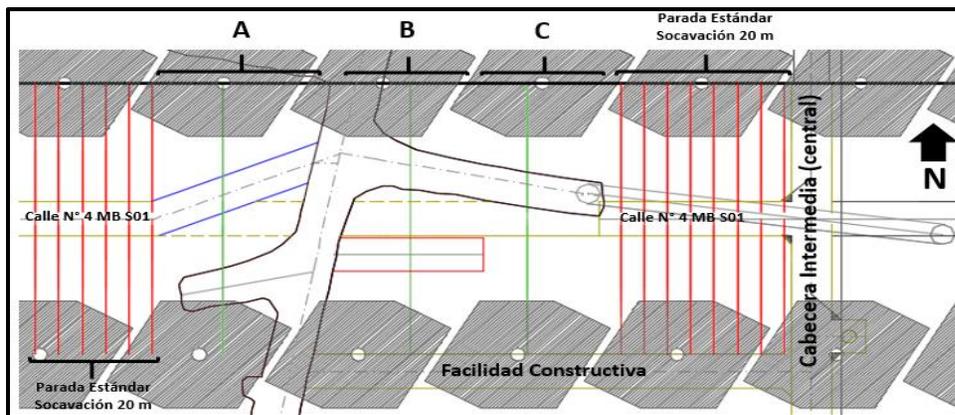


Figura 4.14. Sectores de diseño singularidad fase 3 Sur (BCTEC).

En la Figura 4.15 se muestran los tres diseños de perforación para cada uno de los tramos mencionados, estos tres diseños tienen parámetros similares a una parada normal de hundimiento, la única diferencia será la forma de perforación, esto porque en la zona singular, las galerías tienen una desviación respecto a la galería original, por lo que los equipos de perforación deberán tener la capacidad de vascular para así mantener el paralelismo de las paradas.

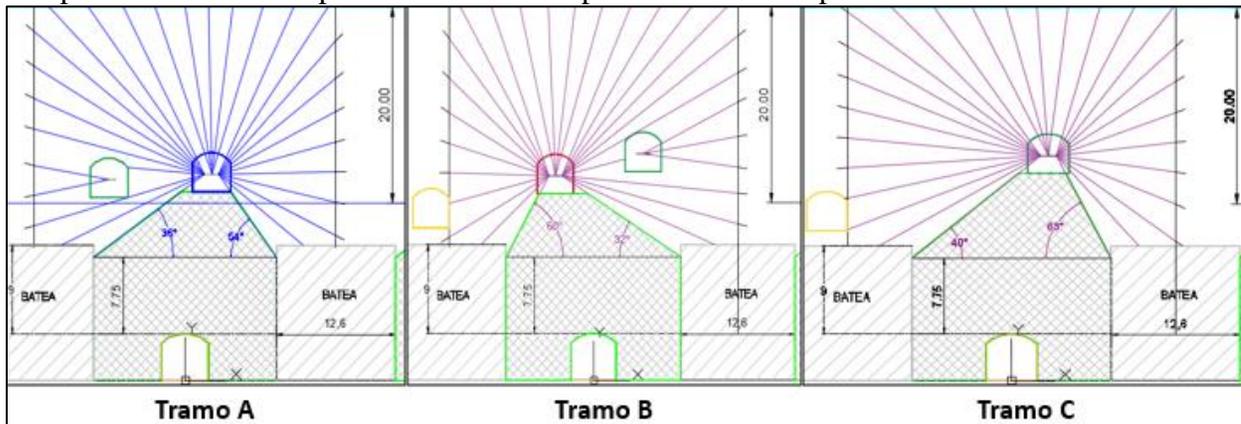


Figura 4.15. Alternativas de diseño singularidad rampa fase 3 sur (BCTEC).

4.7. Conclusiones del Capítulo

Con respecto a la altura de perforación, dentro de los argumentos que han inclinado la balanza hacia la altura de 20 metros está quebrar la columna hasta la altura del inicio del DDE y asegurar una granulometría más fina al inicio de la producción. En relación con la extracción de fino, si se considera una tasa de extracción de $0.3 \text{ t/m}^2/\text{día}$, se asegura 3 meses más de fino respecto a lo que sería hundir con una altura de 10 metros. Sin embargo, la principal ventaja que tiene el diseño de 10 metros, a pesar de no estar optimizado como si lo está el de 20 metros, es que la cantidad de perforación requerida es un 24% menor, esto tiene sus repercusiones en cuanto a la cantidad de equipos y al tiempo en que demorará en llevar a cabo la perforación de hundimiento.

En relación a la secuencia actual de hundimiento, el requerimiento de un polvorazo cada 2 días hace factible alcanzar la tasa, siempre y cuando la perforación este lo suficientemente adelantada para no interferir con las labores de tronadura. Con esta secuencia, desde el inicio se tendrá tronadura en 6 de las 8 calles, lo cual implica que se deberá llevar una correcta planificación de las actividades, ya que habrá un desplazamiento continuo de los equipos de una calle a otra.

En cuanto a la perforación y tronadura de bateas, es necesario realizar pruebas que permitan validar o descartar la opción de tronarlas en una sola fase, estas pruebas permitirán calibrar el modelo de simulación de tronadura y evaluar el efecto de la secuencia de salida, el cual no se considera en los modelos actuales.

Por último, los diseños actuales que abordan la singularidad de la rampa fase 3 sur requieren condiciones especiales de los equipos de perforación, esto debe ser considerado al momento de la licitación de jumbos radiales. Se debe hacer un análisis más en detalle de lo que será la tronadura en ese sector para poder incluir en el diseño posibles facilidades que se requieran para una correcta tronadura del volumen que comprende la intersección de esta fase.

CAPÍTULO 5. PLANIFICACIÓN BASE EN PMCHS

Dentro de los compromisos y promesas que tiene el proyecto, está el realizar la primera tronadura de hundimiento durante el primer semestre del 2019, logrando hundir los dos macro-bloques centrales en un periodo aproximado de 18 meses, es decir, desde abril del 2019 hasta agosto del 2020. La secuencia a utilizar corresponde a la única que ha sido validada por el área de geomecánica de la división, esta secuencia inicia desde el sector oeste en forma cóncava, volteando el frente a la altura de la cabecera central en dirección noreste con un ángulo cercano a N30E, dicha secuencia se mostró en el capítulo anterior en la Figura 4.3.

A continuación, se presentan los principales criterios utilizados para realizar esta planificación, tanto en la perforación como en la tronadura, considerando la altura de hundimiento de 20 metros. Dentro de las limitantes a estos procesos se encuentra la llegada de los equipos, el término de la construcción de galerías en el nivel de hundimiento y el término del nivel de producción con la construcción de pavimentos, los puntos de extracción y fortificación en intersecciones, en la Figura 5.1 es posible apreciar las principales actividades que pueden afectar el inicio del hundimiento.

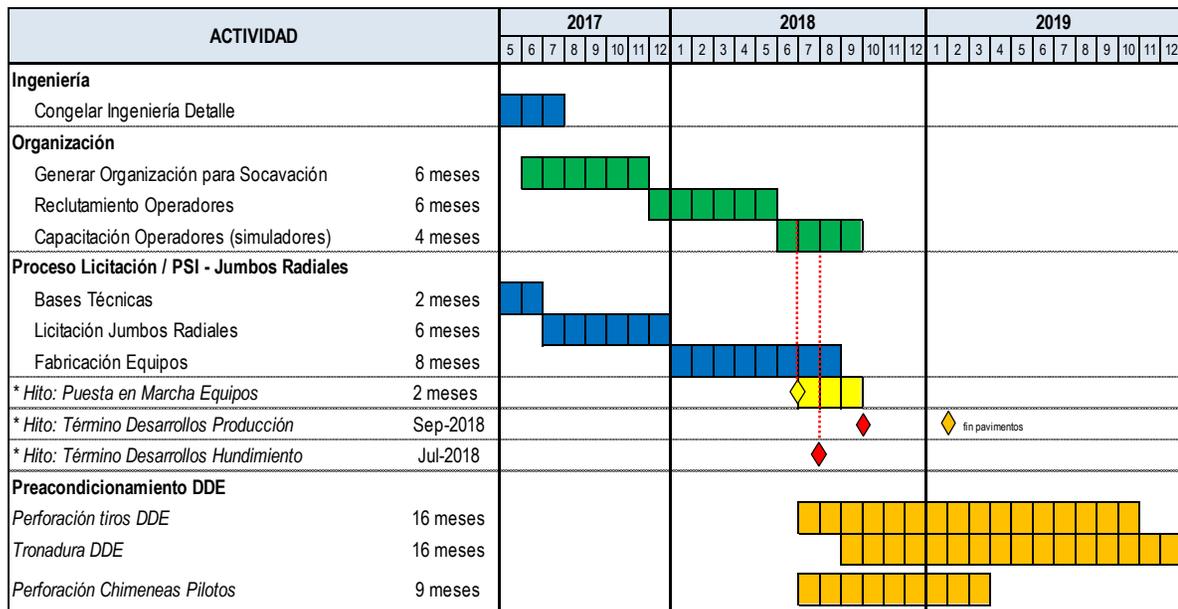


Figura 5.1. Actividades previas al inicio del proceso de hundimiento.

Uno de los procesos que tienen mayor criticidad y podría atrasar la ejecución de las primeras labores de hundimiento, específicamente el inicio de la perforación, es el tiempo que tarde la adquisición de los equipos de perforación, en este caso los jumbos radiales, que según proveedores, una vez adjudicada la licitación, se estima un periodo de 6 meses para la fabricación y llegada de los 2 primeros equipos, posteriormente en el mes 7 podrán llegar 2 equipos más y por último al mes 8 los últimos 2 equipos requeridos para comenzar con la perforación.

De cumplirse estas fechas se podría comenzar a perforar 6 meses antes de que se produzca la primera tronadura de hundimiento, lo que permitiría llevar bastante adelantada la perforación respecto a la tronadura, sin embargo, existe la posibilidad de que existan retrasos en los tiempos de licitación y adjudicación de la fabricación de estos equipos, lo cual restringe la holgura de meses posible que se puede adelantar la perforación. El máximo tiempo de retraso de todo el proceso de

adquisición y fabricación es de 3 meses, de otra forma no sería posible llevar adelantado 2 meses el frente de bateas tronadas respecto al frente de hundimiento, además de dificultar la independización de labores en el nivel de hundimiento ya que permite un avance máximo de solo 30 metros entre frente perforado respecto al frente hundido, el cual iría disminuyendo con el correr de los meses hasta el mes 16 donde la distancia entre frente perforado y frente hundido será nulo, es decir, se tronará las paradas perforadas ese mismo mes.

Otro proceso importante que va de la mano con la llegada de los equipos es la contratación y capacitación de quienes operarán los equipos, dicho proceso requiere mayor atención en estas circunstancias ya que se vive una transición de rajo a subterránea, lo que implica una reconversión de una gran cantidad de operadores que actualmente trabajan a cielo abierto. Por tanto, será un proceso que requerirá un mayor tiempo de lo normal y estrategias especiales, como la que se está implementando hoy en día, que corresponde a una pasantía en El Teniente, la cual busca preparar en terreno a los operadores.

5.1. Planificación Perforación

Considerando que no hay retraso en los plazos mencionados anteriormente, los primeros 2 equipos de perforación debería llegar en agosto del 2018, fecha la cual es posible iniciar las pruebas y puesta en marcha de estos equipos, se espera que la flota completa este a disposición a partir de octubre del mismo año, por tanto a partir de esta fecha es posible comenzar a perforar con los primeros equipos que llegaron, los cuales comenzarán con perforación en ambos niveles, tanto en el nivel de hundimiento perforando los tiros slots, como en nivel de producción adelantando la perforación de las bateas.

Para el rendimiento inicial se considera una curva de aprendizaje, que para este caso fue considerado de 6 meses, lo cual es un número promedio que se tiene en la industria. Dentro de las ventajas que tiene la semi-autonomía que se pretende implementar en esta mina, está el hecho de poder comenzar a entrenar a los operadores en simuladores, que, según proveedores de los equipos, reflejan de buena forma lo que es la operación con los equipos reales, por tanto estos 3 a 4 meses de práctica en simuladores son considerados dentro de la curva de aprendizaje para operadores, por tanto solo se castiga los rendimientos de los equipos en los primeros 3 meses, alcanzando un 50%, 75% y 90% de los rendimientos esperados durante estos meses, para así, a partir del cuarto mes poder tener operando los equipos al máximo rendimiento esperado.

Como se mencionó en el capítulo anterior, el rendimiento esperado de los jumbos radiales en el nivel de hundimiento es de 6.500 mb/mes, requiriendo como mínimo tener 4 equipos operando en el nivel para lograr los metros necesarios. En cambio, para el nivel de producción, donde se realiza la perforación de bateas, el rendimiento desciende a 5.200 mb/mes considerando un equipo idéntico al de hundimiento. La principal justificación para la disminución de este rendimiento responde a que es mayor el movimiento que requiere el equipo en el nivel de producción, dado que las paradas de bateas tienen entre 3 a 6 tiros que no superarán los 10 metros de longitud, por consiguiente una parada se perfora en un tiempo de 1 a 3 horas, por lo el tiempo de perforación efectiva se reduce dado que el operador tendrá que trasladarlo cada vez que termine una parada, esto no ocurre en el nivel de hundimiento dado que el equipo es capaz de perforar una parada completa sin requerir intervención del operador, demorando cerca de 1 día en perforar completamente la parada, lo que aumenta la utilización y por ende el rendimiento mensual.

En la Figura 5.2 es posible ver la cantidad de metros radiales que se espera barrenar por mes, sumando los que se logran tanto en nivel de producción como en hundimiento, los criterios utilizados para llevar a cabo las actividades de perforación consisten en:

- Una curva de aprendizaje de 6 meses (3 en simuladores).
- Adelantar perforación de batea para reducir interferencias con producción.
- 1 operador cada 2 jumbo radial en nivel de hundimiento.
- 1 operador por jumbo radial en nivel de producción.
- 2 equipos exclusivos para nivel de producción y 4 para hundimiento.

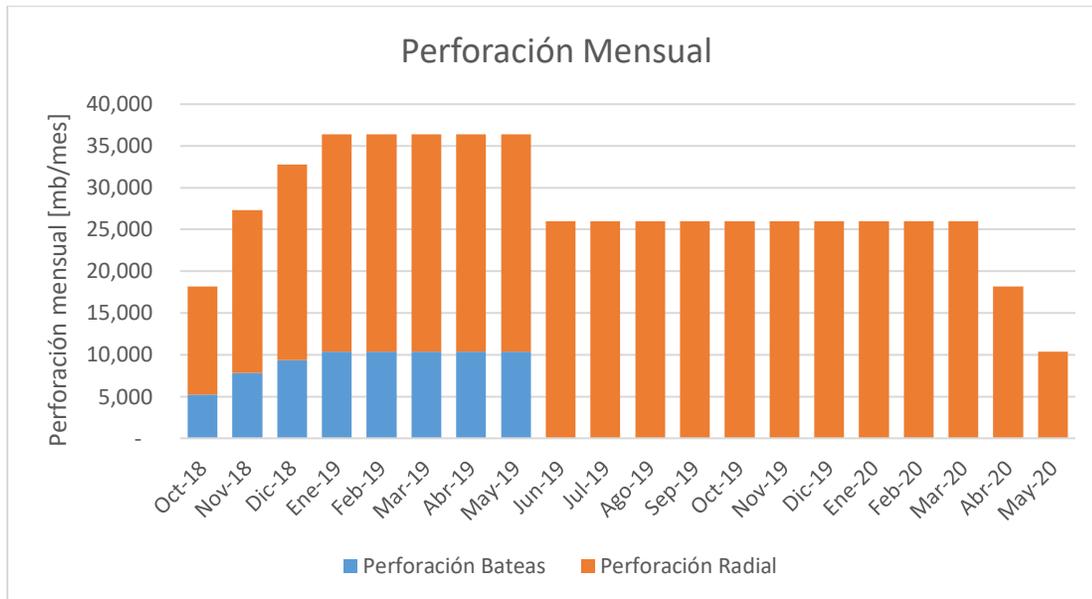


Figura 5.2. Gráfico perforación mensual.

Teniendo en cuenta estos criterios, y que la perforación comienza justo cuando termina la puesta en marcha de los equipos de perforación, es decir, en octubre del 2018, se utilizan 2 equipos exclusivamente en el nivel de producción, de tal forma de avanzar lo más posible en perforación de bateas, el resto de la flota se asigna al nivel de hundimiento para dar inicio a la perforación radial de slot.

Considerando esta estrategia, la perforación de bateas acaba en mayo del 2019, es decir, 8 meses desde que inició, esto implica que convive al menos 2 meses con las palas en el nivel de producción, las cuales entran a trabajar en abril del mismo año, todo esto es posible bajo el supuesto que los desarrollos de las chimeneas pilotos y los puntos de extracción están dentro de los tiempos que ha planificado VP.

Dentro de las razones que justifican el avanzar de forma tan adelantada la perforación, es que algunas paradas deberán ser perforadas con parte del equipo fuera de la galería zanja, lo que impide la circulación de otros equipos por el nivel de producción, esto afecta directamente a las palas, como las primeras tronaduras serán en el sector oeste y el sistema manejo de marinas se encuentra en el sector este, los jumbos impedirán un correcto tránsito de los equipos de producción. Por lo que mientras antes se termine la perforación de bateas mayor flexibilidad tendrán las labores restantes del nivel de producción.

La mencionada curva de aprendizaje es un parámetro importante a tener en consideración dado que, al tratarse del inicio de las actividades de hundimiento, es lógico que exista un periodo de adaptación a los equipos por parte de los operadores. Para la planificación se consideró el mejor caso, sin embargo se realiza una sensibilización para ver cómo podría verse afectado en los plazos un periodo más lento de aprendizaje. El primer escenario corresponde a los mismos 6 meses de aprendizaje, pero sin la disponibilidad de simuladores, lo que implica que la curva comienza su parte más lenta con el inicio de la perforación. Se considera iniciar perforando a 20% del ritmo esperado, incrementando en 15% de rendimiento (900 mb/mes) cada mes. Bajo estas condiciones el tiempo de perforación de bateas y el de hundimiento aumenta a 10 y 22 meses, respectivamente, lo cual no es tan grave ya que permite mantener 2 meses de diferencia entre cuando se perfora una parada y cuando es tronada. El tiempo crítico que puede tomar este proceso es de 9 veces, considerando un aumento promedio de 10% mensual (más rápido al inicio), se completa la perforación de bateas en 11 meses y la de hundimiento en 23, teniendo solo 1 mes de holgura entre la perforación y la tronadura.

Una de las consideraciones a tener en cuenta es que probablemente no esté disponible el sistema de manejo de materiales al momento de iniciar el hundimiento, por lo que la producción de los primeros meses será mediante un sistema Pala-Camión, el cual deberá tener facilidades que permitan mover el material requerido, una de estas facilidades corresponde a generar los desquiches que posibiliten el carguío de camiones en el sector oeste del macro-bloque, de esta manera se libera a las palas de todas las interferencias con obras civiles que se estén montando en el sector Este.

En la Figura 5.3 es posible ver como iría avanzando la perforación de bateas, se considera avanzar la perforación de igual forma que avanzará el frente de hundimiento, a pesar de que se espera que los desarrollos y obras civiles comiencen a estar listos en el macro-bloque S01, lo que sugeriría comenzar la perforación de bateas desde el sector Sur-Oeste. Se prefiere seguir esta secuencia dado que no existe mucha información del real comportamiento que tendrá el macizo, por lo que dejar mucho tiempo antes avanzada la perforación podría ser perjudicial, dada la posibilidad de pérdidas de tiros, obligando a tener que bajar el ritmo de perforación. Con esto, se busca asegurar que las primeras bateas a incorporarse estén listas para febrero del 2019, por lo que la única forma de conseguir esto, es realizar la perforación considerando la misma secuencia con la que se hundida, a pesar de que probablemente tenga mayor cantidad de interferencias por labores que se sigan desarrollando en las primeras calles del macro-bloque N01.

Otra de las razones para considerar esta secuencia responde a la posibilidad de atrasos en el periodo de licitación o de la fabricación de los equipos, lo cual afectaría directamente al tiempo de holgura que se tiene para perforar, obligando a tener que perforar y tronar según secuencia, perdiendo el avance respecto al frente de hundimiento.

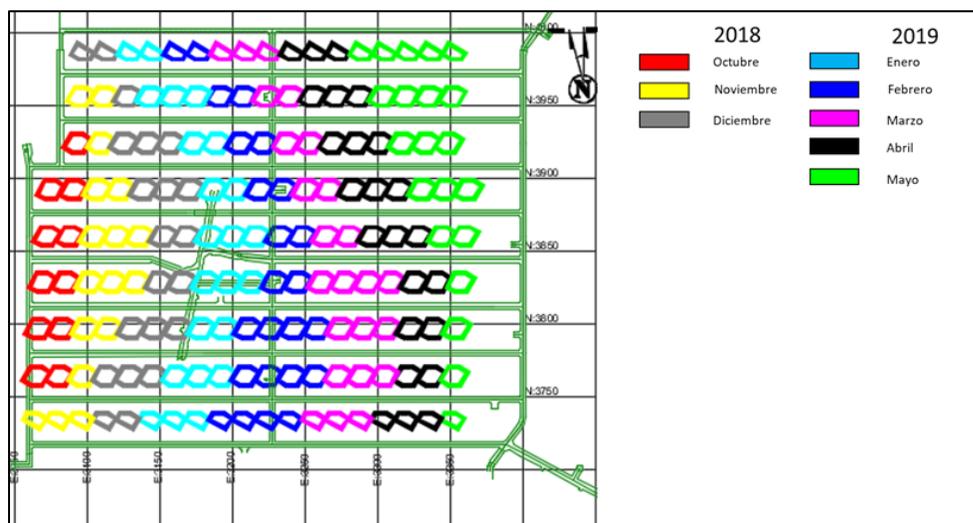


Figura 5.3. Planificación perforación bateas.

En cuanto a lo que será la perforación de hundimiento, como la secuencia incorpora rápidamente las 8 calles, la perforación del slot completo debe ser la primera actividad a desarrollar, por tanto, los primeros equipos en el nivel de hundimiento estarán enfocados de realizar la perforación de las 109 paradas de slot que se presentan en la cabecera Oeste del nivel. Este trabajo es posible realizarlo dentro de 1 mes, ya que los metros totales a perforar no superan los 8.000 por lo que utilizando 2 de los 4 equipos que estarán asignados para el nivel de hundimiento exclusivamente para perforar slot, bastará.

Para esta planificación, no se considera perforar en la misma secuencia que se realizará el hundimiento, sino que se privilegia una perforación relativamente pareja en todas las calles. La razón de llevar una misma cantidad de perforación entre todas las calles, responde a que serán muchos los equipos de perforación que se requerirán para alcanzar el rendimiento necesario (26.000 mb/mes) por lo que sería inviable focalizar todo el desarrollo de perforación en una o dos calles, ya que mínimo se tendrá que estar trabajando a la par en 4 calles. Si se avanza mucho en un par de calles, cuando comience el hundimiento, todas las calles tendrán interferencia por actividades asociadas a tronadura, por lo que no será posible centrarse únicamente en dichas calles que requieren perforación para nivelar la cantidad de paradas que se requieren para cumplir el plan, generando retrasos en la perforación y por ende no permitiría lograr la tasa de incorporación esperada, dado esto, una secuencia de perforación pareja, avanzando levemente más en aquellas calles que les corresponda primero ser tronadas, es la mejor opción para llevar el frente de perforación.

En la Figura 5.4 se muestra de manera esquemática como debiera ser la planificación de la perforación a partir de octubre del 2018, es importante destacar que, para el inicio del hundimiento en abril del 2019, se tendrá perforado cerca de un cuarto de los macro-bloques centrales, lo que equivale a 130.000 metros barrenados. Esto significa que el frente de perforación estará adelantando en cerca de 100 metros respecto a lo que será el frente de hundimiento. El tiempo total de perforación, bajo estas condiciones, es de 20 meses, lo que muestra la poca holgura que tiene el proceso de perforación para no comprometer el plan minero. En este escenario se está comenzando a perforar 6 meses antes de que inicie el hundimiento, sin embargo, la holgura no se mantiene constante en el tiempo, reduciendo esta distancia hasta 4 meses. En caso de existir algún retraso en

la adquisición de equipos o en el periodo de capacitación esta holgura será cada vez menor, por lo que se podría hablar de ruta crítica todo lo que involucra este proceso de perforación.

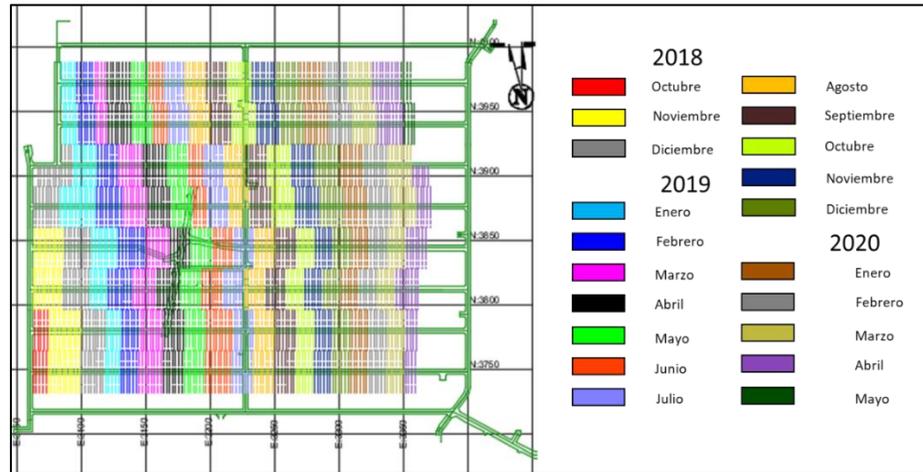


Figura 5.4. Planificación perforación de hundimiento.

Dada la gran cantidad de perforación que se requiere por parada, se estima que un equipo estará un día completo perforando un abanico de hundimiento, por lo que para aprovechar la semi-autonomía, lo ideal es que alcance a perforar completamente la parada antes de que se debe desplazar el equipo, por lo que durante un día no podrían existir otras actividades que impliquen mover de su posición al jumbo radial. Para lograr esta condición, al menos por unos meses, lo ideal sería aprovechar la cabecera central para poder independizar las labores correspondientes a tronadura (hacia el oeste) con las labores requeridas para la perforación (sector este).

En cuanto a la perforación de la rampa fase 3 sur, como se menciona en el capítulo anterior, la cantidad de metros a barrenar por parada son bastante similares, al igual que el burden, por lo que la principal complejidad que se tendrá será lograr el paralelismo entre paradas, esto debido a que las galerías que conectan el nivel de hundimiento con la rampa tienen un ángulo de desviación. Debido a esta condición, el jumbo que se utilice en esta zona deberá ser capaz de vascular para así mantener de forma paralela las 35 paradas que se deben perforar en este sector, es por esto que se tener en consideración esta situación al momento de la adquisición de los equipos.

5.2. Planificación Tronadura

Una de las innovaciones que busca este proyecto, por lo menos dentro de las faenas de la corporación, es poder abrir el cajón de las bateas en una sola fase. Analizando los requerimientos del plan, incorporar 4.100 m²/mes se traduce en incorporar al menos 8 bateas al mes, lo que llevado a cantidad de tronaduras serían 8 en el caso de tronadura en una fase o 16 si se debe abrir un canalón primero y luego el resto de la batea. Debido a esta gran cantidad de tronaduras, se vuelve prácticamente una necesidad el lograr la tronadura en una fase ya que así se reduce a la mitad el tiempo que se perderá por aislaciones post tronadura.

La única limitante que podría tener la opción de tronar en una sola fase sería la posibilidad de que haya problemas en la secuencia de salida de los tiros, el cual podría generar acoples entre ellos sin poder lograr la tronadura deseada. En cuanto a la cantidad de espacio, no debiera ser un problema, dado que la batea diseñada es pequeña en comparación a otras como las de El Teniente, además

tiene a favor las dimensiones de la galería zanjias que permiten recibir hasta un máximo de 46% de esponjamiento del volumen tronado.

En la Figura 5.5 se muestra la secuencia considerada para ir tronando bateas, esta es exactamente la misma secuencia con la que se realizarán la tronadura de hundimiento, esto porque el desfase entre tronadura de bateas y tronadura de hundimiento será solo de 2 meses, ya que la calidad de la roca no asegura la resistencia de la losa dejada entre el cajón de la batea y el piso del hundimiento, la cual tiene un ancho de 4 metros. La decisión de llevar 2 meses de desfase equivalente a 2 líneas de bateas, se determinó para darle un poco de holgura a lo que serán las tronaduras de hundimiento, sin exponer tanto tiempo las losas dado que aún no se conoce completamente la real resistencia de la roca.

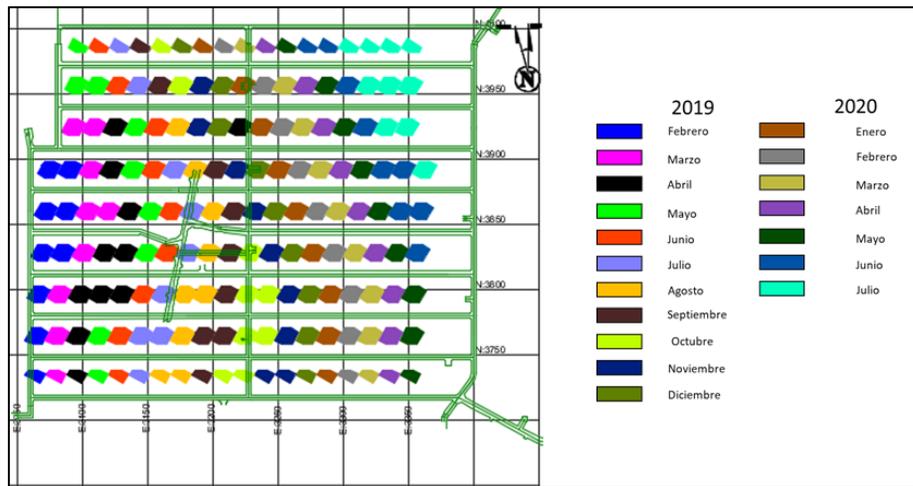


Figura 5.5. Planificación tronadura de bateas.

Bajo esta consideración, la primera tronadura en el nivel de producción debiera ser a comienzos de febrero del 2019, tardando en total 18 meses completar la tronadura de todas las bateas de esta pareja de macro-bloques, incluyendo las medias bateas.

En relación a las tronaduras de hundimiento, la planificación se realiza considerando la altura de 20 metros, usando como explosivo emulsión. Dada la alta cantidad de espacio necesario, se considera tronar la totalidad del slot al inicio, para llevar a cabo esto, se definió una estrategia de tronar las primera 6 paradas de slot hacia la chimenea , remover cerca del 80% del material tronado dejando el sector avocado, y realizar una segunda tronadura de 6 paradas más hacia el espacio liberado en la primera etapa, seguida igualmente de la remoción del 80% del material, de tal forma de poder inspeccionar si realmente se logró la altura deseada, esto se realiza para cada calle del nivel de hundimiento, en la Figura 5.6 se muestra lo mencionado anteriormente. Bajo esta estrategia, la cantidad de tronaduras necesarias son 16 (2 por calle) demorando 1,5 meses tronar y remover todo el material que se genera. Considerando este tiempo, se determina que la primera tronadura se realizaría a mediados de enero, dejando listo el slot a fines de febrero, bajo el supuesto que la pala del nivel de hundimiento (9 yd³) estará siendo utilizada únicamente por esta actividad.

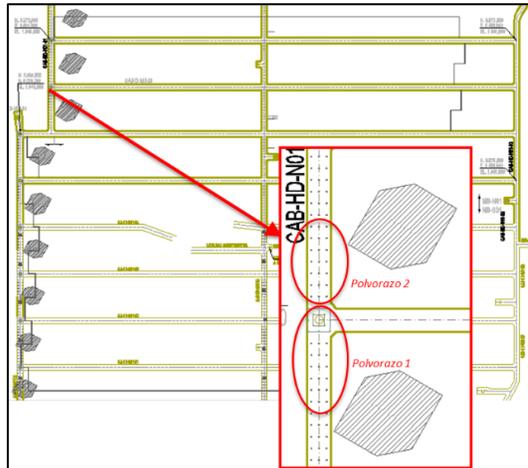


Figura 5.6. Estrategia tronadura de slot.

Una vez que esté disponible el slot, es posible iniciar el hundimiento, para ello se seguirá la secuencia ya mencionada comenzando en las calles centrales (CA04-S01 y CA01-N01), para esto se definió el rango de paradas posibles de incorporar por tronadura. En este caso específico considerando una altura de 20 metros y un burden de 2,35 metros, la cantidad de volumen a tronar por parada es de 1.603 m^3 , por lo que, si se considera un esponjamiento promedio de 30%, por cada parada tronada será necesario un volumen mínimo de 481 m^3 , lo cual es bastante para el poco espacio disponible entre galería y batea, por consiguiente, se define que se podrá tronar entre 3 a 5 paradas por polvorazo, dependiendo el espacio disponible. Como en las primeras tronaduras se tendrá como espacio el slot, estas serán de los pocos polvorazos que considerarán 5 paradas por tronada, de ahí en adelante alternarán entre 3 a 4 paradas por polvorazo, exceptuando cuando se deba cruzar la rampa fase 3 sur y cuando se esté cruzando la cabecera central, la cual también tiene cara libre o slot.

Con esta cantidad de paradas por tronadura, en total serán necesarias entre 14 a 16 tronaduras al mes para cumplir con la incorporación de 4.100 m^2 , lo cual operativamente es posible cumplir, ya que el tiempo estimado de regularización de frente y de carguío previo a la siguiente tronadura esta entre 3 a 5 turnos, donde un turno está asociado a ventilación, limpieza y movimiento de material generado por tronadura, dos turnos para preparación de cancha, descargando malla, acuñadura de visera, soplado y re-perforación de tiros y un turno de carguío de explosivo considerando un tiempo promedio de 3 minutos de carga por cada tiro (hora y media por parada).

En la Figura 5.7 se presenta lo que sería el inicio del hundimiento de la mina Chuquicamata Subterránea, considerando la primera tronadura a inicios de abril del 2019, a partir de esta imagen se puede ver que ya para el primer mes se tiene trabajo en 6 de las 8 calles de hundimiento, esto significa una exigencia mayor al sistema, requiriendo tener completamente desarrollado todo el nivel de producción y hundimiento en estas calles.

Uno de los posibles problemas que se puede identificar a partir de la figura se presenta entre los meses de octubre a diciembre del 2019, donde el frente comienza a voltear, en estos meses ocurre una gran concentración de tronaduras en las calles 1,2 y 3 del macro-bloque S01, dejando sin avance significativo el frente en el sector norte, lo cual podría generar problemas de estabilidad, justo en el sector donde se emplaza la rampa fase 3 sur.

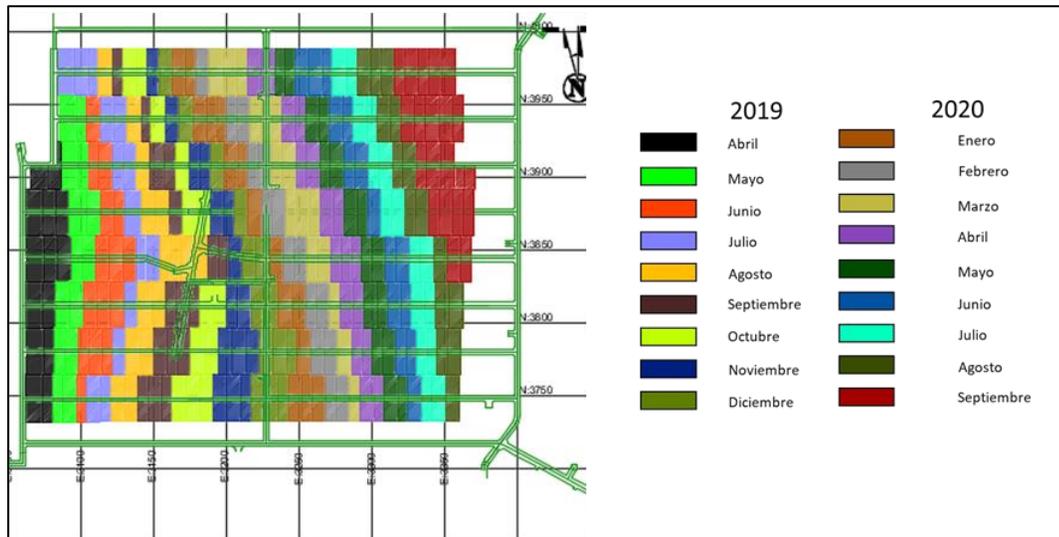


Figura 5.7. Planificación tronadura de hundimiento.

Es importante destacar que esta secuencia cumple con la restricción geomecánica de no superar los 30 metros de distancia entre el frente hundido de una calle y la de la calle contigua, obligando a llevar una cantidad pajera de tronaduras en cada calle para no superar dicha distancia y así mantener la forma de hundimiento que se espera, una distancia de frente menor a los 25 metros implicaría un frente cada vez menos angulado, tendiendo a la perpendicular con respecto a las calles, generando la necesidad de incorporar las 8 calles al inicio del hundimiento. También vale notar el ancho de frente que a partir de enero del 2020 alcanza los 295 metros, lo cual, según lo sugerido, está en el límite de las dimensiones manejables para evitar problemas como posibles colapsos.

Son varios los riesgos que enfrentará el hundimiento, uno de las situaciones más complejas que se encontrará será el paso por la rampa fase 3 sur, específicamente el cruce que se genera en la calle 4 del macro-bloque S01. Este sector tiene aproximadamente 35 paradas que se perforaron de manera especial, de las cuales 24 están involucradas en la rampa. Dentro de lo estudiado, la mejor forma de afrontar este tipo de discontinuidades es tronar lo más rápido posible el sector involucrado, sin embargo, como el volumen a tronar es cerca de 40.000 m³ se debe preparar el sector para lograr recibir todo el material esponjado, es por esto que durante el mes de agosto se realizan las tronaduras aledañas a este sector, intentando abrir la mayor cantidad de espacio, para a fines de ese mes realizar dos tronaduras que debieran considerar al menos 8 paradas cada una, teniendo la tercera a inicio del mes de septiembre con las últimas 8 paradas.

Una vez que se haya tronado el sector se deberá tronar de forma normal los sectores contiguos, de tal forma de no dejar una distancia tan larga del frente de hundimiento entre calles (máximo 30 metros), lo que provocaría una mayor concentración de esfuerzos, complejizando aún más esta singularidad. Además, como plan de contingencia se podría generar un slot en la zona inmediatamente después de la rampa, este slot tiene como finalidad recuperar la altura de hundimiento en caso que no se haya logrado una buena tronadura de la fase 3 sur, lo cual es probable debido a la magnitud de las tronaduras que se generarán, donde probablemente exista acople entre ondas y no sea una tronadura tan controlada.

5.3. Conclusiones del Capítulo

A partir de toda esta información generada, es posible actualizar la carta Gantt mostrada al comienzo de este capítulo, donde se lo añade la planificación de perforación y tronadura de bateas y de hundimiento, la cual se muestra en la Figura 5.8.

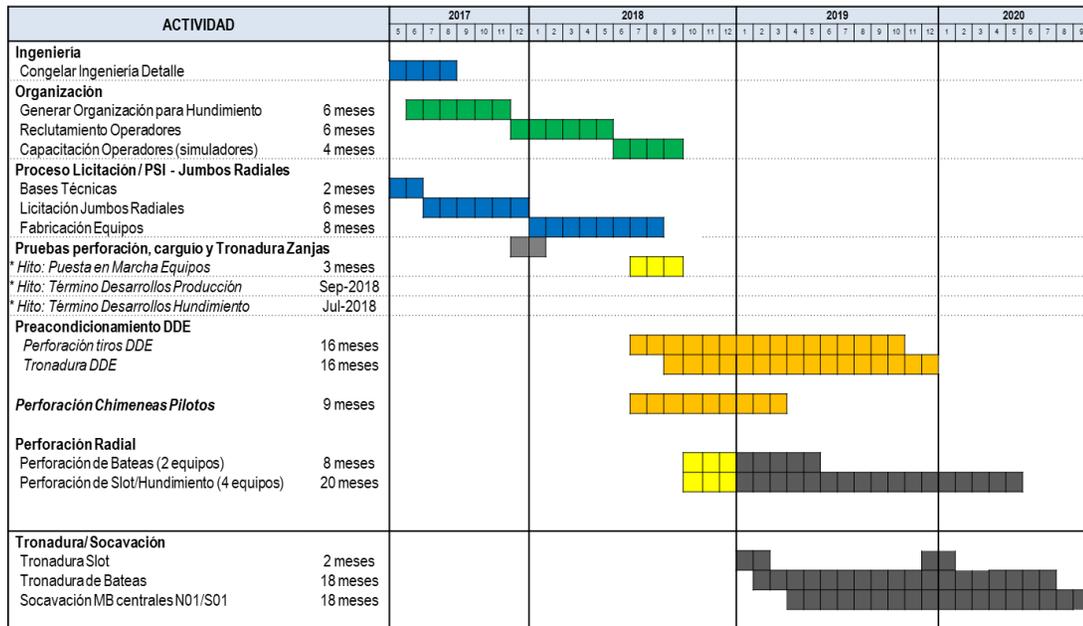


Figura 5.8. Carta Gantt proceso de hundimiento, caso base.

Tal como se mencionó anteriormente, una de la principal limitante del proceso de perforación corresponde a la adquisición de los equipos, en esta gráfica es posible mostrar que no hay holguras para este proceso, ya que un retraso en la fabricación o en el proceso de licitación provocaría desplazar todo el inicio de la perforación, reduciendo la distancia entre el frente de hundimiento con el frente de perforación, lo que añadirá más interferencias y retrasos al sistema, dificultando lograr los 4.000 m²/mes, esto debido a que mientras más sea el retraso, será la diferencia que existirá entre el inicio de la perforación y el de la tronadura, dificultando independizar las labores de tronadura con las de perforación.

La perforación tiene un plan exigente considerando un rendimiento alto, pero es posible lograr los requerimientos si se dispone de una mayor flota. Toda esta flota operativa requiere de una buena planificación de los insumos que consume, en especial el suministro de energía eléctrica y agua, el cual no es menor, considerando que un equipo de estas características consume cerca de 120 kwh de energía y 100 litros/min de agua.

En relación a la cantidad de tronaduras, es posible notar que durante 9 meses existirá convivencia de 3 diferentes tipos de polvorazos, las tronaduras de batea, las de producción o hundimiento y las de DDE. Para el caso del DDE, cada mes se deben tronar 20 pozos de cerca de 100 metros de largo cada uno, en caso de las bateas, dependiendo si se hace en una o dos fases, se deberán realizar 8 o 16 tronaduras, y por último las tronaduras de producción implica realizar en promedio 15 polvorazos mensuales, lo que sumado da como resultado que se debe realizar más de una tronadura al día.

CAPÍTULO 6. ALTERNATIVAS PROPUESTAS

Este capítulo muestra algunas propuestas de mejora para las dificultades o falencias que se identificaron en el capítulo anterior, buscando mostrar los beneficios que generan estas alternativas. Además, se modifica la planificación a partir de las últimas fechas que se han declarado dada la reformulación que se lleva a cabo, utilizando los criterios que se proponen en esta sección.

6.1. Secuencia alternativa

Dentro de las primeras cosas que se definen al momento de planificar el hundimiento es la secuencia que se seguirá, como se mostró en los capítulos anteriores, la secuencia actual comienza en el centro de la pareja de macro-bloques y se expande en forma cóncava hasta la cabecera central, esto significa que durante los 3 primeros meses prácticamente se tendrá las 8 calles del nivel de hundimiento con actividades de tronadura.

Debido a la presencia de la Falla Oeste, está definido que la secuencia debe ir de oeste a este, principalmente para interactuar lo menos posible con la falla, esto descarta la posibilidad de proponer una secuencia que comience en el sector más cercano a los chancadores, es decir, desde el sector este. Es por esto que las únicas 2 nuevas opciones de partida serían, el sector Nor-Oeste y el sector Sur-Oeste. Para el caso de un inicio desde el sector Norte, la orientación del mayor set de estructuras no permiten que el frente se desplace hacia el Sur-Este, dado que las intersectaría de forma perpendicular, aumentando las posibilidades de problemas de estabilidad. Por consiguiente, la única alterativa posible sería iniciar desde el sector Sur-Oeste en dirección Nor-Este.

Como muestra la Figura 6.1, se esquematiza la nueva secuencia bajo las consideraciones anteriores de tal forma de comparar en igualdad de condiciones ambas secuencias, Como es solo una esquematización, se considera polvorazos parejos de 4 paradas, hundiendo 4.000 m² al mes. El ángulo del frente varía entre 20° y 30°, el cual enfrenta de forma sub-paralela a las estructuras mayores de estos macro-bloques. Esta secuencia permite mantener la distancia máxima de distancia hundida entre una frente y otra, ya que en ningún caso se supera los 3 polvorazos de diferencia, lo que equivale a 12 paradas o a 28 metros.

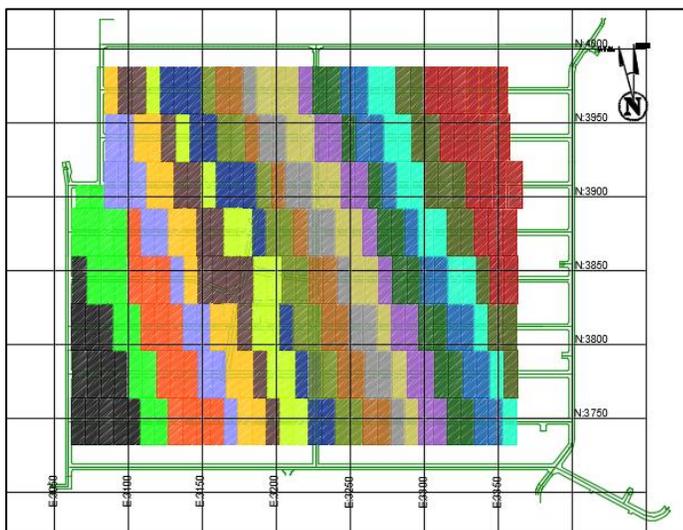


Figura 6.1. Secuencia propuesta, inicio desde Sur-Oeste.

Comparando esta secuencia con la que existe actualmente, son varias las ventajas que se pueden encontrar, a continuación se enuncian algunas de ellas:

- **Requerimiento de calles:** Como se comentaba en el capítulo anterior, la secuencia actual requiere de manera temprana las 8 calles de hundimiento en operación, por ende, impactará en la cantidad de equipos trabajando tanto en el nivel de hundimiento como en el nivel de producción, generando posibles problemas de interferencia entre las labores que se estén desarrollando, afectando directamente al rendimiento.
- **Constructibilidad:** De la mano con el tema de las calles, la secuencia propuesta busca considerar la secuencia de desarrollo que lleva el proyecto hoy en día, donde el primer macro-bloque en culminar los desarrollos es el S01, por tanto, también es el primero en terminar sus puntos de extracción, pavimentos y todas las obras civiles. Si se considera esta secuencia, el hundimiento será consecuente con los desarrollos y se asegurará de que esté completamente preparado los niveles de producción y hundimiento al momento de realizar las tronaduras de batea y de hundimiento.
- **Ventilación:** Una de las variables más importante de la operación es la correcta ventilación de cada uno de los sub-niveles, en el caso del nivel de hundimiento, una vez que se realiza una tronadura la calle queda como frente ciega, requiriendo ventilación forzada hacia la frente, por lo que si se considera la secuencia que se propone en este capítulo, el sistema de ventilación forzada tiene la opción de implementarse de manera gradual en el nivel, lo cual no es posible con la secuencia actual, ya que requiere implementar 5 ventiladores durante el primer mes, haciendo mucho más exigente el inicio del sistema de ventilación secundaria.
- **Esfuerzos:** Dada la forma de la secuencia, una secuencia cóncava tendrá una mayor concentración de esfuerzo en la punta que se forma, esta punta coincide con la zona donde está emplazada la rampa fase 3 sur por lo que aumenta el riesgo asociado a esta singularidad. Para el caso de la secuencia propuesta, la rampa se abordará con una menor concentración de esfuerzos, ya que la distribución de esfuerzos será homogénea en toda el frente de hundimiento.

En cuanto a las desventajas, el sistema pierde flexibilidad para responder antes algún evento, si antes se estaba avanzando en 2 direcciones, con esta secuencia solo se podrá avanzar en una única dirección, por lo que ante cualquier problema, se deberá detener todo el frente de hundimiento. Otra de las desventajas se da al inicio, donde se tiene una gran cantidad de tronaduras en las calles del sur, lo que probablemente implique mucha más interferencia, la cual posiblemente afecte a la tasa de hundimiento inicial. Por último, una desventaja de esta secuencia es que incorpora una cantidad menor de puntos de extracción al inicio, ya que al comenzar por la primera calle del sector sur, lo primero que estará incorporando serán medias bateas, las cuales tiene un único punto de extracción a diferencia de comenzar por el centro donde las bateas permitirán incorporar 2 puntos.

6.2. Planificación optimizada

En la sección de análisis de diseños, se presentaron dos opciones de altura de hundimiento, la primera correspondía a una altura de 20 metros y la segunda a una altura de 10 metros, donde a pesar de no estar optimizada, la altura de 10 metros mostraba más beneficios que la de 20. Para un mejor análisis de las reales ventajas que tiene esta altura, ingeniería realizó un diseño bajo el mismo criterio que se consideró para la altura de 20 metros.

En la Figura 6.2 se muestra el nuevo diagrama de perforación el cual reduce el número de tiros de 28 a 19, esta optimización se logra porque se reduce el criterio de aceptabilidad del diseño, bajando el porcentaje mínimo del material tronado que quiebra, desde un 99% a un 80% mediante, todo esto mediante simulaciones realizadas en el software JKSimBlast, esto trae como consecuencia un aumento en el burden y el espaciamiento.

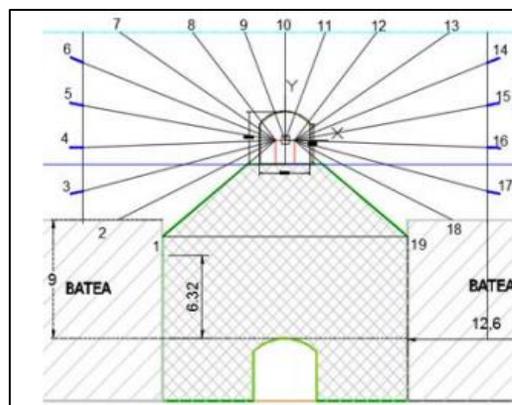


Figura 6.2. Diagrama de perforación emulsión 10 metros optimizado (BCTEC).

Tabla 6.1. Comparación diagramas de emulsión altura 10 metros.

Ítem	Unidad	Ing. detalle	Optimización
Altura de Hundimiento	m	10	10
Número de Tiros	un	28	19
Diámetro	"	3	3
Burden	m	2.2	2.4
Perforación abanico	mb	342	231
Perforación N01 S01	mb	358.000	230.000
Factor de Carga	Kg/m ³	1,44	1,04

En la Tabla 6.1 es posible notar las principales diferencias que se obtienen con este nuevo diseño, como lo es una disminución considerable en el factor de carga, la reducción en la cantidad de perforación por parada y el aumento del burden, estos dos últimos cambios, comparados con la ingeniería de detalle anterior, implican una reducción de un 36% en la cantidad de metros a barrenar

para la primera pareja de macro-bloques, y en comparación a la altura de 20 metros (la cual barrena en total 470.000 metros) es menor al 50%.

Otra de las nuevas consideraciones corresponde a nuevas fechas declaradas como hitos del proyecto en el último Technical Review Board (TRB), el cual se llevó a cabo durante el mes de julio, donde se dieron a conocer nuevas fechas respecto al hundimiento, principalmente debido a los retrasos que se presentan en el sistema de manejo de materiales. Considerando febrero del 2020 como fecha en que termina el pre-comisionamiento del sistema de transporte de mineral, la nueva fecha de inicio de hundimiento estaría entre julio y septiembre del 2019. Esto debido a que el sistema de manejo de materiales influye directamente en el proceso de hundimiento, puesto que sin un sistema que permita el movimiento de mineral que se requiere en el inicio de la producción, es inviable mantener una correcta propagación del caving. A la fecha la única opción como plan de contingencia para el inicio es un sistema de manejo considerando extracción por camiones, la cual podría suplir hasta máximo 6 meses al sistema de manejo por correas, posterior a esto, el sistema de camiones no es capaz de transportar todo el mineral necesario.

Bajo estas condiciones, se procede a realizar una nueva planificación de las mismas cuatro actividades mencionadas anteriormente. Para esta planificación, se considerará rendimientos más conservadora de lo que se presenta en el caso base, esto principalmente debido a una etapa de aprendizaje más extensa, donde inicialmente se espera utilizar técnicas conocidas y probadas en la corporación, como es tronar bateas en más de una fase u operar lo equipos de perforación de forma manual, esto para disminuir el riesgo existente en el inicio de la producción.

Comenzando por la planificación de la perforación, se opta por reducir la tasa de perforación, esto principalmente porque al inicio se buscará disminuir el riesgo que pueda tener la implementación de la automatización de los jumbos radiales, por lo que comenzarán siendo utilizado de forma manual. Con este cambio, el nuevo rendimiento considerado es de 5.000 mb/mes por equipo, este número se respalda al momento de escalar el rendimiento que tiene la flota de equipos de DET (ANEXO A) al sistema de turno que se tendrá en Chuquicamata (Turno A-B 7x7) donde se gana 3 horas operativas al día y, además se trabaja de lunes a domingo, no como en mina Esmeralda (donde se obtuvo los rendimientos) que perfora de lunes a viernes, salvo contingencias.

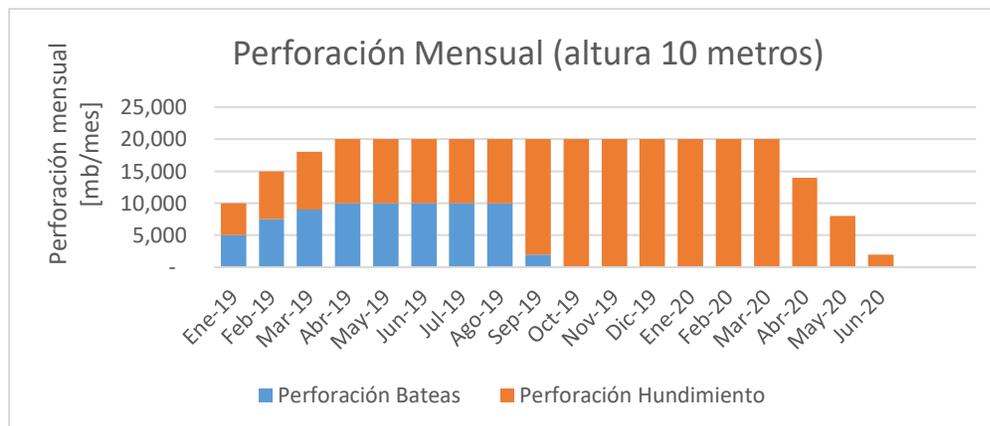


Figura 6.3. Cantidad de metros barrenados nueva planificación.

Manteniendo la curva de aprendizaje de tres meses y la estrategia de perforar lo antes posible el nivel de producción para evitar interferencias entre la perforación de bateas con la producción, el

requerimiento de equipos para este nivel se mantiene en dos jumbos. En cuanto al nivel de hundimiento, este inicia su trabajo con dos equipos operativos, y una vez que se termina la perforación en nivel de producción la flota total (4 equipos) comienza a trabajar en el nivel de hundimiento. Bajo estos criterios, la cantidad de perforación alcanza un máximo de 20,000 metros al mes, tal como se ve en la Figura 6.3.

Con esta nueva secuencia y rendimiento, se vuelve a realizar la planificación de perforación de batea, esta vez el inicio del hundimiento será en septiembre del 2019, por lo que para dar mayor holgura a la adquisición y fabricación de equipos, se define como inicio de la perforación el mes de enero del 2019 (3 meses posterior al caso base). Bajo estas nuevas circunstancias la Figura 6.4 muestra como debiera ser la perforación, el tiempo total de esta actividad se estima en 9 meses, donde las últimas 4 bateas son perforadas el mes de septiembre, mismo mes que inician las tronaduras de hundimiento.

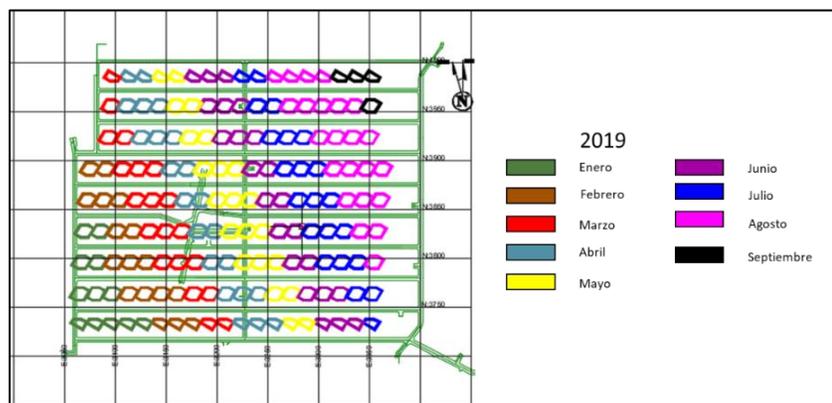


Figura 6.4. Planificación propuesta, perforación bateas.

Con esta nueva planificación será posible eliminar la interferencia que se podía generar con las palas cuando comience la producción, lo que le da mayor flexibilidad al sistema permitiendo cargar camiones en las dos cabeceras del nivel de producción. Sin embargo, el principal problema que se puede encontrar al tener tan adelantada la perforación (8 meses), es la posibilidad de pérdida de tiros, lo cual puede generar la necesidad de gran cantidad de reperforación, obligando a destinar uno de los equipos para esta labor.

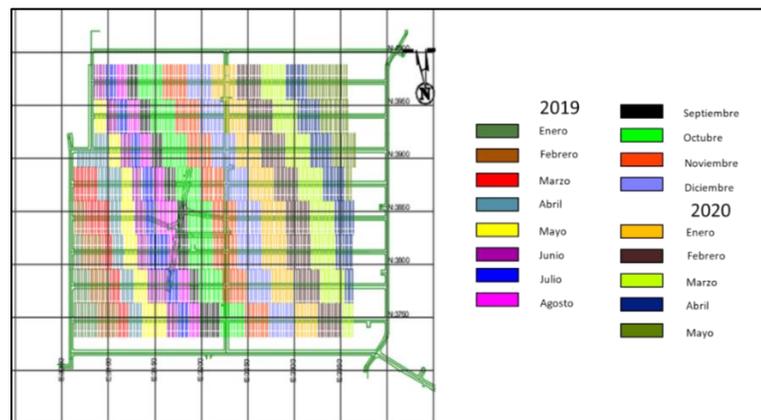


Figura 6.5. Planificación propuesta, perforación hundimiento.

para esta ocasión, se considera polvorazos pares de 4 paradas cada uno. Este criterio podría ser considerado conservador, ya que como se redujo la altura a 10 metros, podría ser posible realizar polvorazos de mayor área.

La planificación de las tronaduras de hundimiento se realiza considerando el aprendizaje antes mencionado, el primer mes se hunde un área de 1.800 m², lo que equivale a 6 tronaduras, las que van aumentando progresivamente hasta alcanzar las 13-14 tronaduras al mes (4.100 m²), todo este periodo de aprendizaje se extiende por 7 meses, logrando alcanzar la mayor tasa durante el mes de marzo de 2020, justo cuando se tenga que enfrentar a la rampa fase 3 sur, donde la estrategia mencionada anteriormente era pasar lo más rápido posible por esta singularidad. Dada esta nueva estrategia de hundimiento, el tiempo estimado para hundir completamente esta pareja de macrobloques aumenta de 18 a 20 meses, teniendo una tasa de incorporación promedio de 3.650 m²/mes, la cual se aprecia en la Figura 6.7.

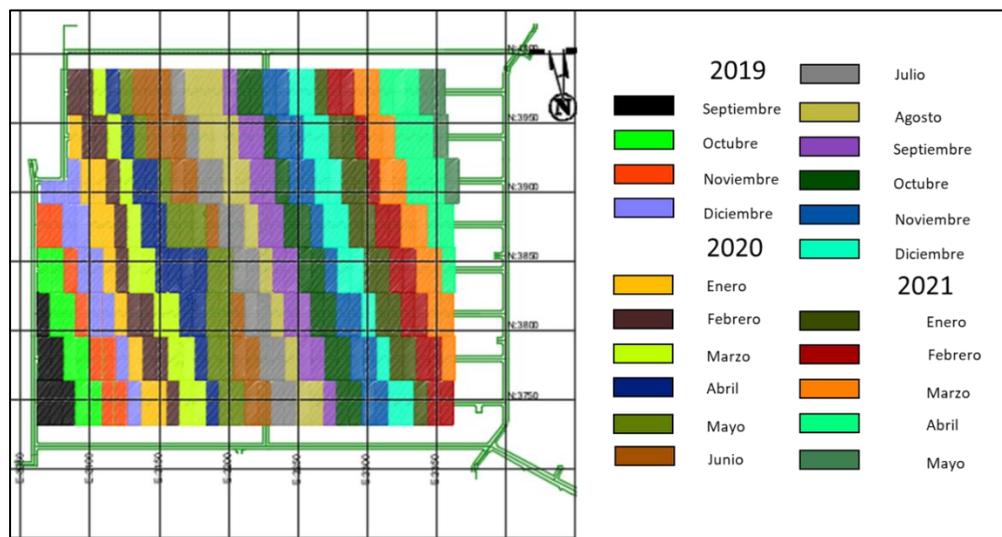


Figura 6.7. Planificación propuesta, tronadura de hundimiento.

Con estas nuevas fechas y nuevos rendimientos, junto con mantener los plazos optimistas del proceso de adquisición y DDE, se actualiza en la Figura 6.8 la carta Gantt del proceso global de hundimiento, que incluye etapas de ingeniería y adquisición de equipos. Bajo esta nueva perspectiva, el DDE deja de ser tan invasivo en la operación como lo era en un principio, dado que solo convive 6 meses con tronadura de batea y 4 con tronadura de hundimiento, meses en los cuales coincide con el aprendizaje que se está asumiendo, por tanto la cantidad de tronaduras al mes no sería tan exigente como lo era en la planificación base del proyecto.

Estas nuevas fechas son beneficiosas para lo que en su momento se declaró como crítico, que era la adquisición de equipos, dado que permite aplazar el inicio de la perforación en 3 meses, pudiendo ser más en caso de ser requerido, ya que el plan considerado actualmente finaliza la perforación de hundimiento 10 meses antes del último polvorazo de esta pareja de macrobloques, dejando cierta holgura a los procesos de licitación.

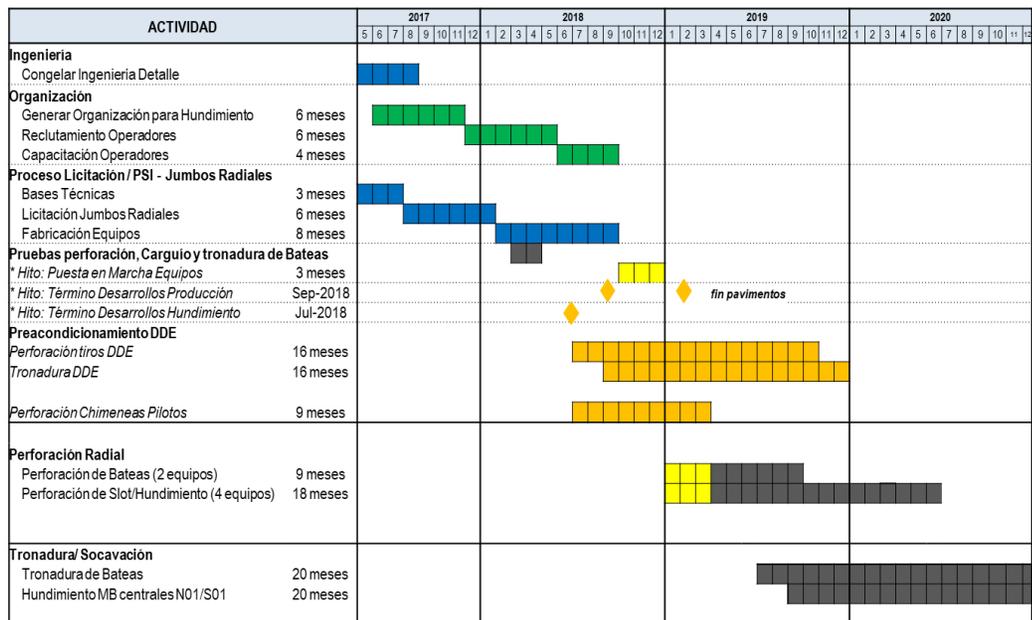


Figura 6.8. Carta Gantt planificación propuesta.

6.3. Explosivo utilizado

Una de las estrategias que está considerando el área que estará a cargo de operar el inicio de la mina Chuquicamata Subterránea es utilizar como explosivo ANFO y no emulsión como se ha propuesto en todas las etapas de ingeniería. La principal razón para este cambio es que este explosivo está totalmente probado en la corporación y además, la gente que va a realizar este carguío será entrenada en El Teniente, donde todo el carguío de paradas de hundimiento se realiza utilizando ANFO.

Una de las complicaciones que tiene el ANFO es la dificultad para cargar tiros ascendentes y de mayor longitud, por lo que no es viable considerar un diseño de altura 20 metros, es por esto que para este análisis se compara un diseño de ANFO de 10 metros con el diseño de emulsión optimizado para la misma altura, el diseño de ANFO considerado se presenta en la Figura 6.9.

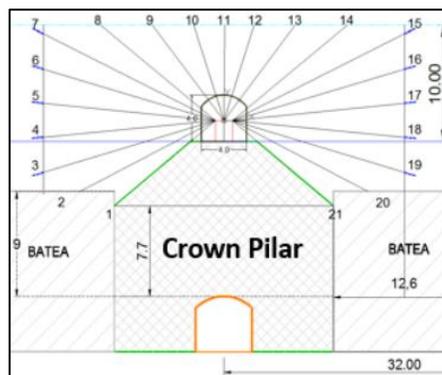


Figura 6.9. Diseño de perforación considerado ANFO (BCTEC).

En la Tabla 6.2 se muestra una comparación de los parámetros de los diseños respectivos a cada explosivo, ambos considerando el mismo criterio de quiebre mínimo. Dentro de las principales

diferencias que se pueden apreciar esta una mayor cantidad de metros barrenados por parada, dado que se requiere una mayor cantidad de tiros por parada de ANFO que de emulsión, principalmente debido a la menor velocidad de detonación (VOD) que presenta el ANFO. Sin embargo, donde está la principal diferencia es en el burden la cual impacta fuertemente en la cantidad de metros barrenados, mostrando que para el caso del ANFO se debe barrenar cerca de 300.000 metros, lo cual es 30% más de lo que se debe barrenar con emulsión.

Tabla 6.2. Parámetros de diseño ANFO y Emulsión 10 metros.

Ítem	Unidad	ANFO	Emulsión
Altura de Hundimiento	m	10	10
Número de Tiros	un	21	19
Diámetro	"	3	3
Burden	m	2	2.4
Perforación abanico	mb	258	231
Perforación N1 S1	mb	300.000	230.000
Factor de Carga	Kg/m ³	1,02	1,04

Antiguamente, la emulsión era poco utilizada debido al alto costo que significaba en comparación a utilizar ANFO. Hoy en día el costo por tonelada de explosivo es levemente mayor en el caso de la emulsión, sin embargo si se ve el proceso completo existen una mayor costo cuando el proceso se realiza utilizando ANFO. Se ejecuta una comparación, la cual se puede ver con mayor detalle en el ANEXO B, donde se obtiene el costo por metro cuadrado considerando la perforación de hundimiento y batea y la tronadura de estas, dando como resultado un costo unitario total de 293 USD/m² para el ANFO y de 269 USD/m² para la emulsión.

Los principales parámetros que hacen la diferencia son la mano de obra y la mayor cantidad de perforación. En mano de obra, para el caso de ANFO se ve en la necesidad de tener 2 personas más por para el carguío de explosivo, ya que la cuadrilla requiere un mínimo de 4 personas, dado que alguien debe estar descargando los sacos, otro debe estar manejando el equipo que inyecta a presión, un tercero debe estar ubicando la manguera en los tiros y un cuarto de apoyo para limpieza de tiros, entre otras actividades. En cambio el sistema de carguío de emulsión solo se requiere el operador de apoyo y quien carga los tiros, ya que el sistema de carguío no requiere vaciar sacos dado que el explosivo se bombea directo desde el camión. Además, se debe considerar un operador más para un tercer jumbo en el nivel de hundimiento, ya que si se desea mantener los plazos, es necesario considerar un nuevo jumbo perforando.

En cuanto a la cantidad de perforación, a partir de la cantidad de metros por parada y el área de influencia de cada una de éstas, es posible determinar un factor entre cantidad de metros perforados por metro cuadrado a hundir, este factor muestra que para el ANFO se debe barrenar un metro más por metro cuadrado que para la emulsión, lo que hace encarecer el costo total de hundimiento.

Otro de los factores importantes a considerar, y que impacta directamente en los tiempos de operación, es el tiempo que se demora en disipar los gases producto de las tronaduras. Posterior a una tronadura de ANFO, se estima que el tiempo de evacuación de gases es de 1 o 2 horas,

principalmente porque este explosivo emite una gran cantidad de gases por cada polvorazo, cosa que no ocurre con una tronadura de emulsión, donde la cantidad de gases producidos es significativamente menos, permitiendo liberar un área tronada en aproximadamente 30 minutos después de realizada la tronadura.

Una última ventaja que posee la emulsión es respecto a una menor exposición de las personas hacia los explosivos, ya que la emulsión se considera carga inerte hasta llegar a la frente, ya que solo es posible que esta detone una vez que se realiza la mezcla de los agentes que la componen, la cual es realizada en la boquilla de la manguera. Además, existe la posibilidad de mecanizar la manguera y que esta sea manejada a distancia reduciendo aún más el riesgo de exposición de la gente, en cambio con el ANFO existe contacto directo entre operadores y explosivo aumentando considerablemente el riesgo a un accidente. La Tabla 6.3 presenta una comparación entre estos dos explosivos.

Tabla 6.3. Tabla comparativa uso ANFO vs Emulsión.

Variante	ANFO	Emulsión
Tiempo de ventilación	Aproximadamente 2 horas/ciclo	Aproximadamente 30 minutos/ciclo
Metodología/tiempo de carguío	Carguío manual / mayor tiempo de carga	Carguío a distancia / menor tiempo de carga
Exposición de personal a la frente de hundimiento	Mayor	Menor
Área influencia por parada	Menor (burden 2,0 metros)	Mayor (burden 2,4 metros)
Cantidad de perforación	4 (mb/m ²)	3 (mb/m ²)

CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES

Bajo los criterios que presenta hoy en día la ingeniería de detalle del proyecto, junto con las exigencias que tiene actualmente el plan minero, el cual busca lograr el ramp-up de la mina para el año 2025, se hace muy difícil lograr el objetivo de hundir la primera pareja de macro-bloques a una tasa mensual de 4.000 m²/mes, principalmente debido a la altura de hundimiento considerada, la cual implica a tener una gran cantidad de actividades interfiriendo entre ellas.

Buscando en la literatura sobre una justificación teórica respecto a la altura de hundimiento dada las condiciones de la mina, es escasa la información referente a este parámetro. A partir del benchmarking realizado sobre la relación entre la altura de hundimiento y la tasa de incorporación de área, se puede apreciar que la elección de altura pasa más bien por un criterio operativo y existe una relación inversa entre estos parámetros, ya que las mayores tasas de incorporación se logran a partir de alturas de hundimiento bajas.

Con respecto a la altura de perforación, la altura de 10 metros implica barrenar un 51% menos de metros que lo que requiere la altura de 20 metros, esto impacta en un menor número de equipos (de 4 a 2), mayor cantidad de paradas por tronadura y mayor flexibilidad de planificación, en cambio, la altura de 20 metros solo tiene la ventaja de entregar mineral más fino por 3 meses más que la de 10 metros.

De los datos recabados en el benchmarking de tronadura de bateas, existe experiencia en otras minas sobre tronar bateas en una sola fase, donde la principal limitante es realizar una correcta iniciación de tiros para evitar interferencia entre las ondas explosivas. Los diseños que se proponen van de la mano con esta estrategia, considerando tiros especiales para favorecer una secuencia circular, además las dimensiones de las bateas son acordes al espacio que habrá disponible para recibir el esponjamiento. Lograr implementar esta estrategia permitirá un ahorro significativo en tiempos operacionales, ya que más de una tronadura implica mayores tiempos de aislación y carguío de los tiros en más de una ocasión.

En relación a la secuencia actual de hundimiento, el requerimiento de un polvorazo cada 2 días hace factible alcanzar la tasa, siempre y cuando la perforación este lo suficientemente adelantada para no interferir con las labores de tronadura. Una de las opciones para lograr independizar labores de perforación con las de tronadura corresponde a adelantar la perforación hasta alcanzar la cabecera central, de tal forma de estar realizando tronadura al sector oeste mientras se perfora en el lado este.

Una de las principales limitantes del proceso de perforación corresponde a la adquisición de los equipos, un retraso en la fabricación o en el proceso de licitación provocaría desplazar todo el inicio de la perforación, reduciendo la distancia entre el frente de hundimiento con el frente de perforación, lo que añadirá más interferencias y retrasos al sistema, dificultando lograr los 4.000 m²/mes. Por otro lado, los diseños actuales que abordan la singularidad de la rampa fase 3 sur requieren condiciones especiales de los equipos de perforación, esto debe ser considerado al momento de la licitación de jumbos radiales.

En relación a la cantidad de tronaduras, es posible notar que durante 9 meses existirá convivencia de 3 diferentes tipos de polvorazos, las tronaduras de batea, las de producción o hundimiento y las

de DDE. Para el caso del DDE, cada mes se deben tronar 20 pozos de cerca de 100 metros de largo cada uno, en caso de las bateas, dependiendo si se hace en una o dos fases, se deberán realizar 8 o 16 tronaduras, y por último las tronaduras de producción implican realizar en promedio 15 polvorazos mensuales, lo que sumado da como resultado que se debe realizar más de una tronadura al día. A pesar de esto, el tiempo de aislación post tronadura no debiera ser superior al tiempo de evacuación de gases, ya que no hay condiciones de esfuerzos ni de geotecnia del macizo que indiquen la posibilidad de generar alta sismicidad o hasta un estallido de roca.

Por otro lado, el retraso que presenta el sistema de manejo de materiales limita la fecha de inicio del hundimiento, esto porque no hay una opción de manejo del mineral que permita mover el mineral necesario a partir del sexto mes de hundimiento, la única opción viable hasta ahora es un sistema pala-camión que puede suplir la producción de los primeros 5 meses. Considerando una nueva fecha a partir de este retraso, alivia la exigencia que hay con la adquisición de equipos y permite mayores holguras para la perforación.

Otra de las opciones estudiadas es un cambio en el punto de inicio y dirección de la secuencia, comenzando en el sector S-O del macro-bloque S01, esta secuencia es consecuente con la secuencia constructiva, por lo que evita generar interferencias con los sectores aún en desarrollo y podría disminuir la cantidad de interferencias en el nivel de hundimiento ya que la perforación llega antes a la cabecera central. Dentro de las desventajas de esta secuencia esta la flexibilidad en caso de pérdida de algún sector y la lenta incorporación de puntos de extracción.

Adicionalmente, los avances tecnológicos asociados a lo que es automatización de los equipos mineros ofrece una gran cantidad de posibilidades que pueden ser aprovechadas para este proyecto. Una de ellas es la automatización en equipos de perforación radial, la cual permite capturar una gran cantidad de tiempos perdidos debido a cambios de turno o colaciones, ya que el equipo es capaz de perforar desde un tiro hasta un abanico completo sin la necesidad de intervención de un operador, lo que equivale a cerca de un 30% de aumento de productividad solo si se considera operar en dichos tiempos.

Por último, otra de las tecnologías probadas y que está disponible, es la utilización de emulsión como explosivo. Este explosivo, que hoy en día está al mismo costo que el ANFO, tiene muchas ventajas operativas que se podrían aprovechar, como lo es menores tiempos de ventilación, el cual varía entre 30 y 60 minutos, comparado con las cerca de 2 horas que demora el ANFO. Menor perforación por metro cuadrado, debido a un mayor poder rompedor que permite utilizar diseños con un espaciamiento y burden mayor. Además posee un sistema de carguío automatizable y más seguro, lo que permite reducir considerablemente la exposición del personal al riesgo de tronadura. La emulsión también tiene la facilidad de variar la densidad del explosivo, lo que permite un mejor control de la tronadura, esto será fundamental para la tronadura de bateas, de tal forma de realizar el menor daño a los pilares y dejar la visera robusta.

CAPÍTULO 8. RECOMENDACIONES

A partir de este trabajo, se sugiere realizar lo más pronto posible pruebas que permitan validar los diseños propuestos por ingeniería, ya que todos se han realizado en software de simulación que no considera algunas condiciones del macizo. Dentro de lo que se busca validar, está el uso de la emulsión como explosivo, el burden estimado y la apertura de batea en una sola fase. Todas estas pruebas podrían ser realizadas en algún cruzado geotécnico que presenten una calidad de roca similar a la de los macro-bloques centrales.

Dentro de la planificación actual no se consideró la interferencia del DDE, a futuro se sugiere integrar el precondicionamiento como una actividad más del proceso de hundimiento, ya que los recursos y tiempo que consume no son despreciables. Otra de las consideraciones utilizada fue que habrá completa disponibilidad de insumos como aire comprimido, agua industrial y energía eléctrica, lo cual también deberá ser considerada en una nueva planificación ya que dada la gran cantidad de equipos de perforación trabajando en simultáneo, los flujos de estos insumos serán considerables por lo que se deberá generar una estrategia para cómo manejarlos.

Para el inicio del hundimiento, la mejor opción es comenzar con una altura de 10 metros, utilizando la secuencia que comienza en el sector Sur-Oeste del macro-bloque S01 en dirección N30E, con esta secuencia y altura se le da mayor flexibilidad al sistema. A pesar de que comenzar utilizando ANFO como explosivo tiene la ventaja de que permite comenzar con algo que es conocido e ir variando a medida que se va adquiriendo el conocimiento, dado que los operadores se prepararán en El Teniente, se sugiere utilizar emulsión dada la gran cantidad de ventajas operativas que presenta. Además, permite realizar el aprendizaje desde inicio, ya que los planes de producción se vuelven aún más exigentes para las siguientes parejas de macro-bloques, teniendo que incorporar un área de 6.000 m²/mes, sin considerar la tronadura de los pilares entre macro-bloques, la cual añade 16.000 m² al plan anual.

Dentro de este aprendizaje, se recomienda relajar el plan de incorporación para los primeros meses, de tal forma de ir viendo cómo reacciona el macizo a los criterios que se implementarán, comenzando, por ejemplo, con apertura de bateas en más de una fase, para así reducir el riesgo y asegurar el inicio. Esto también permitirá estudiar ciertas incertidumbres del proceso de hundibilidad, de tal forma de abordar una de las zonas más complejas, como es la rampa fase 3 sur, con el mayor conocimiento posible para así poder determinar la mejor estrategia a aplicar en dicha zona.

Dado el método de extracción que se ideó para este yacimiento, se debe aprovechar la flexibilidad que da el hecho de tener módulos de explotación independientes, permitiendo probar nuevas tecnologías que puedan posibilitar un aumento en los rendimientos actuales que se presentan en la corporación. Uno de esos es la automatización de la flota de los equipos, tanto las palas de producción como los equipos de perforación radial. Se recomienda implementar la semi-autonomía de los jumbos desde el inicio de la producción, por lo que se hace necesario preparar a los operadores bajo las reales condiciones que se enfrentarán, en este caso sería una operación a distancia, por lo que se debe considerar la opción de prepararlos en simuladores de perforación que ofrecen las empresas fabricantes, aparte de la capacitación en terreno que tendrán en El Teniente.

CAPÍTULO 9. BIBLIOGRAFÍA

- Altamirano, A. (2014). *Diseño de tronaduras en una fase - Aplicacion a minería continua - CODELCO - División Andina*. Santiago: Tesis para optar al grado de magíster en minas, Universidad de Chile.
- Araneda, O., & Sougarret, A. (2008). Lessons learned in cave mining at the El Teniente mine over the period 1997-2007. *Massmin 2008*, (págs. 43-52).
- Barindelli, G. (2016). *Propiedades de Roca Intacta Macrobloques Centrales*. Codelco.
- BCTEC. (2016). *Ingeniería de detalle, Perforación de hundimiento y Bateas - Socavación PMCHS*. Santiago.
- Brown, E. (2007). Cave Initiation by Undercutting. En *Rock Mechanics for underground mining*.
- Butcher, R. (1999). Design rules for avoiding draw horizon damage in deep level blocks caves. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 151-156.
- Butcher, R. (2000). Block Cave Undercutting Aims Strategies Methods and Management. *Massmin 2000*.
- Cavieres, P. (2001). *Dimensionamiento de malla de extracción, Bateas recolectoras y pilar corona para metodo panel caving en roca primaria*.
- Ferguson, G. (1979). Optimization of block caving within a complex environment. *Min Mag*, 140: 126-139.
- Jofre, J. (2000). Evolution in Panel Caving Undercutting and drawbell excavation, El Teniente mine. *Massmin 2000*.
- Laubscher, D. (1994). Cave Mining - The state of the art. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*.
- Laubscher, D. (2000). *A Practical Manual on Block Caving*.
- Lett, J. (2016). Geotechnical Challenge in Cave Monitoring - A Modern Approach. *Massmin 2016*.
- Lett, J., Brunton, I., Capes, G., Jäger, A., Mobilio, B., Rachocki, J., & Secheny, M. (2016). Undercutting to surface Breakthrough - Cadia East Panel Cave. *Massmin 2016*, (págs. 65-81).
- Lopez, A. (2004). Bulk emulsion in underground mining. *Massmin 2004*, (págs. 379-384).
- Music, A., & San Martín, J. (2012). Great volume draw bells blasts at El Teniente. *Massmin 2012*

- Quiñones, L., Lagos, C., Ortiz, F., Farías, E., Toro, L., & Villegas, D. (2014). Undercut advance direction management at the North 3rd Panel, Rio Blanco mine, Division Andina. *Caving 2014*, (pp. 91-97).
- Rivero, V. (2008). *Evaluación Geomecánica de Estrategias de Socavación en Minería Subterránea*. Memoria para optar al título de ingeniero en minas, Universidad de Chile.
- Rodríguez, F. (2014). *Determinación de indicadores de constructibilidad en minas de variantes panel caving convencional y avanzado incorporando back-analisis*. Santiago: Tesis para optar al grado de magíster en minas, Universidad de Chile.
- Rojas, E., & Cavieres, P. (1993). Hundimiento Avanzado: una variante al Método de explotación de Hundimiento por Paneles en Mina El Teniente. *44° Convención Anual del Instituto de Ingenieros de minas*. Rancagua.
- Vicepresidencia de Proyectos. (2013). *SIC Inversional, Proyecto Mina Chuquicamata Subterráneo*. Codelco.
- Vicepresidencia de Proyectos. (2014). *Geomecánica y geotecnia PMCHS*. Codelco.

ANEXO A: RENDIMIENTOS DE PERFORACIÓN ESMERALDA (DET)

Dentro del benchmarking realizado, fue posible obtener datos operacionales de los 4 equipos de perforación radial que operaron en mina Esmeralda durante el periodo de Enero a Marzo de 2017, a continuación se muestra el rendimiento efectivo de los operadores de los equipos, en metros barrenado por hora trabajado, la disponibilidad y utilización diaria de la flota total y la distribución del tiempo disponible (interferencias totales, utilización y equipo sin uso por operador), junto con el porcentaje de tiempo que no estuvo disponible el equipo.

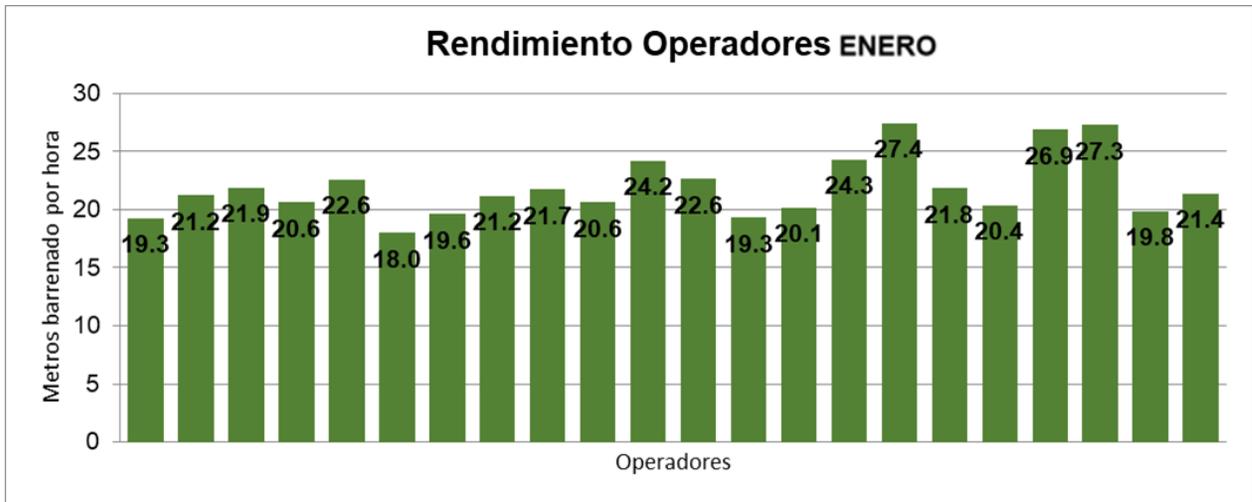


Figura 9.1. Rendimiento (mb/hr) por operador, mes enero.

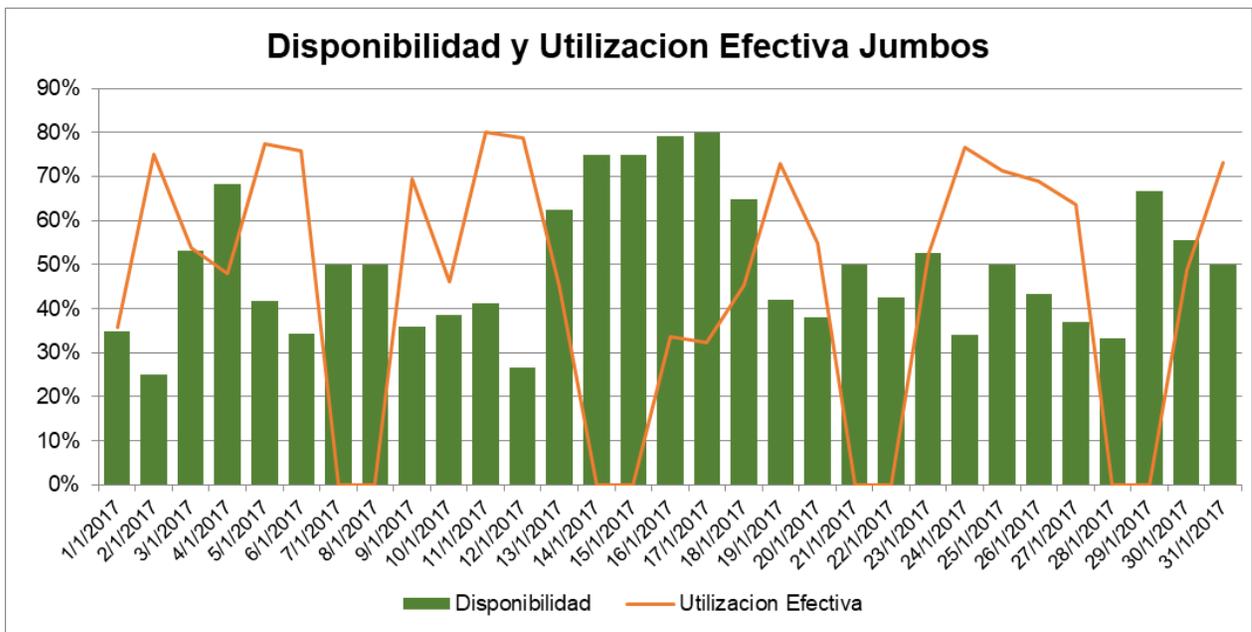


Figura 9.2. Disponibilidad y Utilización Jumbos radiales, Enero.

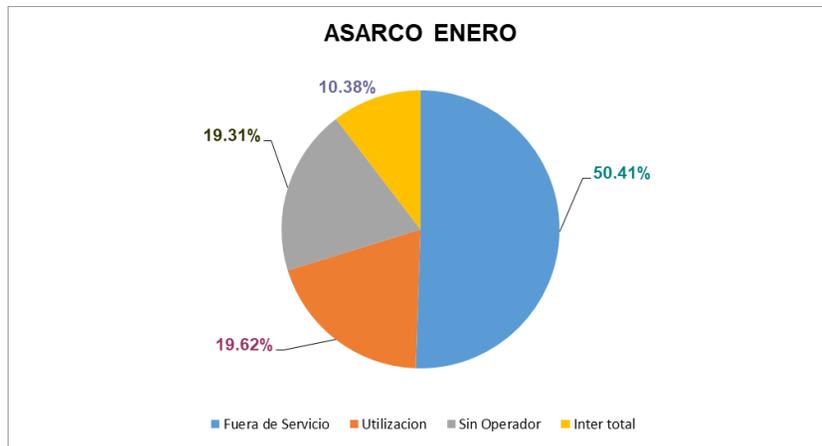


Figura 9.3. Distribución tiempos perforación radial Asarco, Enero.

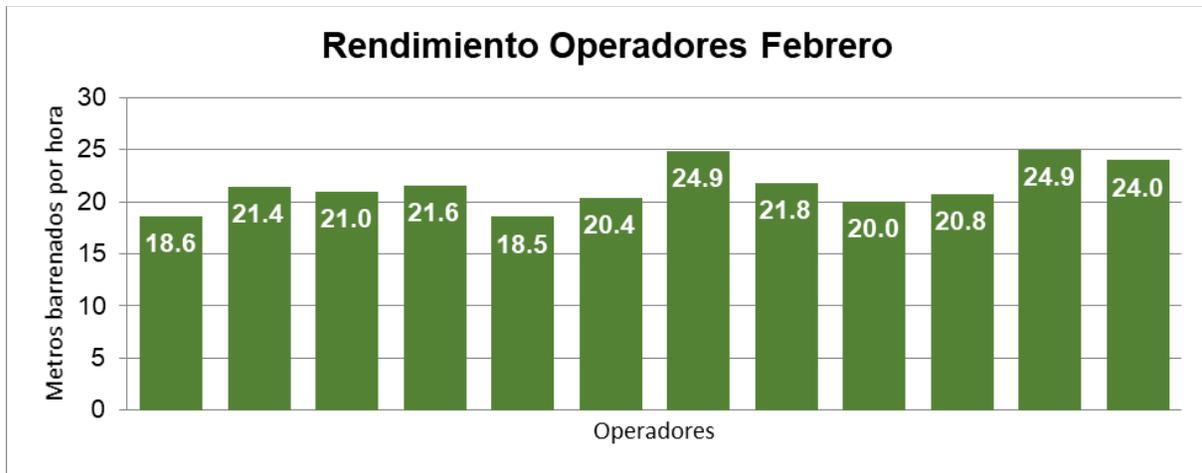


Figura 9.4. Rendimiento (mb/hr) por operador, mes Febrero.

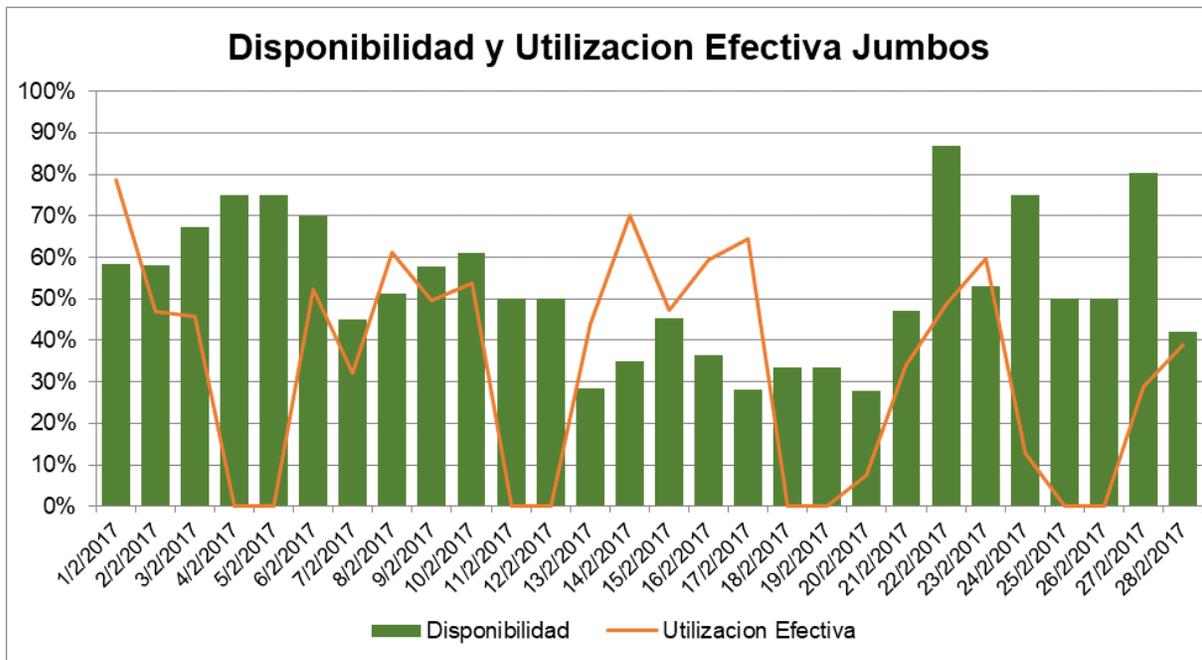


Figura 9.5. Disponibilidad y Utilización Jumbos radiales, Febrero.

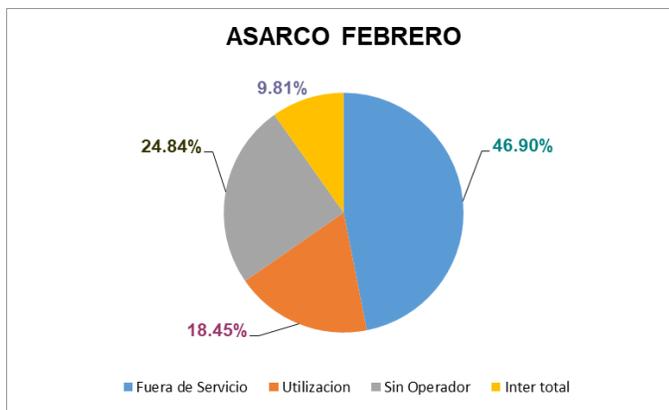


Figura 9.6. Distribución tiempos perforación radial Asarco, Febrero.

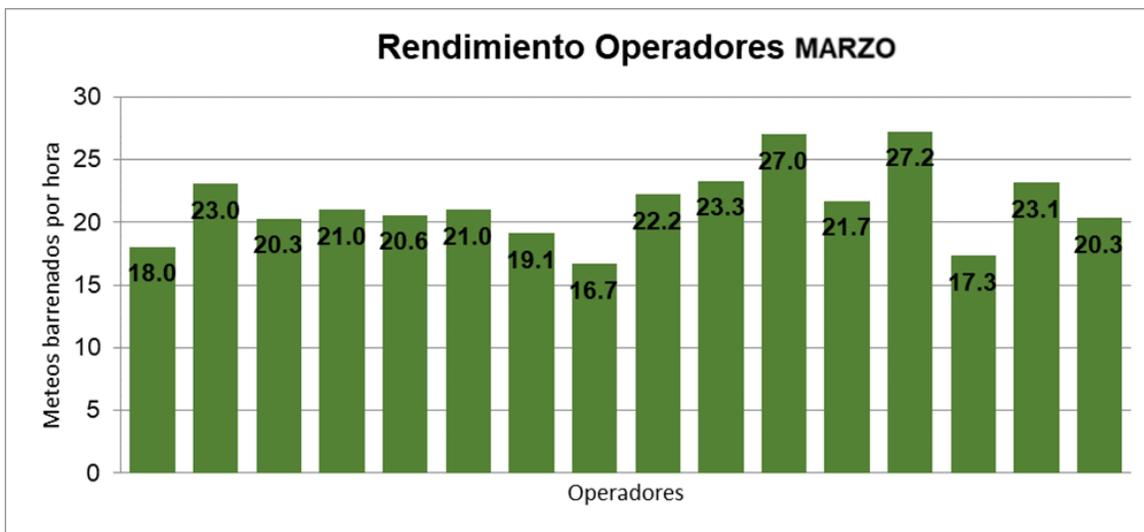


Figura 9.7. Rendimiento (mb/hr) por operador, mes Marzo.

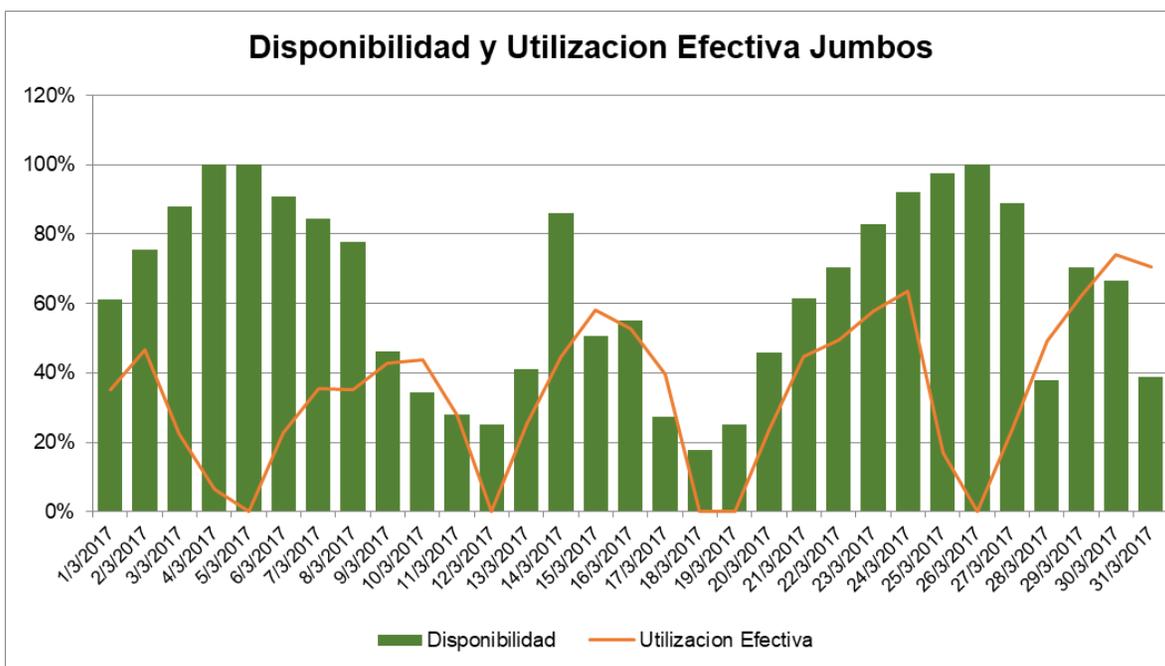


Figura 9.8. Disponibilidad y Utilización Jumbos radiales, Marzo.

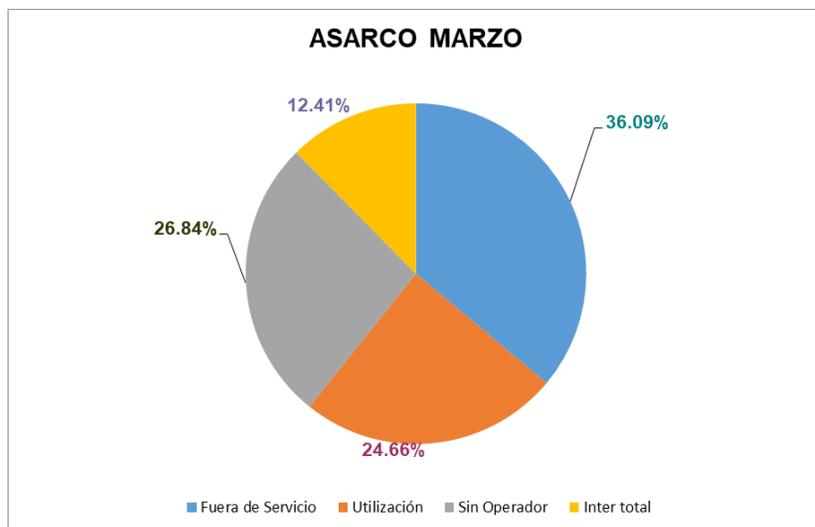


Figura 9.9. Distribución tiempos perforación radial Asarco, Marzo.

Dentro de los parámetros a destacar de esta el rendimiento por hora, el cual se mantiene bastante parejo en torno a los 20 mb/hr, también es importante notar el tiempo que se pierde por no tener operador disponible para utilizar el equipo, el cual podría ser fácilmente capturable aplicando la semi-autonomía, Además destaca la oportunidad que existe al considerar una jornada 7x7 para la perforación, ya que estos rendimientos son trabajando de lunes a viernes y eventualmente los fin de semanas en caso de contingencias.

Un ejercicio rápido para proyectar estos rendimientos a la realidad que podría darse en Chuquicamata fue escalar los rendimientos mensuales de los 4 equipos estudiados a partir de ganancias en términos de la jornada de trabajo. Por concepto de entrada y salida de turno junto con la colación, se estima que por turno se pierden 3 horas, lo que para el caso de El Teniente serían 9 horas menos, en cambio para Chuquicamata con una jornada de 12 horas, estas pérdidas son solo de 6 horas, aumentando de 15 a 18 horas disponibles, es decir, un 20% más. Además, el trabajar de lunes a domingo implica tener 2 días más disponibles, lo que se traduce en un 40% más de tiempo que en lo que se hace hoy en El Teniente.

Tabla 9.1. Proyección de rendimientos para DCH.

	Rendimiento mb/mes							
	DET Esmeralda				Proyección DCH			
	J-520	J-524	J-530	J-531	J-520	J-524	J-530	J-531
Enero	3.072	359	2.533	4.822	5.160	603	4.255	8.101
Febrero	1.346	192	3.309	2.365	2.260	323	5.559	3.973
Marzo	1.165	3.151	2.541	2.682	1.957	5.293	4.268	4.506
Total general	5.582	3.702	8.383	9.869	9.378	6.219	14.083	16.580
Promedio	2.295			Promedio			3.855	

Mejor Rendimiento : **8.101** mb/mes
 Segundo Mejor Rendimiento : **5.559** mb/mes
 Tercer Mejor Rendimiento : **5.293** mb/mes

ANEXO B: ESTIMACIÓN DE COSTO DE HUNDIMIENTO PMCHS

Uno de las razones por la que en varias minas se utiliza ANFO en vez de emulsión es porque se dice que la emulsión es más cara que el ANFO, a continuación se presentan los resultados de un análisis del costo de hundimiento (perforación y tronadura de bateas y socavación) año a año para toda la vida de la mina.

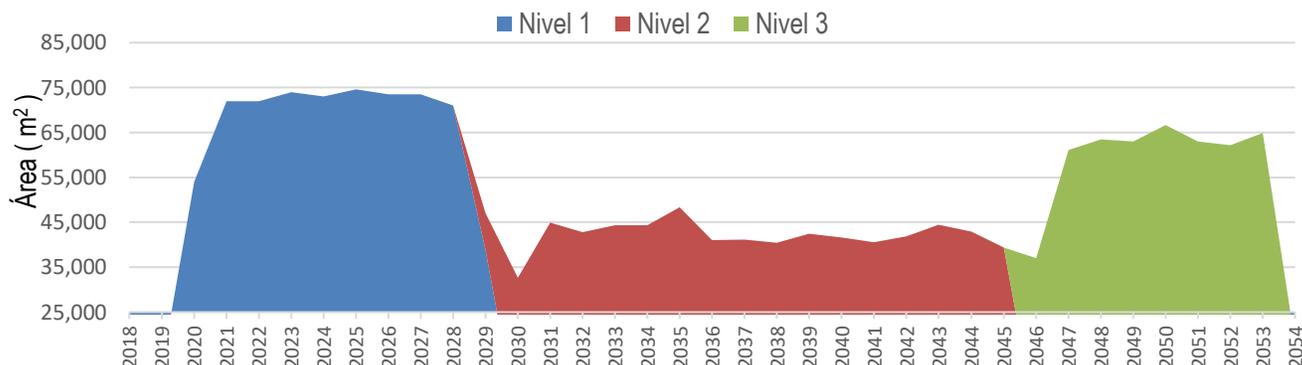


Figura 9.10. Plan de incorporación de área.

Mano de Obra:

Se considera como una actividad con recursos propio todo lo que está asociado a la perforación y tronadura, lo único que se realiza con mano de obra de terceros es el servicio de transporte de explosivos, el cual será parte del contrato de explosivos. La cantidad de operadores vendrá determinada por la cantidad de equipos por año, el que a su vez será dependiente del plan minero (área a hundir)

Tabla 9.2. Operadores proceso de hundimiento.

Staff Administración
Jefe Proceso PyT (4x3)
Planificador PyT (4x3)
Analista PyT (4x3)
Topografía
Ingeniero Geomensor (7x7)
Operación
Jefe de Turno Perforación (7x7)
Operador Jumbo Radial (7x7)
Afilador de bits (7x7 T°A)
Operación
Jefe de Turno Tronadura (7x7)
Operador Carguío Explosivo (7x7)
Ayudante Carguío Explosivo (7x7)
Chofer Camión Explosivo (7x7)
Ayudante Hundimiento
Operador Equipos Hundimiento

La única diferencia en mano de obra, respecto a emulsión y ANFO, es que en ANFO se requieren 2 personas más por carguío de explosivos, ya que es un procedimiento más complejo que el de emulsión

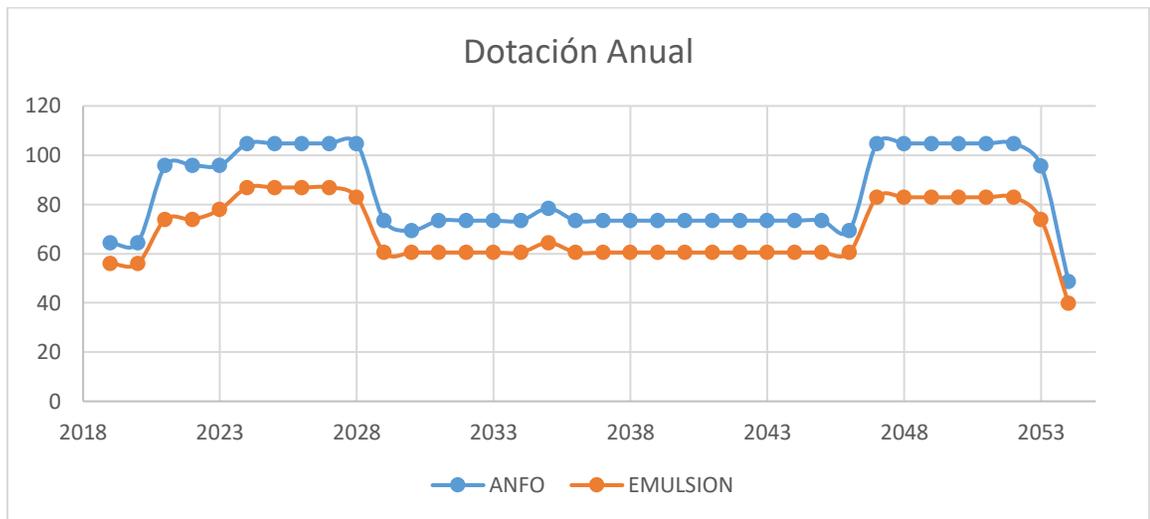


Figura 9.11. Vector dotacional proceso hundimiento.

Materiales:

El consumo de materiales considera los aceros comunes en perforación, y para tronadura se consideró realizar la detonación con un sistema electrónico. Para el caso de la emulsión se consideró un costo de 1.069 USD/ton, en cambio el ANFO se consideró un costo de 970 USD/ton

Tabla 9.3. Materiales considerados para estimación.

Culatín
Barra Ext.
Bit
Barra Guía Tubo
ANFO/Emulsión [ton]
APD cilindro 150
Detonador electrónico general
Detonador electrónico 30m
Cable disparo

Considerando los siguientes rendimientos de aceros:

Tabla 9.4. Rendimiento principales aceros de perforación.

Material	Rendimiento(mts)
Culatin HLX 5 T-45	1,250
Barra Ext. M/F 5' T-45	350
Bit Drop Center 3" T-45	350
Barra Guía Tubo TAC63 T-45	1,300

Equipos:

Dado que el plan es variable, la cantidad de equipos también lo será y dependerá del área a hundir.

Tabla 9.5. Consumo principales equipos de hundimiento.

Equipos	Consumo Energía (kWh)	Consumo Petroleo (l/hr)	Consumo Agua (l/Hr)
Jumbo Radial	119	15	6,000
Camión Explosivo	-	15	-
Plataforma	-	15	-
LHD	-	30	-
Acuñador mecanizado	-	15.00	-

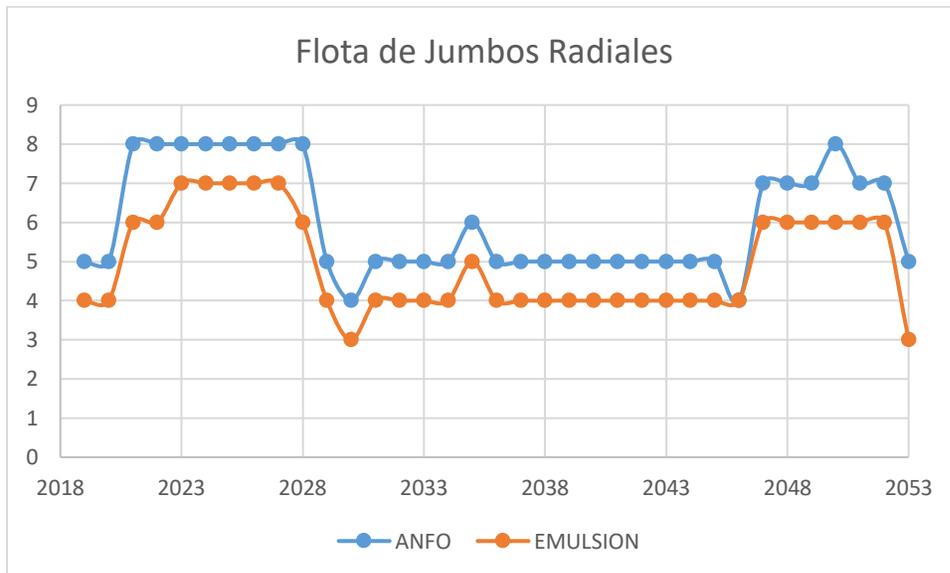


Figura 9.12. Vector de equipos de perforación radial según explosivo.

Insumos:

En esta sección se incluye todos los consumibles de los equipos, menos los aceros

Tabla 9.6. Principales insumos considerados.

Ventilación
Energía eléctrica
Agua
Combustible

Resultados:

El costo promedio para el largo plazo es de 269 USD/m² para el caso de la emulsión y 293 USD/m², habiendo grandes diferencias por nivel, dado que la cantidad de área incorporado por año en cada uno es diferente, generando un efecto escala (mientras más área, menor el costo unitario).

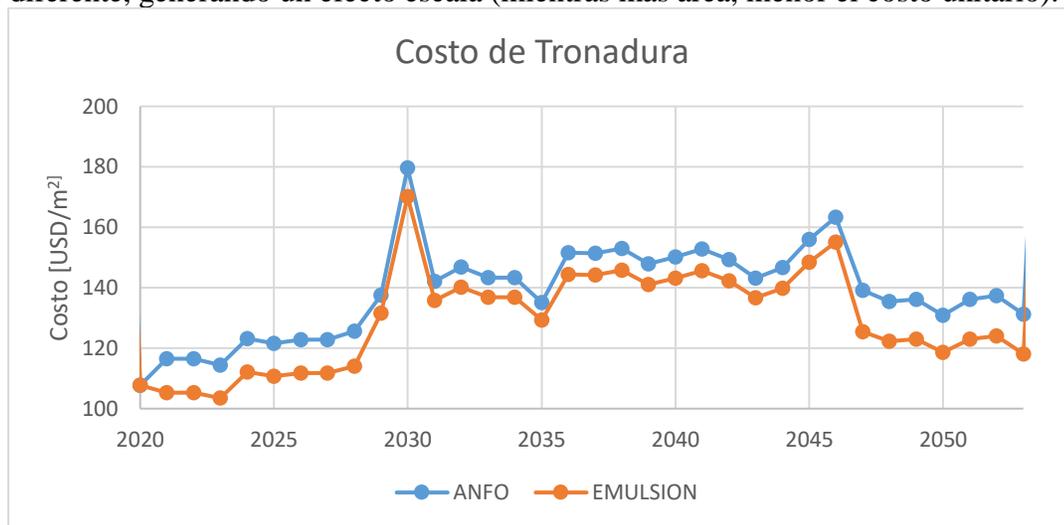


Figura 9.13. Costo de tronadura a lo largo del tiempo.

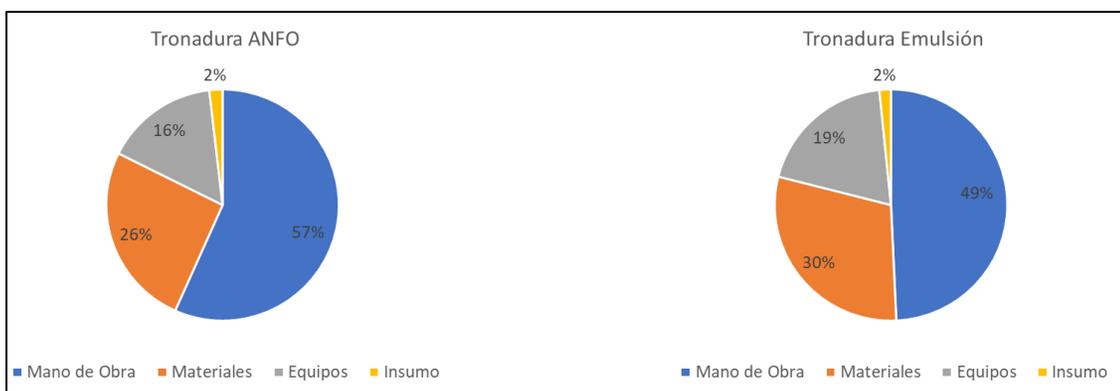


Figura 9.14. Distribución de gasto en costo de tronadura.

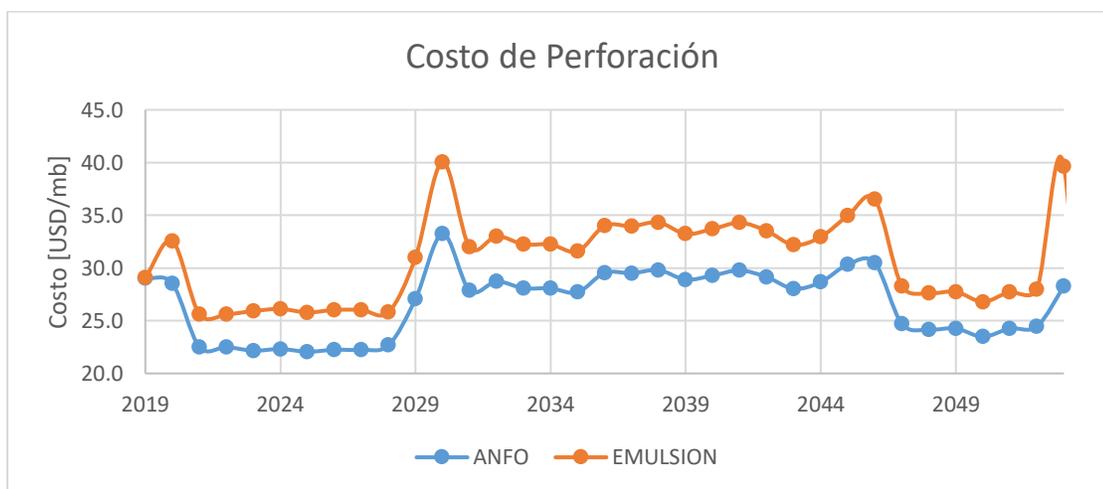


Figura 9.15. Costo de perforación a lo largo del tiempo.

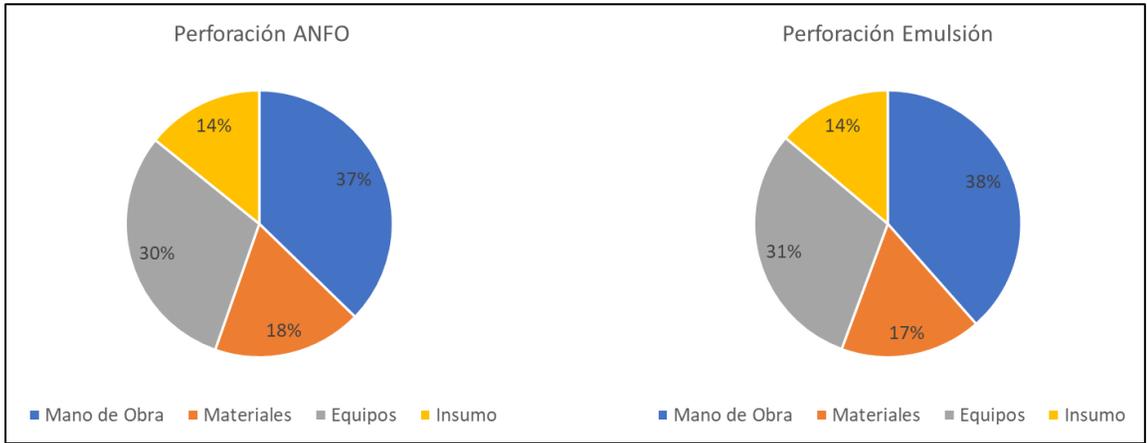


Figura 9.16. Distribución de gasto en perforación.

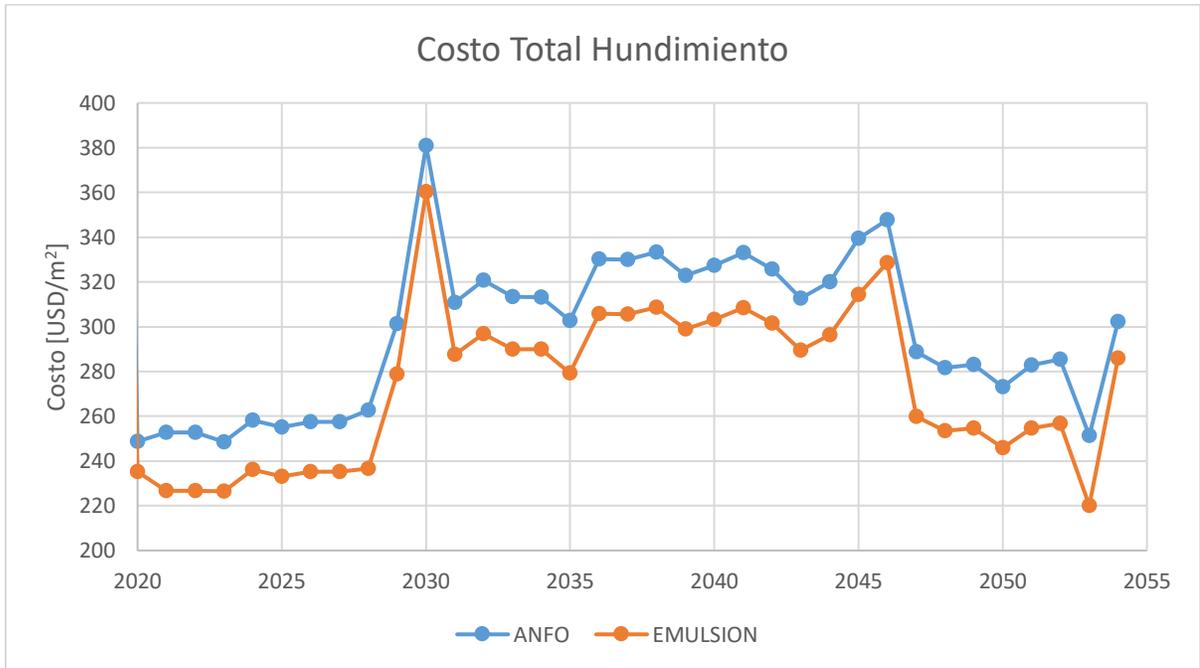


Figura 9.17. Costo total de hundimiento por año.