



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE  
ESCUELA DE INGENIERIA

**MODELOS DE GESTIÓN DEL RIESGO  
ASOCIADO A LA INCERTIDUMBRE EN  
LAS VARIABLES INTRÍNSECAS DEL  
PROCESO DE CONSTRUCCIÓN DE UNA  
MINA SUBTERRÁNEA**

**ALEXANDER NICHOLAS CAMPBELL BRAÑES**

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

Profesor Supervisor:  
**JOSÉ BOTÍN GONZÁLEZ**

Santiago de Chile, ( Octubre, 2013)

© 2013, Alexander Nicholas Campbell Brañes



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE  
ESCUELA DE INGENIERIA

# **MODELOS DE GESTIÓN DEL RIESGO ASOCIADO A LA INCERTIDUMBRE EN LAS VARIABLES INTRÍNSECAS DEL PROCESO DE CONSTRUCCIÓN DE UNA MINA SUBTERRÁNEA**

**ALEXANDER NICHOLAS CAMPBELL BRAÑES**

Tesis presentada a la Comisión integrada por los profesores:

**JOSÉ BOTÍN GONZÁLEZ**

**RONALD GUZMÁN VENEGAS**

**EDISSON PIZARRO CARVAJAL**

**LUIS FERNANDO ALARCÓN CÁRDENAS**

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

Santiago de Chile, ( Octubre, 2013)

*A mis padres y abuelos, por su  
incondicional apoyo.*

## **AGRADECIMIENTOS**

En primer lugar, me gustaría agradecer a mis padres por haberme enseñado la importancia de la perseverancia y la búsqueda de la excelencia. Su guía y constante apoyo han sido claves, no sólo durante este período de postgrado, sino también durante toda mi vida. En segundo lugar, debo agradecer a mi profesor guía, Dr. José Botín, por su constante e incondicional apoyo durante estos dos años. Él ha creído en mis capacidades y me ha motivado a seguir explotándolas y mejorándolas, y por eso, le estaré eternamente agradecido. Finalmente me gustaría agradecerle al profesor Ronald Guzmán, por sus consejos técnicos, y a todo el equipo de la Vicepresidencia de Proyectos de Codelco, especialmente a don René Le-Feaux, por su tremenda disposición a colaborar con sus conocimientos y habilidades en esta investigación.

## ÍNDICE GENERAL

AGRADECIMIENTOS .....	iv
ÍNDICE GENERAL.....	v
ÍNDICE DE TABLAS .....	vii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	viii
RESUMEN.....	ix
ABSTRACT.....	x
1. INTRODUCCIÓN .....	1
1.1    Objetivos .....	3
2. ESTADO DEL ARTE- MÉTODOS DE CUANTIFICACIÓN DEL RIESGO.....	4
3. MARCO METODOLÓGICO.....	9
4. ANÁLISIS CUALITATIVO Y MODELOS CUANTITATIVOS DE RIESGO EN LA CONSTRUCCIÓN DE PROYECTOS MINEROS.....	12
4.1    Contextualización y Alcances de la Modelación.....	12
4.2    Modelos Cuantitativos.....	14
4.2.1    Perforación de Avance .....	15
4.2.2    Carga con Explosivos.....	21
4.2.3    Saneamiento o Acuñaadura .....	24
4.2.4    Carguío y Transporte de Minas.....	27
4.2.5    Fortificación con Perno y Malla.....	33
4.2.6    Fortificación con Shotcrete .....	39
4.2.7    Pérdidas Asociadas a Actividades No Productivas.....	44
5. MODELO DE SIMULACIÓN .....	46
5.1    Actividades Involucradas en la Preparación del Nivel de Producción.....	46
5.2    Alcances del Modelo de Simulación .....	47
5.3    Descripción y Supuestos del Modelo .....	49
5.3.1    Elementos del Modelo de Simulación.....	50
5.3.2    Flowchart del Programa .....	57

6. CASO DE ESTUDIO- PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA....	65
6.1 Contextualización.....	65
6.2 Alcances de la Investigación .....	70
6.3 Supuestos y Datos de Entrada .....	71
6.4 Cuantificación del Riesgo .....	78
6.5 Fuentes de Incertidumbre Relevantes.....	82
6.6 Gestión del Riesgo: Optimización de la Flota de Equipos de Preparación .....	86
7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	90
BIBLIOGRAFÍA .....	93
ANEXOS .....	97
A. Plan de Producción.....	98
B. Actividades Posteriores al Desarrollo de Túneles Horizontales (MB-N1) .....	100
C. Actividades Posteriores al Desarrollo de Túneles Horizontales (MB-S1).....	101

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Tiempos de Perforación y Tiempos de Carga con Explosivos .....	75
Tabla 2: Tiempos de Saneamiento y Tiempos de Carguío y Transporte de Marinas .....	76
Tabla 3: Tiempos de Fortificación con Perno y Malla y Tiempos de Fortificación con <i>Shotcrete</i> .....	77
Tabla 4: Equipos Caso Base.....	77
Tabla 5: Tiempos de Ejecución de las Actividades Unitarias.....	83
Tabla 6: Porcentaje del Tiempo de Ciclo de las Actividades Unitarias.....	83
Tabla 7: Desviación de la Duración Media de las Actividades Unitarias.....	83
Tabla 8: Valores de Adquisición de Equipos de Preparación .....	87

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Modelo de Clasificación de Riesgos .....	10
Figura 2: Modelo MPRM.....	11
Figura 3: Niveles de Hundimiento y Producción, El Teniente, Chile (Hamrin, 1982).....	13
Figura 4: <i>Jumbo</i> de perforación frontal de dos brazos. Boomer E2 C (Atlas Copco, 2013)	15
Figura 5: LHD diesel (Atlas Copco, 2013).....	28
Figura 6: Bulonadora Boltec MC (Atlas Copco, 2013) .....	35
Figura 7: Robot y Camión Mixer. Fuente: Codelco.....	40
Figura 8: Secuencia lógica de actividades de preparación en el nivel de producción. Fuente: elaboración propia.....	47
Figura 9: <i>Flowchart</i> del Programa Principal.....	58
Figura 10: Subrutina asociada al término de la perforación .....	59
Figura 11: Subrutina asociada al término del carguío con explosivos.....	60
Figura 12: Subrutina asociada al término de la pre acuñadura .....	61
Figura 13: Subrutina asociada al término del carguío y transporte de marina.....	62
Figura 14: Subrutina asociada al término de la acuñadura .....	63
Figura 15: Subrutina asociada al término de la fortificación .....	64
Figura 16: Ubicación Mina Chuquicamata (Fuente: Codelco) .....	65
Figura 17: Obras de Infraestructura Permanente y Niveles de Extracción. Fuente: Codelco .....	67
Figura 18: Macro Secuencia de Explotación de los Niveles 1, 2, 3 y 4 ( Fuente: Codelco)	68
Figura 19: Plan de Producción de Ingeniería Básica (Fuente: Codelco) .....	69
Figura 20: <i>Footprint</i> Labores Nivel de Producción (Fuente: elaboración propia).....	71
Figura 21: Facilidades Constructivas y Secuencia Básica de Avance (Fuente: elaboración propia).....	72
Figura 22: Tiempo de Preparación de los Macro Bloques S1 y N1 .....	78
Figura 23: VAN vs Fecha de Inicio de la Producción .....	80
Figura 24: VAN Estimado del PMCHS.....	81
Figura 25: Distribución Empírica Acumulada del VAN (Caso Base) .....	82
Figura 26: VAN vs Inversión en Equipos de Preparación .....	88

## **RESUMEN**

Todas las decisiones de inversión son difíciles ya que el análisis de decisión se basa en información parcial. Además, rara vez se dispone de todos los datos necesarios para saber a ciencia cierta los resultados de una acción y en muchos casos, los datos son imposibles de obtener. En el caso de los grandes proyectos de inversión mineros, las fuentes de incertidumbre son particularmente numerosas y se hacen presentes durante todas las etapas de definición y construcción. Gran parte de la viabilidad técnica y económica de un proyecto de estas características dependerá de lo bien que se manejen estas fuentes de incertidumbre y de la efectividad con que se destinen las inversiones para lograr niveles bancables de riesgo. Los métodos tradicionales de cuantificación del riesgo proporcionan muy poca información respecto al origen de los mismos, dificultando con ello el proceso de mitigación u optimización. El proceso de cuantificación del riesgo asociado a la construcción de un proyecto se hace particularmente difícil, principalmente porque la cantidad de variables que condicionan los rendimientos son múltiples y las interacciones entre los recursos constructivos son complejas. En este contexto, los métodos de evaluación mediante la simulación de operaciones unitarias han demostrado tener potencial para estimar de manera efectiva y realista el riesgo. En este estudio se desarrollan modelos de las actividades unitarias de avance asociadas a la preparación de una mina subterránea, y se cuantifica el riesgo asociado a la construcción de túneles de preproducción mediante una simulación orientada a eventos. Paralelamente se gestiona el riesgo constructivo mediante una optimización de la flota de equipos de preparación. Los modelos propuestos son validados a través de su aplicación en el Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea.

## **ABSTRACT**

Investment decisions under risk are difficult since decision analysis are always based on partial information. Furthermore, the information necessary to determine with absolute certainty the results of an action is rarely available and, in many cases, impossible to obtain. The sources of uncertainty in large mining investment projects are particularly numerous and are present during all the definition and engineering phases. The feasibility evaluation of projects of this nature will largely depend on how well these sources of uncertainty are managed and on the effectiveness with which these investments are allocated to achieve bankable risk levels. Traditional risk quantification methods provide little information regarding the origin of risks, thereby hampering the mitigation and optimization process. Construction risk quantification in a mining project is particularly difficult, mainly because there is a large number of variables affecting constructive yields, and because of the complexity of interactions among constructive resources. In this context, unit operation simulation has proven to be an effective tool to quantify risk. This investigation focuses on developing quantitative models and tools to quantify the financial risk associated to preproduction mine development. It also assesses risk proposing an optimization method for preproduction equipment fleet. The model was validated through its application in the Chuquicamata Underground Project.

## 1. INTRODUCCIÓN

Los grandes proyectos mineros se caracterizan por sus elevados montos de inversión, sus largos períodos de definición y construcción, y particularmente, por su intensa exposición a diversos tipos riesgos. Estos riesgos pueden provenir tanto de fuentes de incertidumbre externas, tales como la variabilidad en el precio de los *commodities*, valor de divisas, costos de insumos y condiciones de mercado en general, como también de fuentes de incertidumbre internas, tales como variaciones en las reservas de mineral, niveles de recuperación, retrasos en la construcción, entre otros.

Todas estas fuentes de incertidumbre afectan en menor o mayor medida al valor global de un proyecto, por ende, resulta de vital importancia evaluar y cuantificar el riesgo con el fin de elaborar medidas que permitan mitigar las amenazas, potenciar las oportunidades y aumentar la confiabilidad. Actualmente los métodos tradicionales de evaluación consideran los riesgos asociados a ciertas variables clave del proyecto, sin embargo, muchas veces fallan en identificar y comprender el origen de los mismos, impidiendo su correcta y efectiva gestión.

La viabilidad económica y técnica de un proyecto minero es el resultado de una serie de procesos iterativos cuyo fin es la creación de valor mediante una disminución gradual de la incertidumbre a niveles bancables. Cada etapa dentro de este proceso es creciente en necesidad de información e inversión, de ahí la importancia que estas inversiones sean aplicadas de una manera eficiente y efectiva en la mitigación de riesgos. Una aproximación hacia la correcta gestión de la incertidumbre es la generación de modelos cuantitativos que describan el comportamiento del riesgo en cada etapa de la cadena de valor del proyecto, partiendo desde la evaluación del yacimiento, pasando por la ingeniería de procesos mina, planificación minera, ingeniería de procesos planta, hasta el plan de construcción. Dichos modelos permitirán al evaluador comprender el comportamiento de los riesgos, predecir sus posibles impactos económicos e idear estrategias que permitan administrarlos.

El plan de construcción, última etapa en la cadena de valor de un proyecto minero, está compuesto por miles de actividades que siguen una secuencia lógica establecida. La mayoría de estas actividades tienen fuentes de incertidumbre que condicionan su duración y su costo. Dado que muchas de estas actividades se llevan a cabo en paralelo y considerando la naturaleza variable de las mismas, con mucha certeza el proyecto tendrá múltiples rutas críticas. Si sumamos también el efecto que produce la competencia por recursos en el proceso constructivo y las pérdidas operacionales, podemos notar que el riesgo no sólo proviene de la ejecución de las actividades de manera aislada, sino también de la interacción que se genera entre ellas y del entorno que rodea la operación. En consecuencia, si se pretende entender y cuantificar el riesgo asociado a esta etapa, se debe idear alguna herramienta que considere estas interacciones en un entorno variable.

Este estudio se focaliza en la administración del riesgo asociado al plan de construcción de un proyecto minero, que por sus características presenta un alto grado de incertidumbre en su costo y en el cumplimiento de su cronograma. Se generarán modelos cuantitativos de las actividades constructivas y de las pérdidas operacionales, y se analizará el potencial de aplicación de estos modelos como una herramienta de apoyo a la gestión de los riesgos, a la planificación minera y a la optimización de los recursos constructivos.

Los modelos propuestos son aplicables a cualquier proyecto minero que involucre la construcción de túneles, sin embargo, dada la enorme relevancia económica de la actividades de tunelería minera en el plan de construcción del método de explotación por "*block caving*", se optó por concentrar los estudios sobre este tipo de proyectos.

El modelo general aquí propuesto utilizará como caso de estudio al Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea, y su validación se realizará a través de una comparación con datos reales provenientes del mismo proyecto y de la Mina El Teniente.

## 1.1 Objetivos

La elaboración de modelos cuantitativos de las actividades unitarias involucradas en el avance constructivo y la simulación de su comportamiento integrado, permitirá identificar con mayor precisión las fuentes de riesgo técnicas involucradas en el proceso de construcción de un proyecto minero, y consecuentemente, se podrá tener una idea más certera respecto de su impacto económico sobre el valor global del proyecto, permitiendo finalmente una mitigación u optimización más efectiva y oportuna. La simulación es una importante herramienta de optimización en la planificación minera, ya que permite la experimentación bajo diferentes escenarios constructivos y la identificación de mejoras de diseño que aseguren una mayor productividad y una disminución de los riesgos asociados al alcance de hitos en el cronograma.

En concordancia con la hipótesis propuesta, el objetivo general de esta tesis consiste en desarrollar modelos cuantitativos de gestión de riesgo aplicables al proceso de planificación de la construcción de un proyecto minero. Más específicamente se busca:

1. Caracterizar las fuentes de incertidumbre intrínsecas asociadas a los procesos unitarios y a las pérdidas operacionales involucradas en el desarrollo de túneles mineros y generar modelos que describan su comportamiento y duración.
2. Integrar estos procesos dentro de un modelo de simulación que realice la preparación completa de una unidad básica de explotación.
3. Verificar y validar el modelo de simulación a través su aplicación sobre el Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea.
4. Evaluar el impacto de las incertidumbres sobre el valor económico del proyecto.

5. Proponer medidas de mitigación u optimización para los riesgos técnicos que resulten ser más críticos.
6. Gestionar el riesgo mediante una optimización de la flota de equipos de preparación de una unidad básica de explotación.

## **2. ESTADO DEL ARTE- MÉTODOS DE CUANTIFICACIÓN DEL RIESGO**

En administración de proyectos, la gestión del riesgo se define como una metodología sistemática en la cual se identifican, caracterizan y cuantifican los riesgos de un proyecto con el fin de responder de manera efectiva y eficiente ante ellos. Su finalidad es maximizar la probabilidad y efecto de los eventos positivos, y minimizar la probabilidad e impacto de los eventos negativos (Project Management Institute, 2004).

Muchas veces esta gestión permite eliminar algunos riesgos, sin embargo, en la mayoría de los casos los riesgos no pueden ser mitigados u optimizados en su cien por ciento. Existe un límite, y este corresponde al punto en el que lo que se invierte por mitigar u optimizar un riesgo supera los beneficios que la mitigación u optimización reportan. Runge (1994) define a este riesgo remanente como riesgo residual. Los riesgos de mercado son en claro ejemplo de riesgos residuales, ya que por más que se pague por información para entender y predecir su comportamiento, no pueden ser eliminados en su totalidad. En otras palabras, invertir en información puede reducir el riesgo, pero intentar eliminarlo refleja una aproximación extremadamente conservadora e ineficiente, ya que requiere de grandes inversiones, que además, no garantizan resultados absolutos (Del Castillo, 2012).

La mayoría de las decisiones de inversión ocurren bajo escenarios de riesgo. Según Taghavifard et al. (2009), todas las variables involucradas en la toma de una decisión

caen entre el polo determinístico - o de certeza absoluta- y el polo de incertidumbre pura. Cuando no existe certeza absoluta respecto al resultado de una decisión y cuando la información disponible es ambigua o tiene distintas calidades, el riesgo puede ser cuantificado a partir de tres aproximaciones básicas: *Expected Monetary Value* (EMV), *Expected Opportunity Loss* (EOL) y *Expected Value of Perfect Information* (EVPI) (Taghavifard, Damghani, & Moghaddam, 2009).

Los métodos tradicionales de cuantificación del riesgo generalmente están basados en la aproximación de EMV, la cual consiste básicamente en calcular el valor esperado de un proyecto - o ganancia esperada- multiplicando los impactos económicos que lo afectan por sus respectivas probabilidades de ocurrencia. El riesgo se cuantifica utilizando como punto de comparación al valor del proyecto bajo el peor escenario posible. La aproximación EOL, a diferencia de la EMV, utiliza como punto de comparación a la opción que garantice la menor pérdida esperada y, finalmente, la EVPI cuantifica el riesgo a partir del valor que produce el manejar información perfecta respecto al resultado de una decisión. Para efectos de esta investigación, se descartaron las dos últimas aproximaciones, en primer lugar, porque generalmente en los proyectos mineros no se toman decisiones de inversión en base "pérdidas esperadas", sino más bien, en base a retornos esperados, y en segundo lugar, porque el disponer de información perfecta en proyectos de tal magnitud es poco realista y virtualmente imposible.

Dentro de las metodologías EMV de cuantificación, el mecanismo clásico empleado para considerar el riesgo en un proyecto de inversión es la utilización de una tasa de descuento "r" en el cálculo del valor actual neto (VAN). Bajo esta aproximación, el efecto de todas las fuentes de incertidumbres se encapsula en un sólo número para después descontar el valor nominal de los flujos de manera acorde al riesgo global que circunda al activo. En proyectos mineros, esta tasa se fija basándose esencialmente en criterios financieros, y por lo general, siempre se utiliza la misma tasa para evaluar distintos proyectos de inversión. En ningún caso se consideran los riesgos técnicos que definen a un proyecto particular, ni mucho menos se logra un entendimiento acabado del

origen de los mismos, impidiendo con ello la generación de medidas de mitigación adecuadas (Runge, 1994).

Otra metodología ampliamente utilizada es la evaluación bajo escenarios, en la cual se varían las condiciones del proyecto para evaluar el performance del mismo bajo distintos contextos alternativos (Samis, Martinez, Davis, & Whyte, 2011) (Torries, Liu, & Zhang, 1998) (Whittle, Stange, & Hanson, 2007). La práctica más común es definir tres escenarios; uno pesimista, uno medio y uno optimista, para posteriormente evaluar el proyecto bajo cada uno. También se puede hacer uso de múltiples escenarios. El problema de esta metodología recae en el hecho de que como no se considera la probabilidad de ocurrencia de cada escenario, no se puede predecir el valor esperado del proyecto, sólo se puede tener una idea de los valores que éste podría eventualmente tener. Consecuentemente, si no se dispone de las probabilidades de ocurrencia correspondientes, el análisis de escenarios no provee información respecto a las fuentes de incertidumbre relevantes ni tampoco respecto al valor real del riesgo.

El análisis de sensibilidad, también muy utilizado en la evaluación de proyectos mineros, se diferencia de la evaluación bajo escenarios en el sentido de que su principal foco es medir los impactos de la variación independiente de distintas variables sobre el valor de un proyecto (Barnett & Sorrentino, 1994). A pesar que se dan algunas luces respecto de hacia dónde se deben direccionar los esfuerzos de mitigación u optimización, el análisis de sensibilidad tampoco provee de información relativa al valor la incertidumbre.

Durante la década del 60 la industria del petróleo comenzó a utilizar la simulación de Monte Carlo como una herramienta para incorporar los efectos de la incertidumbre, y desde entonces, ha sido ampliamente utilizada en todas las industrias dedicadas a la explotación de recursos naturales (Newendorp & Schuyler, 2000). Rozman (1990) incorpora su uso para estudiar los impactos de la variabilidad de las reservas de mineral sobre las decisiones de inversión. Paralelamente, Whittle (2007) propone un marco metodológico para evaluar el riesgo y al mismo tiempo optimizar los planes de

producción de largo plazo, mediante la simulación de variables tales como leyes, tonelajes y precios.

En general, la literatura que trata temas de cuantificación del riesgo en minería se ha focalizado en modelar variables relativas a los reservas de mineral. Muy pocos han sido los intentos por ir aguas abajo y cuantificar el riesgo asociado a la construcción de proyectos mineros.

Se entiende por riesgo en construcción al conjunto de eventos que afectan de manera negativa los objetivos de tiempo, costo, alcance y calidad de un proyecto. De principio a fin el proceso de construcción es complejo y está caracterizado por tener muchas fuentes de incertidumbre, las cuales están generalmente asociadas a aspectos técnicos, administrativos, logísticos, socioculturales o naturales. Raramente los contratistas o dueños de un proyecto cuantifican la incertidumbre o enfrentan de manera sistemática los riesgos (Al Bahar & Crandall, 1990). De hecho, Mak y Picken (2000) sostienen que la industria de la construcción ha malinterpretado el verdadero sentido de la gestión de riesgos, tendiendo a confundirla con la gestión de contingencias. Más que identificar los focos de mayor incertidumbre para posteriormente manejarlos de manera efectiva, se está optando por provisionar una suma de dinero fija - la cual generalmente corresponde a un porcentaje del costo del proyecto- para cubrir los posibles efectos negativos del riesgo. Thompson y Perry (1992) critican la utilización rutinaria de este método, argumentando que desvía la atención de la búsqueda por reducir los costos, lograr un mejor performance y manejar los riesgos de manera económicamente eficiente.

Para lidiar con estas problemáticas la industria de la construcción ha hecho uso de métodos probabilísticos tradicionales, tales como el GERT (*Graphical Evaluation Model*), PERT (*Program Evaluation Review Technique*) y el método de la simulación. La utilización de los dos últimos ha sido muy provechosa en proyectos complejos, de gran envergadura y con muchas fuentes de incertidumbre, ya que permiten analizar los efectos de los riesgos de manera directa sobre el programa de construcción (Serpel & Alarcón, 2009).

La industria minera también ha hecho uso de estos métodos en la cuantificación del riesgo de sus proyectos, siendo la simulación la más utilizada. Existen paquetes computacionales, tales como Primavera Risk Analysis que permiten asignar distribuciones de probabilidad directamente sobre las actividades, generando reportes que facilitan el estudio de la criticidad de las actividades y el efecto de los riesgos sobre los costos y cumplimiento del cronograma. El uso de estos programas, sin embargo, no está exento de problemas. Generalmente se tiende a asignar distribuciones de probabilidad sin mucho asidero técnico o empírico, lo que claramente no provee información respecto del verdadero origen de la variabilidad. Tampoco se considera la competencia por recursos ni la posibilidad de seguir caminos constructivos alternativos en función de los cambios que se presentan en el día a día.

La simulación de operaciones unitarias nace en respuesta a estas problemáticas. Este método se basa en el desarrollo de modelos de sistemas reales, para posteriormente realizar distintos experimentos que permitan comprender su comportamiento, cuantificar el riesgo asociado a variables estocásticas y evaluar estrategias de optimización sobre una realidad virtual (Shannon, 1998). La utilización de la simulación de operaciones para predecir el comportamiento de sistemas constructivos en proyectos mineros es relativamente nueva. Jacinto (2002) estudió los beneficios de utilizar modelos de simulación de las actividades asociadas a la perforación de pozos petroleros. Wolgram, Zhen y Scoble (2010), por otra parte, generaron modelos de las actividades unitarias de avance involucradas en la preparación de una mina de *panel caving*, con el fin de predecir los rendimientos de desarrollo lateral, determinar la flota óptima de equipos de preparación, e identificar los principales *drivers* del riesgo en la construcción.

La interacción de múltiples variables en sistemas complejos generan resultados poco intuitivos, y por ende, los modelos de simulación de operaciones parecieran ser una buena herramienta para cuantificar el riesgo, comprender su origen y probar medidas de optimización.

El desarrollo de pre producción de una mina subterránea está compuesto por una serie de actividades constructivas, cada una influenciada por muchas fuentes de incertidumbre. La competencia por recursos constructivos y el cambio de la criticidad de algunas obras con respecto a otras, hacen necesario la incorporación de un sistema flexible que considere estas relaciones dinámicas. Si se dispone de datos empíricos y del juicio de expertos para construir modelos realistas de las actividades unitarias de avance, es posible generar un modelo que simule la preparación de túneles bajo distintos marcos de incertidumbre. El riesgo asociado a las actividades constructivas puede ser cuantificado mediante un estudio de escenarios con distintas probabilidades de ocurrencia. Paralelamente se puede someter al modelo a distintos escenarios de *tradeoff* para optimizar aspectos de diseño, la flota de equipos o incluso la estrategia de avance.

### 3. MARCO METODOLÓGICO

El método utilizado para gestionar los riesgos asociados al proceso de construcción se alinea con la metodología *Mine Project Risk Management* (MPRM), desarrollada por Botín, Guzmán y Smith. Esta metodología se basa en el desarrollo de modelos cuantitativos para determinar el impacto económico de los riesgos en la cadena de valor de un proyecto minero.

Según Botín et al., los riesgos se pueden clasificar de acuerdo a su probabilidad de ocurrencia y a su impacto económico (ver Figura 1 ). Los riesgos tipo A y C son gestionados en las etapas tempranas de ingeniería, ya que generalmente su mal manejo podría significar la inviabilidad del proyecto. Los riesgos que se pretenden analizar en esta investigación – y sobre los cuales se focaliza el método MPRM - son los tipo B, es decir, aquellos cuya probabilidad de ocurrencia es alta, y su impacto económico es bajo. Dichos riesgos derivan de fuentes de incertidumbre y amenazas durante la etapa de ingeniería básica, y son generalmente gestionables mediante una mayor adquisición de

información o mediante su optimización. La idea general de la metodología MPRM es llevar los riesgos clase B a un nivel bancable o asumible (clase D), en el cual los beneficios de su mitigación ya no superen la inversión necesaria para realizarla.

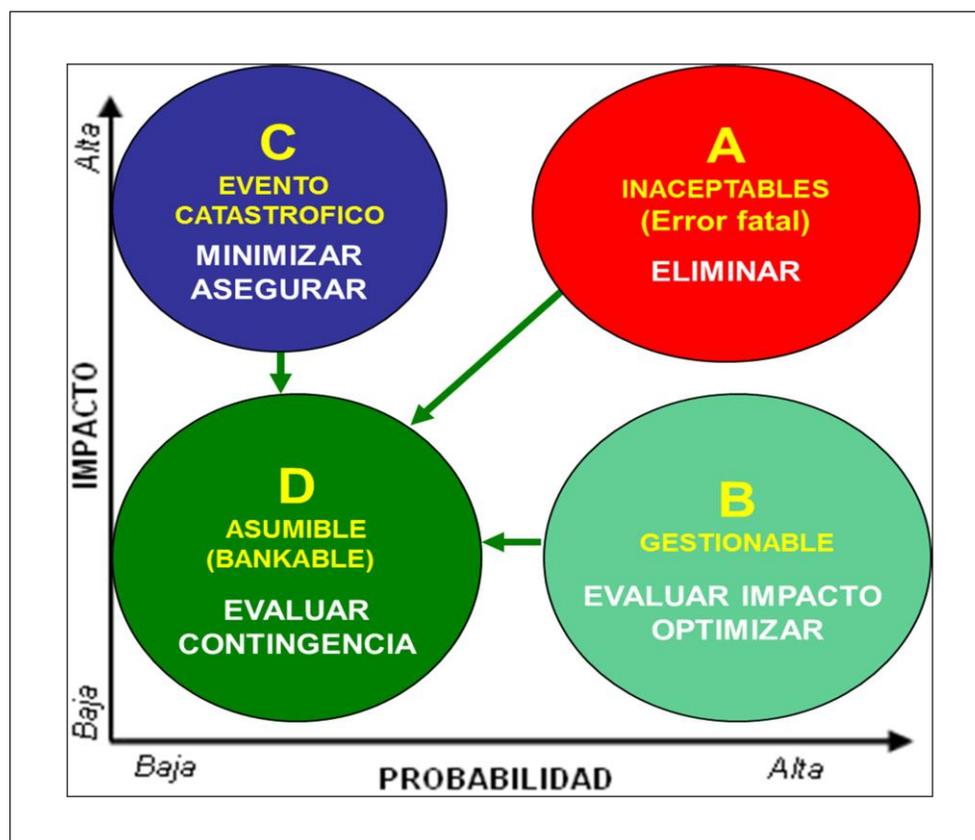


Figura 1: Modelo de Clasificación de Riesgos

La metodología MPRM define un modelo de riesgo, el modelo P, en el cual se almacenan todos los parámetros de riesgo del proyecto. Cada parámetro  $P_{i,j,k}$  se encuentra asociado a un proceso de la cadena de valor “i”, un subproceso “j” y a una fuente de incertidumbre “k”. De esta manera se puede armar una matriz “P” con todos los parámetros de riesgo asociados a un proyecto minero.

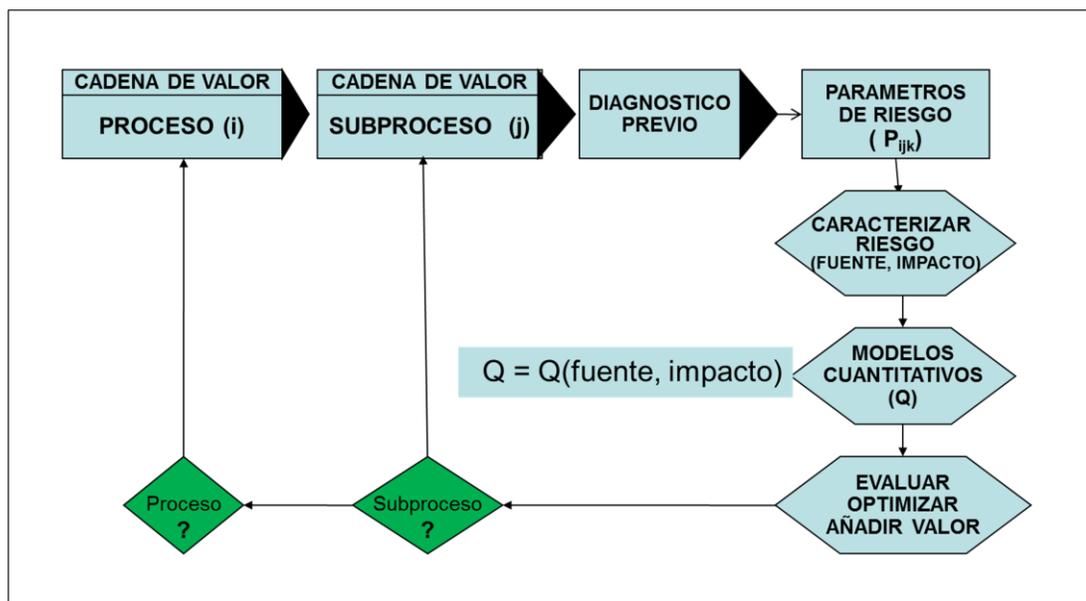


Figura 2: Modelo MPRM

Para poder realizar la cuantificación, primeramente se deben identificar los parámetros de riesgo asociados a los subprocesos que componen la etapa de la cadena de valor que se pretende analizar (e.g. evaluación de recursos, plan de construcción, etc.). Luego se deben caracterizar las fuentes de incertidumbre de cada sub-proceso y clasificar según su origen. Finalmente se deben desarrollar modelos cuantitativos que reflejen el comportamiento conjunto de estas incertidumbres, para posteriormente cuantificar el impacto económico de las mismas mediante el uso de herramientas tales como simulación estocástica, análisis de escenarios, árboles de decisión, entre otros.

Según Botín et al., los riesgos pueden ser cuantificados mediante la resta entre el valor esperado del proyecto bajo un escenario con riesgo y el valor bajo un escenario de riesgo asumible. La definición del nivel de riesgo asumible, dependerá de la aversión al riesgo del evaluador, aunque por lo general en este tipo de proyectos el nivel de certeza establecido oscila entre el 85 y 95 %.

## 4. ANÁLISIS CUALITATIVO Y MODELOS CUANTITATIVOS DE RIESGO EN LA CONSTRUCCIÓN DE PROYECTOS MINEROS

### 4.1 Contextualización y Alcances de la Modelación

La cantidad de actividades que componen el plan de construcción de una mina de *block caving*<sup>1</sup> es muy alta y las relaciones entre ellas son complejas. Más aún, las fuentes de incertidumbre intrínsecas que condicionan la duración y costo de estas actividades son generalmente muy específicas a cada actividad, dificultando la cuantificación y análisis transversal de todo el riesgo constructivo inherente al proyecto. En consecuencia, si los recursos y el tiempo son escasos, se debe acotar el análisis a aquellas etapas constructivas que tengan potencial de caer en la ruta crítica del proyecto (Chapman & Ward, 2003). En administración y gestión de proyectos la ruta crítica corresponde a la secuencia que agrupa a todas aquellas actividades que deben ser completadas exactamente en el tiempo estipulado por sus programas para poder terminar el proyecto en la fecha programada, es decir, un retraso en una actividad crítica produce un retraso en la fecha de término del proyecto (Serpel & Alarcón, 2009).

Una de las etapas críticas dentro del plan de construcción de un proyecto de *block caving* es la preparación<sup>2</sup> del nivel de producción del bloque<sup>3</sup>, ya que su término generalmente condiciona el inicio de la socavación en el nivel de hundimiento, y con ello, el inicio de la producción.

Para contextualizar, se denomina nivel de hundimiento - o *undercut level*- al lugar donde acontecen las operaciones de perforación, voladura y tiraje que permiten el quiebre y remoción de roca basal que sustenta cada bloque a explotar, dejándolo expuesto al

---

<sup>1</sup> Método de explotación masivo en el cual un bloque de mineral de grandes dimensiones es socavado mediante un corte basal. La extracción del mineral desde su base produce la propagación de la fracturación del macizo rocoso y su hundimiento (SME, 2011).

<sup>2</sup> La preparación es toda aquella excavación que se realiza al interior del cuerpo mineralizado y que tiene la función de poder facilitar el arranque, selección y el transporte primario del mineral (SME, 2011).

<sup>3</sup> Unidad básica de explotación del método de *block caving*.

quebre natural del macizo rocoso y, por lo tanto, al hundimiento gravitacional (SME, 2011). El hundimiento producido por la socavación se complementa con la excavación previa de obras de recepción del mineral desde el nivel de producción, ubicado unos 15 a 20 metros por debajo del nivel de hundimiento. La construcción de bateas (*drawbells*) y puntos de extracción en el nivel de producción permiten la recepción del mineral quebrado.

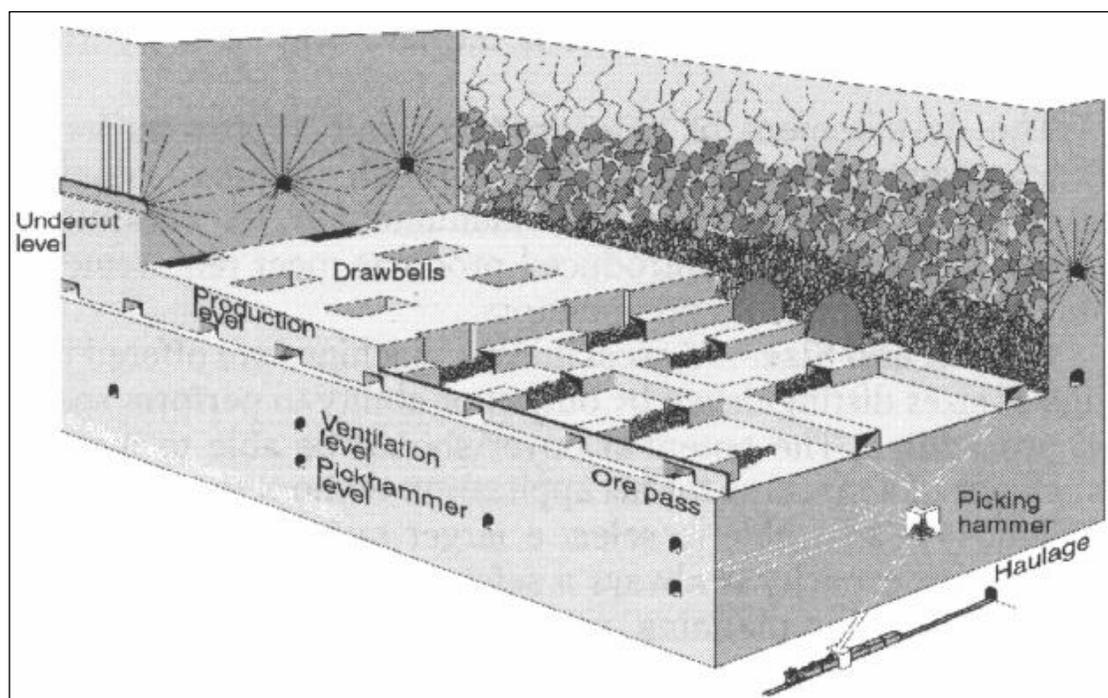


Figura 3: Niveles de Hundimiento y Producción, El Teniente, Chile (Hamrin, 1982)

El informe “Análisis de Secuencia de Preparación y Socavación en Macro Bloques”(CODELCO, 2011), emitido por la Vicepresidencia de Proyectos de CODELCO bajo el contexto de la construcción del Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS), deja en evidencia la criticidad asociada al desarrollo de túneles en el nivel de producción:

*" El nivel de producción es el nivel más crítico en cuanto a plazos, ya que limita la voladura del nivel de hundimiento. Cualquier atraso o merma en los rendimientos*

*generará efectos negativos en el cumplimiento de los plazos, ya que forma parte de la ruta crítica."*

Si se pretenden estudiar los riesgos asociados a la construcción del nivel de producción de una mina tipo, se debe definir primeramente cuál será el método de excavación a utilizar. Por lo general este tipo de labores se desarrollan mediante el método de excavación con perforación y voladura<sup>4</sup>, cuyo ciclo está compuesto por las siguientes operaciones (en orden de ejecución):

- Perforación de avance
- Carga con explosivos
- Disparo de la pega o frente
- Ventilación
- Saneamiento o acañadura de cajas, bóveda y frente
- Carguío y transporte de marinas
- Fortificación

El hito de término de la construcción en el nivel de producción dependerá entonces de los rendimientos logrados en cada una de las actividades unitarias antes mencionadas, y también del tiempo efectivo que se logre trabajar por turno. Por lo tanto, se modelarán las duraciones de estas variables tomando en consideración las principales fuentes de incertidumbre intrínsecas que las afectan. El objetivo es que estos modelos puedan ser implementados en la simulación de cualquier sistema integrado que utilice el método de perforación y voladura para el avance en túneles mineros.

## **4.2 Modelos Cuantitativos**

---

<sup>4</sup> Los métodos de excavación mediante arranque mecánico también se utilizan en el desarrollo de este tipo de túneles, sin embargo, los equipos asociados a este método tienen un límite en su aplicación en lo referente a la resistencia y abrasividad de las rocas, y geometría de la excavación. El arranque con explosivos se puede aplicar a rocas con resistencia a la compresión desde 80 MPa hasta las rocas más duras. Es de mayor flexibilidad y el más utilizado en la construcción de túneles (López Jimeno, 2011).

## 4.2.1 Perforación de Avance

### 4.2.1.1 Descripción General

La perforación de avance consiste en la generación de barrenos- preferentemente horizontales- dentro de los cuales se insertarán las cargas explosivas y accesorios de iniciación necesarios para la voladura de la frente. La perforación puede ser realizada de manera manual o mecanizada, siendo esta última la más utilizada en desarrollos horizontales de mediana y gran envergadura. El *jumbo* de avance es el equipo típicamente utilizado en la perforación mecanizada. Los jumbos son unidades de perforación, generalmente autopropulsadas por un motor diesel, equipadas con uno o varios brazos hidráulicos. Cada brazo posee un sistema de perforación de martillo en cabeza, accionado generalmente por un sistema eléctrico.



Figura 4: *Jumbo* de perforación frontal de dos brazos. Boomer E2 C (Atlas Copco, 2013)

El principio básico de la perforación de avance en galerías es la rotopercusión, basada en la combinación de las siguientes acciones:

- **Percusión:** Impactos producidos por el golpe de un pistón transmitidos a la boca por ondas de choque a través del varillaje.
- **Rotación:** Giro de la boca o bit para lograr un impacto sobre la roca en distintas posiciones.
- **Empuje:** Acción que mantiene en contacto la boca con la roca.
- **Barrido:** Utilización de fluido para extraer el detrito del fondo de barreno.

El trabajo simultáneo de estas acciones, en conjunto con las características técnicas del equipo y las características del macizo rocoso, definen en gran medida la velocidad de perforación. En consecuencia, variaciones tales como cambios en la potencia efectiva transmitida por el martillo o cambios de dominios geotécnicos a lo largo del túnel, deben ser consideradas al momento de realizar un análisis de riesgos (Berry, 2009).

En la siguiente sección se describirán las tareas que componen un ciclo de perforación.

#### ***4.2.1.2 Modelo de Ciclo de Perforación***

Un ciclo de perforación está compuesto por las siguientes etapas:

1. Traslado del equipo a la frente
2. Conexión a suministros de agua y electricidad
3. Marcación y aislación del área de trabajo con señalética correspondiente
4. Posicionamiento
5. Carga de diagrama de tiros<sup>5</sup>
6. Perforación de la frente
7. Desconexión de servicios
8. Abandono de la frente

Para modelar la duración completa del proceso, se definen las siguientes variables principales:

**$T_{total}$ :** = *Tiempo total del ciclo de perforación*

---

<sup>5</sup> Se considerará que el replanteo topográfico y la marcación de tiros se hacen de manera automática.

$T_{\text{perforación}}$  := *Tiempo de perforación*

$T_{\text{pérdida operacional}}$  := *Tiempo de pérdidas operacionales*

$T_{\text{mantención}}$  := *Tiempo total de mantención en la frente*

Donde:

$$T_{\text{total}} = T_{\text{perforación}} + T_{\text{pérdida operacional}} + T_{\text{mantención}} \quad (1)$$

El tiempo de perforación ( $T_{\text{perforación}}$ ) es la suma de todos los tiempos durante los cuales el equipo está efectivamente perforando barrenos. Para el cálculo de este valor, no se incluyen los siguientes tiempos: retroceso de la barra de perforación, posicionamiento de la barra en una nueva perforación, empate de la barra y limpieza de perforación.

Sean:

$n^{\circ}_{\text{brazos}}$  := *Número de brazos del jumbo*

$n^{\circ}_{\text{barrenos}}$  := *Número de barrenos totales del diagrama de disparo*

$l_{\text{barreno}}$  := *Largo total de un barreno*

$v_{\text{perforación}}$  := *Velocidad instantánea de perforación*

Entonces  $T_{\text{perforación}}$  quedará definido por la siguiente ecuación:

$$T_{\text{perforación}} = \left( \frac{n^{\circ}_{\text{barrenos}}}{n^{\circ}_{\text{brazos}}} \right) * \left( \frac{l_{\text{barreno}}}{v_{\text{perforación}}} \right) \quad (2)$$

Para el cálculo de  $T_{\text{pérdida operacional}}$  se definen las siguientes variables:

$t_{\text{traslado}}$  := *Tiempo que utiliza el equipo para desplazarse hacia la frente*

$t_{\text{conexión}}$

:= *Tiempo utilizado para conectarse a servicios de agua y electricidad*

$t_{\text{posicionamiento}}$  := Posicionamiento del equipo en eje longitudinal y transversal

$t_{\text{carga.diagrama}}$  := Tiempo para cargar diagrama de tiros

$t_{\text{camb.barreno}}$

:= Tiempo para reposicionar barra en nueva perforación de barreno

$t_{\text{camb.bit}}$  := Tiempo que demora cambiar el bit para perforar la rainura<sup>6</sup>

$t_{\text{desconexión}}$  := Tiempo utilizado para desconectarse de servicios

El  $t_{\text{traslado}}$  está definido por las siguientes variables:

$d_{\text{viaje}}$  := Distancia viajada por el jumbo para llegar al frente

$v_{\text{jumbo}}$  := Velocidad media de desplazamiento del jumbo

Donde:

$$t_{\text{traslado}} = \frac{d_{\text{viaje}}}{v_{\text{jumbo}}} \quad (3)$$

Los tiempos de conexión ( $t_{\text{conexión}}$ ) y desconexión ( $t_{\text{desconexión}}$ ) incluyen los tiempos para marcar y des marcar el área con la señalética de alerta. El  $t_{\text{camb.barreno}}$  incluye las siguiente acciones: retroceso de la barra de perforación, posicionamiento de la barra en una nueva perforación, empate de la barra y limpieza de perforación. Finalmente obtenemos que:

$$T_{\text{pérdida operacional}} = t_{\text{traslado}} + t_{\text{conexión}} + t_{\text{posicionamiento}} + t_{\text{carga.diagrama}} + \left( \frac{n^{\circ} \text{barrenos}}{n^{\circ} \text{brazos}} \right) * t_{\text{camb.barreno}} + t_{\text{camb.bit}} + t_{\text{desconexión}} \quad (4)$$

---

<sup>6</sup> Se define como ranura o cuele al conjunto de tiros huecos (no cargados con explosivos) destinados a crear una segunda cara libre para el disparo de la frente.

El  $T_{\text{mantención}}$  señala las detenciones de las tareas de perforación por desperfectos en el *jumbo*, entre las que se cuentan: deterioro de mangueras, averías en el sistema de perforación, en las barras, en el culatín, problemas mecánicos, de baterías, entre otros. También son incluidos los cortes y fallas en los suministros de electricidad y agua. Las mantenciones de carácter preventivo también son incluidas en este tiempo.

Los tiempos de mantención pueden ser estimados a partir de la disponibilidad mecánica ( $disp_{mec}$ ), que es el cociente entre la horas trabajadas por el equipo y la suma entre las horas trabajadas y el tiempo perdido por razones de mantención.

$$disp_{mec} = \frac{H.trabajadas}{H.trabajadas + H.mantención} \quad (5)$$

Se sabe que las horas trabajadas por el *jumbo* corresponden a la suma entre el tiempo de perforación y el tiempo de pérdidas operacionales. Reemplazando en la ecuación (5):

$$disp_{mec} = \frac{T_{\text{perforación}} + T_{\text{pérdida operacional}}}{T_{\text{perforación}} + T_{\text{pérdida operacional}} + T_{\text{mantención}}} \quad (6)$$

Reordenando la ecuación (6) se obtiene que:

$$T_{\text{mantención}} = \frac{(1 - disp_{mec})}{(disp_{mec})} * (T_{\text{perforación}} + T_{\text{pérdida operacional}}) \quad (7)$$

Reemplazando la ecuación (7) en (1) se obtiene que:

$$T_{\text{total}} = \frac{T_{\text{perforación}} + T_{\text{pérdida operacional}}}{disp_{mec}} \quad (8)$$

#### 4.2.1.3 Descripción de la Incertidumbre

Las pérdidas operacionales pueden ser estimadas a partir de mediciones en operaciones de características similares a las que se pretende investigar. Como quedará expuesto en las secciones posteriores, los informes de ingeniería que analizan estos tiempos

generalmente no realizan mediciones exhaustivas, sino que más bien establecen valores de mediciones máximos, mínimos y más probables. Los tiempos de pérdidas generalmente se mantienen dentro de estos límites, por ende, una buena aproximación para modelar su comportamiento es asignándole distribuciones triangulares.

El tiempo de perforación, por otra parte, depende en su 100% de la velocidad de perforación instantánea. Según López Jimeno (2011) la velocidad de penetración de un equipo rotopercutivo depende de los siguientes factores: características geomecánicas de la roca, potencia de percusión de la perforadora, diámetro del barreno, empuje sobre la boca, longitud de perforación, limpieza del fondo del barreno, diseño del equipo, condiciones de trabajo y eficiencia de la operación.

Una fórmula empírica utilizada para estimar la velocidad de perforación en una roca tipo (granito Barre de Vermunt, E.E.U.U. ) es la siguiente (López Jimeno, 2011):

$$v_{\text{perforación}} = 31 * K * \frac{POT}{D^{1.4}}$$

Donde :

**POT** = Potencia cinética disponible en el martillo [kW]

**D** = Diámetro del barreno [mm]

**K** = Constante definida por la clase o soporte de la roca

Si se asume esta fórmula como cierta<sup>7</sup>, la variabilidad de la velocidad de perforación estará definida por la variabilidad de la clase de roca y la variabilidad de la eficiencia con que se logra transmitir la potencia cinética.

Dado que el tiempo de mantención depende únicamente de la disponibilidad, el análisis se reduce a saber cómo se comportan las clases de roca a lo largo de un túnel, la eficiencia de transmisión de la potencia cinética y la disponibilidad mecánica. Los

---

<sup>7</sup> Más adelante se demostrará lo bien que esta fórmula estima la velocidad de perforación efectiva lograda en los túneles de acceso del PMCHS.

riesgos asociados al comportamiento de las clases de roca han sido estudiados ampliamente, sin embargo, escapan de los alcances de esta investigación, ya que como será explicado en las siguientes secciones, los innumerables muestreos realizados en el PMCHS han permitido conocer con altos grados de certeza la distribución física de los dominios geotécnicos. La eficiencia de la potencia cinética y la disponibilidad mecánica generalmente se estiman mediante una aproximación Bayesiana (o juicio de experto). Se utilizarán distribuciones triangulares y, con la ayuda de expertos, se establecerán valores máximos mínimos y más probables para estas dos variables.

#### ***4.2.2 Carga con Explosivos***

##### ***4.2.2.1 Descripción General***

El proceso de carga de explosivos consiste en la inserción de los elementos explosivos y accesorios detonantes en los barrenos perforados. Existe una amplia gama de explosivos utilizados en obras subterráneas, y se agrupan en las siguientes familias: explosivos sensibilizados con nitroglicerina, ANFO, hidrogeles y emulsiones. La elección del explosivo depende de los siguientes factores (López Jimeno, 2011):

- **Potencia explosiva:** Capacidad para fragmentar y proyectar la roca.
- **Velocidad de detonación:** Velocidad con que la onda de detonación se propaga por el explosivo.
- **Densidad del encartuchado:** Depende del peso específico y de la compactación del explosivo. A mayor densidad de encartuchado mayor potencia y velocidad de detonación.
- **Resistencia al agua:** Qué tan bien rinde un explosivo bajo una exposición a humedad o agua.
- **Sensibilidad:** Facilidad relativa de un explosivo para detonar cuando se le somete a un estímulo externo.

- **Humos:** Conjunto de gases resultantes de la explosión.

Para este estudio se considerará el carguío mediante el bombeo a granel de emulsión<sup>8</sup>. La emulsión posee una alta resistencia al agua y su bombeo genera una alta carga específica gracias a que la totalidad del barreno queda relleno con explosivo, dando un total aprovechamiento de la energía del explosivo (López Jimeno, 2011).

#### 4.2.2.2 Modelo de Ciclo de Carga con Explosivos

Un ciclo de carga con explosivos está compuesto por las siguientes etapas:

1. Ingreso del equipo y cuadrilla de carga de explosivos a la frente
2. Posicionamiento
3. Preparación de conexiones y mangueras de extensión
4. Marcación y aislación del área con señalética correspondiente
5. Preparación de los iniciadores de explosivos
6. Carguío del frente
7. Taqueo de los tiros
8. Conexión y revisión del carguío
9. Despeje, clausura del área y abandono del frente

Para modelar la duración completa del proceso, se definen las siguientes variables principales:

$T_{total}$ : = *Tiempo total del ciclo de carga con explosivos*

$T_{ingreso}$ : = *Tiempo para realizar puntos 1, 2, 3, 4 y 5*

$T_{carguío}$ : = *Tiempo de colocación de iniciadores en barreno y bombeo emulsión*

$T_{taqueo}$ : = *Tiempo total de taqueo del frente con barro, detrito o arcilla*

$T_{conex}$ : = *Tiempo total de conexión y amarre de tiros cargados*

---

<sup>8</sup> Se considerará que los tiros de contorno serán cargados con *softron*, que pertenece a la familia de los hidrogeles.

$T_{mantención}$ : = *Tiempo total de mantención en la frente*

$disp_{mec}$ : = *Disponibilidad mecánica del equipo de carguío de explosivos*

Donde:

$$\begin{aligned} T_{total} &= T_{ingreso} + T_{carguío} + T_{taqueo} + T_{conex} + T_{mantención} \\ &= \frac{T_{ingreso} + T_{carguío} + T_{taqueo} + T_{conex}}{disp_{mec}} \end{aligned} \quad (8)$$

El  $T_{ingreso}$  considera el tiempo de traslado ( $t_{traslado}$ ) de la unidad de bombeo de emulsión desde una distancia específica ( $d_{viaje}$ ) y a una determinada velocidad ( $v_{unidad}$ ) de desplazamiento (dependen del equipo y las condiciones de la operación). El posicionamiento, la preparación de las conexiones y mangueras y la marcación y aislación del área se realizan de manera simultánea, por lo que generalmente se mide el tiempo total de las tres actividades ( $t_{preparación}$ ) en su conjunto. Se considera que el tiempo de preparación de los iniciadores de explosivos es cero, ya que esta actividad generalmente se realiza antes de la llegada al frente de manera anticipada.

El carguío del frente se separa en los siguientes sub procesos: colocación de los iniciadores dentro de los barrenos ( $t_{iniciadores}$ ), carguío de tiros auxiliares y de centro ( $t_{aux}$ ) y carguío de tiros de contorno ( $t_{contorno}$ ). El tiempo total de carguío del frente será:

$$T_{carguío} = t_{iniciadores} + t_{aux} + t_{contorno} \quad (9)$$

El  $t_{iniciadores}$  se calcula con un rendimiento en minutos/unidad. Los  $t_{aux}$  y  $t_{contorno}$  se calculan utilizando rendimientos medios en minutos/metro:

$$\begin{aligned} t_{iniciadores} &= n^{\circ}_{barrenos} * R_{iniciadores} \\ t_{aux} &= n^{\circ}_{barrenos.aux} * l_{barreno} * R_{aux} \\ t_{contorno} &= n^{\circ}_{barrenos.contorno} * l_{barreno} * R_{contorno} \end{aligned} \quad (10)$$

Los tiempos de taqueo y de conexión y amarre de los tiros cargados se calculan de manera similar utilizando rendimientos medios expresados en (min/barreno):

$$T_{\text{taqueo}} = n^{\circ}_{\text{barrenos}} * R_{\text{taqueo}} \quad (11)$$

$$T_{\text{conex}} = n^{\circ}_{\text{barrenos}} * R_{\text{conex}} \quad (12)$$

#### ***4.2.2.3 Descripción de la Incertidumbre***

Generalmente existen mediciones de todos los tiempos y rendimientos asociados a este proceso. Dado que estas mediciones generalmente se limitan a registrar valores máximos, mínimos y más probables, se asignarán distribuciones triangulares a todas las variables. Se asumirá que la disponibilidad mecánica de la unidad de bombeo tendrá una distribución triangular, basada en el juicio de expertos.

### ***4.2.3 Saneo o Acuñadura***

#### ***4.2.3.1 Descripción General***

El saneo o acuñadura consiste en el escario post-voladura de las rocas y cuñas que no han caído y que están en condiciones de caer, con el fin de tener una labor segura y libre de accidentes durante las actividades posteriores. La acuñadura puede realizarse de manera manual, utilizando una barra de acero o aluminio con una cuña en su punta, de manera semi mecanizada, utilizando la misma barra pero con la ayuda de un equipo de levante, y de manera mecanizada, utilizando un equipo con un brazo hidráulico en cuyo extremo se encuentra una cuña móvil. Los equipos mecanizados generalmente son autopropulados por un motor diesel, el cual también es utilizado para accionar el martillo hidráulico (o cuña móvil). La acuñadura mecanizada permite al operador

mantenerse a una distancia segura del frente volado, alejándolo de potenciales caídas de roca.

El saneo se realiza dos veces dentro del mismo ciclo. La primera vez sucede inmediatamente después de la voladura y ventilación de la frente. Aquí se remueve toda la roca suelta de las cajas y bóveda, generando un espacio seguro para que el operador del LHD cargue la marina. Luego que la marina es cargada y transportada, se escarian nuevamente las cajas y bóveda, y se adiciona también el escario de la frente. Las acuñaduras pre y post carguío y transporte reciben el nombre de Pre Acuñadura y Acuñadura, respectivamente. Para la modelación de tiempos, se considerará una acuñadura mecanizada, utilizando un equipo diesel con un depósito de agua independiente<sup>9</sup>.

#### ***4.2.3.2 Modelo de Ciclo de Acuñadura***

Un ciclo de acuñadura está compuesto por las siguientes etapas:

1. Traslado del equipo al frente
2. Posicionamiento
3. Marcación y aislación del área con señalética correspondiente
4. Saneo
5. Abandono del frente

Para modelar la duración completa del proceso, se definen las siguientes variables principales:

$T_{total}$ : = *Tiempo total del ciclo de saneo*

$T_{saneo}$ : = *Tiempo de saneo efectivo*

$T_{pérdida\ operacional}$ : = *Tiempo de pérdidas operacionales*

$T_{mantención}$ : = *Tiempo total de mantención en la frente*

---

<sup>9</sup> Se utilizó como referencia la línea de saneo Scaletec de Atlas Copco (Atlas Copco, 2013).

Donde:

$$T_{total} = T_{saneo} + T_{pérdida\ operacional} + T_{mantención} \quad (10)$$

El tiempo de saneo es el tiempo durante el cual se está efectivamente realizando el escariado de la roca. El área a acuñar depende de las variables  $Area_{cajas}$ ,  $Area_{bóveda}$  y  $Area_{frente}$ . La suma de las primeras dos variables se calcula a partir del perímetro de la sección a acuñar- sin contar el suelo- ( $P_{sección}$ ) y el avance efectivo post voladura ( $Avance_{efectivo}$ ). El  $Area_{frente}$  corresponde al área de la sección del túnel. Se utiliza un rendimiento medio de saneo ( $R_{saneo}$ ) en (m<sup>2</sup>/min) y se define la siguiente ecuación:

$$T_{saneo} = \frac{(P_{sección} * Avance_{efectivo} + Area_{frente} * i)}{R_{saneo}} \quad (11)$$

Donde  $i = 0$  si es pre acuñadura e  $i = 1$  si es acuñadura.

El tiempo de pérdidas operacionales corresponde en este caso a los tiempos de traslado, de posicionamiento, y de marcación y aislación del área. El tiempo de traslado ( $t_{traslado}$ ) está definido por la distancia de viaje ( $d_{viaje}$ ) y la velocidad media del equipo ( $v_{acuñador}$ ). Los tiempos de posicionamiento ( $t_{pos}$ ) y de marcación ( $t_{marca}$ ) se considerarán como fijos. La ecuación para las pérdidas operacionales es la siguiente:

$$T_{pérdida\ operacional} = t_{traslado} + t_{pos} + t_{marca} = \frac{d_{viaje}}{v_{acuñador}} + t_{pos} + t_{marca} \quad (12)$$

Finalmente el tiempo de mantención ( $T_{mantención}$ ) será calculado a partir de la suma de  $T_{saneo}$  y  $T_{pérdida\ operacional}$  utilizando la disponibilidad mecánica ( $disp_{mec}$ ) del equipo acuñador:

$$T_{mantención} = \frac{(1 - disp_{mec})}{(disp_{mec})} * (T_{saneo} + T_{pérdida\ operacional}) \quad (13)$$

Reemplazando (13) en (10) se obtiene que:

$$T_{total} = \frac{T_{saneo} + T_{pérdida\ operacional}}{disp_{mec}} \quad (14)$$

#### ***4.2.3.3 Descripción de la Incertidumbre***

El rendimiento de saneo es poco variable, por ende, se asumirá como fijo. El comportamiento del avance efectivo será estimado con ayuda de expertos, y se le asignará una distribución triangular. La disponibilidad mecánica nuevamente surge como principal agente de riesgo. Se asumirá que la disponibilidad mecánica del equipo acuñador tendrá una distribución triangular, basada en el juicio de expertos.

#### ***4.2.4 Carguío y Transporte de Marinas***

##### ***4.2.4.1 Descripción General***

La actividad consiste en cargar la marina, transportarla y descargarla sobre un camión, pique de traspaso o área de re manejo. Su finalidad es despejar el área de trabajo en el frente para poder proceder con las labores de fortificación.

Actualmente los equipos más utilizados para la realización de esta labor son los cargadores frontales y los LHD (*Load Haul Dumpers*), siendo estos últimos los que presentan la mejor combinación entre rendimiento, capacidad y maniobrabilidad. Un LHD es básicamente una pala auto cargable de gran capacidad y bajo perfil. Comparativamente a otros equipos de igual capacidad, el LHD posee dimensiones menores y velocidades de desplazamiento mayores, lo que le permite trabajar en pequeñas secciones transportando marinas en distancias largas (200-300 m), obteniendo mejores rendimientos.



Figura 5: LHD diesel (Atlas Copco, 2013)

Dentro de los factores que más afectan el rendimiento de estos equipos se destacan (SME, 2011):

- **Estado de las pistas de rodado:** El mal estado del camino provoca derrames y una disminución de la velocidad media de desplazamiento.
- **Granulometría del material a cargar:** Colpas muy grandes originadas por una mala calidad de la voladura disminuyen el factor de llenado del balde.
- **Interferencias con otros equipos:** La obstaculización del flujo continuo de estos equipos provoca retrasos significativos y bajos rendimientos.

Para la modelación de la duración de esta actividad, se considerarán los factores previamente expuestos y se asumirá que el carguío y transporte es realizado por LHDs diesel, que obedecen a un ciclo de carga, transporte y descarga sobre un sector de manejo.

#### *4.2.4.2 Descripción del Ciclo de Carguío y Transporte*

El carguío y transporte se separa en las siguientes etapas:

1. Riego de la marina
2. Traslado del LHD al frente
3. Carguío, transporte y descarga de marina
4. Abandono de la frente

Para modelar la duración completa del proceso, se definen las siguientes variables principales:

$T_{total}$ : = *Tiempo total de la etapa de carguío y transporte*

$T_{riego}$ : = *Tiempo de riego de marinas*

$T_{traslado}$ : = *Tiempo de traslado hacia la frente*

$T_{carg.trans}$ : = *Tiempo de carguío y transporte efectivo*

$T_{mantención}$ : = *Tiempo de mantención de LHD en la frente*

Donde:

$$T_{total} = T_{riego} + T_{traslado} + T_{carg.trans} + T_{mantención} \quad (15)$$

El riego de la marina se realiza antes de que el LHD arribe al frente, y comprende las siguientes actividades: conexión de manguera a un punto de abastecimiento, extensión hasta el frente de trabajo, riego del material fragmentado, enrollar la manguera y desconexión del suministro. Se considerará un rendimiento medio ( $R_{riego}$ ) en (min/m lineal de avance) que englobará a todas las actividades antes descritas. La ecuación que describe el tiempo total de riego es la siguiente:

$$T_{riego} = L_{avance} * R_{riego} \quad (16)$$

El tiempo de traslado hacia la frente es el cociente entre la distancia de viaje ( $d_{viaje}$ ) y la velocidad media del LHD ( $v_{LHD}$ ):

$$T_{traslado} = \frac{d_{viaje}}{v_{LHD}} \quad (17)$$

Para el cálculo de tiempo de carguío y transporte efectivo ( $T_{carg.trans}$ ), calculamos primeramente la capacidad de carga real del LHD por ciclo ( $Cap_{ciclo}$ ). Se definen las siguientes variables:

$C_{nominal}$  [ $m^3$ ]: = Capacidad nominal del balde

$F_{llenado}$ : = Factor de llenado del balde

$\rho_{in-situ}$  [ $ton/m^3$ ]: = Densidad de la roca in – situ

$F_{esp}$ : = Factor de esponjamiento producto de la voladura

Luego:

$$Cap_{ciclo} [ton/ciclo] = C_{nominal} * F_{llenado} * \frac{\rho_{in-situ}}{F_{esp}} \quad (18)$$

Para calcular el número de ciclos de carga y descarga ( $N_{ciclos}$ ) se definen las siguientes variables:

$A_{sección}$  [ $m^2$ ]: = Sección del túnel

$L_{avance}$  [ $m$ ]: = Largo de avance efectivo

$s$  := Sobre excavación

Luego:

$$N_{ciclos} [ciclos] = \frac{A_{sección} * L_{avance} * S * \rho_{in-situ}}{Cap_{ciclo}} \quad (19)$$

Reemplazando (18) en (19) obtenemos que:

$$N_{ciclos} [ciclos] = entero\_superior \left( \frac{A_{sección} * L_{avance} * S * F_{esp}}{C_{nominal} * F_{llenado}} \right) \quad (20)$$

Se definen las siguientes variables:

$d$  [m]: = Distancia entre frente y sector de remanejo

$V_{LHD\ lleno}$  [m/s]: = Velocidad del LHD con carga

$V_{LHD\ vacío}$  [m/s]: = Velocidad del LHD vacío

$t_{carga}$  [s]: = Tiempo para cargar el balde

$t_{descarga}$  [s]: = Tiempo para descargar el balde

$t_{maniobras}$  [s]: = Tiempo de maniobras

Entonces, el  $T_{carg.trans}$  sería:

$$T_{carg.trans} = N_{ciclos} * \left[ t_{carga} + \left( \frac{d}{V_{LHD\ lleno}} \right) + t_{descarga} + \left( \frac{d}{V_{LHD\ vacío}} \right) + t_{maniobras} \right] \quad (21)$$

El tiempo de mantención ( $T_{mantención}$ ) se calcula utilizando la disponibilidad mecánica del LHD (  $disp_{mec}$ ) de la siguiente forma:

$$T_{mantención} = \frac{(1-disp_{mec})}{(disp_{mec})} * (T_{traslado} + T_{carg.trans}) \quad (22)$$

Reemplazando (22) en (15) obtenemos finalmente que:

$$T_{total} = T_{riego} + \frac{T_{traslado} + T_{carg.trans}}{disp_{mec}} \quad (23)$$

#### 5.2.4.3 Descripción de las Fuentes de Incertidumbre

El rendimiento de riego, y los tiempos de carga y descarga serán considerados como fijos, puesto que su variabilidad es, por lo general, bastante baja. El riesgo radica básicamente en cinco variables: el avance efectivo, el factor de llenado, la sobre excavación, el estado de las pistas de rodado y la disponibilidad mecánica de los LHD.

El avance efectivo fue modelado de acuerdo a una distribución triangular, y su valor es el mismo para todas las actividades que lo utilizan como *imput* en un ciclo completo de avance.

Para simplificar los efectos de la voladura sobre la fragmentación (y sus efectos sobre el factor de llenado) y la sobre excavación, se utilizará el juicio de expertos para determinar valores fijos de estas variables en función de la calidad de la roca<sup>10</sup>. De esto se desprende que si la distribución espacial de los dominios geotécnicos es conocida, entonces, según estos supuestos, no existirá un riesgo asociado a estas variables<sup>11</sup>.

---

<sup>10</sup> Los dominios geotécnicos y la calidad de éstos han sido ampliamente estudiados en el PMCHS, por ende, se asumirá que la calidad de la voladura para cada tramo es conocida

<sup>11</sup> Las relaciones entre la calidad de la voladura, la calidad del macizo rocoso y la fragmentación han sido ampliamente estudiadas (Cunningham, 1983) (Djordjevic, 1999). Los efectos de la fragmentación sobre el performance de equipos de carguío es clara, sin embargo, se optó por simplificar el modelo, priorizando el análisis sobre variables que a juicio del autor y de expertos en la materia, tuviesen un mayor impacto sobre la variabilidad de los tiempos de ciclo. Se propone incluir estas relaciones en estudios posteriores para mejorar predictibilidad y exactitud de los modelos propuestos.

El efecto del estado de las pistas de rodado sobre los tiempos de desplazamiento será incorporado asignándole una distribución triangular a las velocidades de desplazamiento del LHD. Es decir, se modelarán escenarios de preparación con buenos y malos estados de la pista.

La disponibilidad mecánica, al igual que las disponibilidades de los otros equipos, tendrá una distribución triangular con valor máximo, mínimo y más probable. Se utilizarán valores medidos de operaciones similares y el juicio de expertos.

#### ***4.2.5 Fortificación con Perno y Malla***

##### ***4.2.5.1 Descripción General***

La fortificación consiste en generar el soporte y reforzamiento necesarios para evitar la caída de rocas en labores subterráneas. Según Brown (2002) el soporte consiste en la aplicación de una fuerza reactiva en la cara de la excavación, mientras que el reforzamiento permite mejorar las propiedades globales del macizo rocoso, aminorando su fracturación progresiva. Según Ortlepp *et al* (1999) los sistemas de soporte y reforzamiento también pueden ser catalogados como de retención o contención. Los sistemas de retención (o mantención), dentro de los cuales se destacan los pernos no tensionados, no sólo permiten evitar la fracturación progresiva del macizo rocoso, sino también cumplen la función de mantener los bloques dentro del macizo<sup>12</sup>, controlando su desplazamiento hacia el interior. Por otra parte, los sistemas de contención, tales como la malla tejida o el *shotcrete*, cumplen la función de contener el material proyectado desde las paredes de la excavación.

---

<sup>12</sup> Según Brown (2002), estos sistemas son de carácter pasivo, ya que generan una fuerza o carga sobre el macizo rocoso sólo cuando éste se deforma.

La fortificación con pernos es una técnica de sostenimiento que consiste en la inserción de barras de acero dentro de barrenos previamente perforados en la roca, logrando una interacción roca-perno mediante métodos químicos o mecánicos (López Jimeno, 2011). El anclaje químico se basa en rellenar el espacio anular entre la barra y la roca con un producto que posteriormente se solidifica (lechada o resina), mientras que el anclaje mecánico (o por rozamiento) se basa en la fricción entre el perno y la roca para lograr el agarre (*split sets* o *swelex*).

La bulonadora (o *jumbo* empernador) es el equipo generalmente utilizado para la perforación de barrenos radiales y la posterior inserción de los pernos en las cajas y techo. Los jumbos empernadores son unidades de perforación, generalmente autopropulsadas por un motor diesel y equipados con uno brazo hidráulico. El brazo posee un sistema de perforación de martillo en cabeza (hidráulico), accionado generalmente por un sistema eléctrico, y un sistema de carrusel que almacena y posiciona los pernos<sup>13</sup>. También puede agregarse un sistema de inyección automático de lechada (o resina).

---

<sup>13</sup> El carrusel de la bulonadora mostrada en la Figura 6 posee una capacidad de 10 pernos.



Figura 6: Bulonadora Boltec MC (Atlas Copco, 2013)

Al igual que en la perforación frontal con un *jumbo* convencional, gran parte del tiempo de fortificación depende de la velocidad instantánea de perforación. También se deben considerar pérdidas asociadas a problemas de abastecimiento de materiales y el tiempo que demora colocar la malla tejida. Según informes de muestreo de trabajos de las actividades de empresas contratistas dedicadas a la construcción de túneles al interior de la mina El Teniente, una porción importante del tiempo perdido durante la fortificación se debe a problemas de abastecimiento de materiales (tales como pernos, malla, planchuelas, tuercas y lechada, entre otros) y a problemas de disponibilidad del equipo de levante utilizado para instalar la malla. Todos estos factores deben ser considerados en la elaboración de modelos cuantitativos de gestión del riesgo.

Para el modelo de fortificación con perno y malla, se asumirá la utilización de un *jumbo* empernador (tipo Boltec MC) con un sistema automático de inyección de lechada.

#### ***4.2.5.2 Descripción del Ciclo de Fortificación con Perno y Malla***

La fortificación con perno y malla se separa en las siguientes etapas:

1. Traslado del *jumbo* emperrador a la frente
2. Conexión a suministros de agua y electricidad
3. Marcación y aislación del área de trabajo con señalética correspondiente
4. Posicionamiento
5. Fortificación
6. Desconexión de servicios
7. Abandono de la frente

Para modelar la duración completa del proceso, se definen las siguientes variables principales:

$T_{total}$ : = *Tiempo total del ciclo de fortificación*

$T_{perforación}$ : = *Tiempo de perforación de barrenos para pernos*

$T_{pernos}$ : = *Tiempo para colocar pernos*

$T_{malla}$ : = *Tiempo para colocar malla tejida*

$T_{pérdida\ operacional}$ : = *Tiempo de pérdidas operacionales*

$T_{mantención}$ : = *Tiempo total de mantención en la frente*

Donde:

$$T_{total} = T_{perforación} + T_{pernos} + T_{malla} + T_{pérdida\ operacional} + T_{mantención} \quad (24)$$

El tiempo de perforación ( $T_{perforación}$ ) se calcula de la misma manera que en la ecuación (2) de la sección 4.2.1.2 Modelo de Ciclo de Perforación.

Para el cálculo de  $T_{pernos}$  se definen las siguientes variables:

$t_{lechada}$ : = *Tiempo que toma introducir la lechada dentro del barreno*

$t_{colocación}$  := *Tiempo de colocación del perno*

Por lo tanto:

$$T_{pernos} = \left( \frac{n^{\circ} \text{barrenos}}{n^{\circ} \text{brazos}} \right) * (t_{lechada} + t_{colocación}) \quad (25)$$

Para el cálculo de  $T_{pérdida\ operativa}$  se definen las siguientes variables:

$t_{traslado}$  := *Tiempo que utiliza el equipo para desplazarse hacia la frente*

$t_{conexión}$

:= *Tiempo utilizado para conectarse a servicios de agua y electricidad*

$t_{posicionamiento}$  := *Posicionamiento del equipo en eje longitudinal y transversal*

$t_{carga.diagrama}$  := *Tiempo para cargar diagrama de tiros*

$t_{espera.materiales}$  := *Tiempo de espera para arribo de materiales*

$t_{camb.barreno}$

:= *Tiempo para reposicionar barra en nueva perforación de barreno*

$t_{camb.inyección}$

:= *Tiempo de giro brazo en eje longitudinal y embocar manguera de lechada en barreno*

$t_{camb.carrusel}$  := *Tiempo para girar carrusel para embocar perno en barreno*

$t_{sujeción.malla}$

:= *Tiempo para agarrar malla y posicionarla con brazo hidráulico*

$t_{desconexión}$  := *Tiempo para desconectarse de los servicios*

El tiempo de traslado ( $t_{\text{traslado}}$ ) se calcula de la misma manera que en la ecuación (3) de la sección 4.2.1.2 *Modelo de Ciclo de Perforación*. Se considera que el  $t_{\text{conexión}}$ ,  $t_{\text{posicionamiento}}$ ,  $t_{\text{carga.diagrama}}$ ,  $t_{\text{camb.barreno}}$  y el  $t_{\text{desconexión}}$  son los mismos que los de la sección antes mencionada. De esta manera el tiempo de pérdidas operacionales se calcula de la siguiente forma<sup>14</sup>:

$$\begin{aligned}
 T_{\text{pérdida operacional}} = & \\
 & t_{\text{traslado}} + t_{\text{conexión}} + t_{\text{posicionamiento}} + t_{\text{carga.diagrama}} + t_{\text{espera.materiales}} + \\
 & \left( \frac{n^{\circ} \text{barrenos}}{n^{\circ} \text{brazos}} \right) * (t_{\text{camb.barreno}} + t_{\text{camb.inyección}} + t_{\text{camb.carrusel}}) + n^{\circ} \text{mallas} * \\
 & t_{\text{sujeción.malla}} + t_{\text{desconexión}}
 \end{aligned} \tag{26}$$

El tiempo de mantención ( $T_{\text{mantención}}$ ) se calcula a partir de la disponibilidad mecánica del *jumbo* emperador ( $disp_{\text{mec}}$ ) de la siguiente forma:

$$T_{\text{mantención}} = \frac{(1 - disp_{\text{mec}})}{(disp_{\text{mec}})} * (T_{\text{perforación}} + T_{\text{pernos}} + T_{\text{pérdida operacional}}) \tag{27}$$

Reemplazando (27) en (25) se obtiene finalmente que:

$$T_{\text{total}} = \frac{T_{\text{perforación}} + T_{\text{pernos}} + T_{\text{pérdida operacional}}}{disp_{\text{mec}}} \tag{28}$$

#### 4.2.5.3 Descripción de la Incertidumbre

Como se expuso en la sección 4.2.1.3 *Descripción de la Incertidumbre*, la mayoría de los tiempos de pérdidas operacionales asociados al proceso de fortificación son medidos, y su comportamiento es relativamente conocido (se conoce su variabilidad estocástica). En base a mediciones empíricas se establecerán distribuciones triangulares para todos ellos.

<sup>14</sup> El  $n^{\circ}$  de mallas es la cantidad de secciones de malla colocadas en un ciclo de fortificación.

El riesgo recae nuevamente sobre aquellos factores cuya variabilidad queda definida por el sesgo de expertos, y cuya mala estimación generaría un error sistemático en el cálculo de fechas de término de un proyecto. Los factores aludidos son la eficiencia con que se transfiere la energía cinética del martillo y la disponibilidad mecánica del empernador. Con la ayuda de expertos se establecerán distribuciones triangulares para estas dos variables, las cuales servirán para la generación de escenarios aleatorios (y factibles) de preparación.

En base a los datos medidos de empresas contratistas de la Mina El Teniente, se establecerá una distribución triangular para el tiempo de atraso producto de fallas en el abastecimiento interno de materiales y para el tiempo de colocación de la malla tejida.

#### ***4.2.6 Fortificación con Shotcrete***

##### ***4.2.6.1 Descripción General***

La fortificación con *shotcrete* u hormigón proyectado, es un método de contención pasiva ampliamente utilizado en minería subterránea. Consiste en la proyección a alta velocidad de hormigón sobre las cajas y techo de un túnel, logrando con ello evitar el desprendimiento de material suelto hacia el interior de éste. También sirve como complemento al sistema perno-malla, al actuar como arco de contención<sup>15</sup>, y como método de protección del macizo rocoso frente al deterioro que produce la exposición al aire, agua y humedad.

La proyección del hormigón se realiza utilizando un robot manejado generalmente de manera remota. Este robot puede utilizar un sistema de proyección por vía seca o por vía húmeda. En el sistema de proyección por vía seca los áridos y el cemento se mezclan previamente, mientras que el agua y el acelerante de fraguado se incorporan al final, en

---

<sup>15</sup> No aplica para bajos espesores.

el momento de la proyección. Por otra parte, en la proyección por vía húmeda, todos los componentes del hormigón (áridos, cemento, agua, plastificantes etc.) son mezclados y amasados previamente por un camión *mixer*, dejando únicamente la incorporación del acelerante para el momento de la proyección.



**Figura 7: Robot y Camión Mixer. Fuente: Codelco**

Para efectos del análisis del ciclo de fortificación con *shotcrete*, se considerará la utilización de un robot de proyección por vía húmeda, alimentado por un camión *mixer*.

#### ***4.2.6.2 Descripción del Ciclo de Fortificación con Shotcrete***

La fortificación con *shotcrete* se separa en las siguientes etapas:

1. Traslado de el equipo de proyección (robot) y del camión *mixer* hacia el frente
2. Posicionamiento del robot y del camión *mixer*
3. Conexión a servicios
4. Lavado de cajas y techo
5. Proyección de hormigón
6. Desconexión de servicios
7. Abandono de la frente

Para modelar la duración completa del proceso, se definen las siguientes variables principales:

$T_{total}$ : = *Tiempo total de la etapa de fortificación con shotcrete*

$T_{traslado}$ : = *Tiempo de traslado hacia frente del sistema robot – camión mixer*

$T_{demora}$ : = *Tiempo de demora en abastecimiento de hormigón*

$T_{pos}$ : = *Tiempo de posicionamiento de robot y camión mixer*

$T_{conexión}$ : = *Tiempo de conexión a servicios*

$T_{lavado}$ : = *Tiempo de lavado de cajas y techo*

$T_{proyección}$ : = *Tiempo de proyección de hormigón*

$T_{desconexión}$ : = *Tiempo de desconexión de servicios*

$T_{mantención}$ : = *Tiempo de mantención en la frente*

Donde:

$$T_{total} = T_{traslado} + T_{demora} + T_{pos} + T_{conexión} + T_{lavado} + T_{proyección} + T_{desconexión} + T_{mantención} \quad (29)$$

Para el cálculo del tiempo de traslado se considerará que el robot y el camión *mixer* son un sistema conjunto, que se desplaza a una velocidad media  $v_{robot}$ . Este tiempo comienza a correr desde el momento en que se termina de cargar el camión mixer con hormigón, es decir, luego de un tiempo equivalente a  $T_{demora}$ .

El tiempo de lavado ( $T_{lavado}$ ) considera el tiempo en que se prepara la superficie de adherencia, humedeciéndola y limpiándola con agua y aire comprimido. El tiempo de proyección ( $T_{proyección}$ ) es el tiempo en que efectivamente se está proyectando hormigón sobre las cajas y techo del túnel, y depende directamente del volumen de hormigón a proyectar ( $V_{hormigón}$ ) y del rendimiento de proyección del robot

( $R_{proyección}$ ). La cantidad de hormigón a proyectar (en  $m^3$ ) está en función del espesor de hormigón requerido ( $\delta_h$ ), del perímetro de la sección ( $P_{sección}$ ), del avance efectivo ( $l_{avance}$ ), y del porcentaje de rechazo o rebote ( $\%_{rechazo}$ ). La siguiente ecuación describe el tiempo de proyección en función de las variables mencionadas:

$$T_{proyección} = \frac{V_{hormigón} [m^3]}{R_{proyección} [m^3/h]} = \frac{[P_{sección} * l_{avance} * \delta_h * (1 + \%_{rechazo})]}{R_{proyección}} \quad (30)$$

El tiempo de mantención considera fallas en el sistema de bombeo de hormigón, obstrucciones en la manguera que transporta la mezcla y obstrucciones en los inyectores o en la boquilla, entre otras complicaciones. Se considera que todas las mantenciones, tanto preventivas como correctivas se realizan en el frente mismo y durante los instantes en que el equipo se encuentre inactivo. También se asume que no existen fallas que inhabiliten el funcionamiento del robot durante largos períodos de tiempo (eventos catastróficos de baja probabilidad y alto impacto). La razón tras este supuesto - que por lo pronto aplica a todas las actividades unitarias de avance- es que estos modelos pretenden describir un funcionamiento bajo un estado en régimen. La decisión de añadir los efectos de eventos catastróficos sobre los tiempos de funcionamiento dependerá de cada evaluador, pudiendo ser incorporados fácilmente mediante una modificación el modelo base propuesto.

El  $T_{mantención}$  dependerá entonces de la disponibilidad mecánica ( $disp_{mec}$ ) del sistema robot-camión *mixer* y de los tiempos antes descritos, resumiéndose su duración en la siguiente ecuación:

$$T_{mantención} = \frac{(1 - disp_{mec})}{(disp_{mec})} * (T_{traslado} + T_{demora} + T_{pos} + T_{conexión} + T_{lavado} + T_{proyección} + T_{desconexión}) \quad (31)$$

Reemplazando (31) en (29) se obtiene finalmente que:

$$T_{total} = \frac{T_{traslado} + T_{demora} + T_{pos} + T_{conexión} + T_{lavado} + T_{proyección} + T_{desconexión}}{disp_{mec}} \quad (32)$$

#### 4.2.6.3 Descripción de la Incertidumbre

Las pérdidas asociadas a tiempos de traslado, tiempos de conexión y desconexión de servicios y tiempos de posicionamiento generalmente son medidas y su comportamiento es relativamente conocido. Una buena aproximación hacia la descripción de su comportamiento es estableciendo distribuciones triangulares basándose en mediciones realizadas en operaciones con características similares al sistema en análisis.

Por otra parte, las demoras por problemas de abastecimiento de hormigón son muy frecuentes en este tipo de operaciones, sin embargo su comportamiento es muy específico a cada operación. Por esta razón, se utilizará el juicio de expertos para definir una distribución triangular para el tiempo de demora total.

Las incertidumbres asociadas al tiempo de proyección están relacionadas principalmente a tres factores: el avance efectivo, el rendimiento de proyección del robot, y el porcentaje de rechazo. El avance efectivo, al igual que en las secciones anteriores, será modelado de acuerdo a una distribución triangular y será el mismo para todas las etapas de un ciclo completo de avance.

Con respecto al rendimiento de proyección, asumir valores incorrectos para esta variable implicaría utilizar un error sistemático en la estimación de la fecha de término de la preparación, por ende, se utilizará la ayuda de expertos para establecer una distribución triangular para este rendimiento y definir escenarios buenos, malos y más probables.

El comportamiento del porcentaje de rechazo es difícilmente extrapolable a las condiciones particulares de cada obra, debido al hecho de que depende de muchos factores, dentro de los cuales se destacan (López Jimeno, 2011): relación agua/cemento, proporciones de la mezcla, tamaño del árido, experiencia del operador del robot, eficacia

de hidratación, presión del aire, diseño y tamaño de la boquilla, velocidad de proyección, y el ángulo y distancia de impacto. Al igual que para el rendimiento de producción, se recurrirá a la ayuda de expertos para definir una distribución triangular característica para el porcentaje de rechazo.

#### ***4.2.7 Pérdidas Asociadas a Actividades No Productivas***

##### ***4.2.7.1 Descripción General***

Dentro de las horas programadas de trabajo, existen tiempos muertos en los cuales no se realiza absolutamente ninguna actividad productiva ni de desarrollo. Dichos tiempos corresponden a los tiempos de entrada a la faena, de almuerzo o colación, y de salida. Para una operación minera, las magnitudes de los tiempos de pérdida no son despreciables, pudiendo en algunos casos totalizar hasta el 40% del tiempo total programado por turno.

A diferencia de los modelos de actividades unitarias previamente expuestos, el comportamiento de las pérdidas de horas programadas difiere mucho entre una operación minera y otra, y por ende, deben ser analizadas y cuantificadas caso a caso. A continuación se hará una breve explicación de las variables y fuentes de incertidumbre básicas que determinan estos tiempos. Se asumirán turnos de 12 horas no traslapados, y que las horas programadas de trabajo son iguales al tiempo calendario, es decir, que la mina funciona 24 horas al día, los 365 días del año.

##### ***4.2.7.2 Descripción de las Pérdidas y de la Incertidumbre Asociada***

El tiempo de entrada a la faena considera desde que los trabajadores ingresan a las casas de cambio, hasta que arriban al frente de trabajo. Las actividades que componen este proceso son las siguientes:

1. Cambio de ropa y preparación de EPP's
2. Charla de seguridad
3. Instrucciones del supervisor
4. Traslado hacia el frente de trabajo

Si se define una variable de tiempo para cada uno de los cuatro puntos anteriores, el tiempo total de entrada quedará descrito por la siguiente ecuación:

$$T_{entrada} = T_{cambio\_ropa} + T_{charla} + T_{instrucciones} + T_{traslado} \quad (33)$$

Comparativamente, el tiempo de traslado generalmente es el mayor y el que presenta más variabilidad, no sólo porque las distancias entre las casas de cambio y la faena son extensas, sino también porque se presentan problemas tales como retrasos para acceder por mala ventilación, ausencia de camionetas para trasladar a los operarios desde los barrios cívicos hasta sus equipos, retrasos en la conformación de cuadrillas, entre otros.

El tiempo durante el cual se está efectivamente almorzando es, por lo general, poco variable, pero los retrasos posteriores al almuerzo son muy comunes. Por ejemplo, es frecuente que las operaciones realicen voladuras durante el período de colación, y que, por lo tanto, existan retrasos derivados de una mala ventilación. También existen retrasos por ausencia de camionetas para trasladar al personal, porque hay operadores sin tareas asignadas, o porque se realizan inspecciones técnicas post voladura.

En cuanto al tiempo de salida, se asume que éste concluye en el momento en que se cumplen las 12 horas de turno, y que por ende, cualquier pérdida afectará las horas de trabajo de ese turno en particular, y no del siguiente. Por lo general estos tiempos son poco variables, aunque sí es factible que la salida se anticipe o retrase ligeramente.

Se utilizará el juicio de expertos para definir distribuciones triangulares para los tiempos de entrada, almuerzo y salida. Se asumirá también que los tiempos de pérdidas son variables aleatorias i.i.d.

## **5. MODELO DE SIMULACIÓN**

### **5.1 Actividades Involucradas en la Preparación del Nivel de Producción**

La preparación del nivel de producción de un macro bloque tipo se separa básicamente en dos etapas. La primera consiste en el desarrollo de túneles horizontales (galerías calle, galerías zanja, cabeceras y estocadas)<sup>16</sup> y la segunda en la construcción de obras civiles que generalmente no involucran excavaciones. Las obras posteriores a las de excavación en el nivel de producción son típicamente las siguientes (en orden de ejecución):

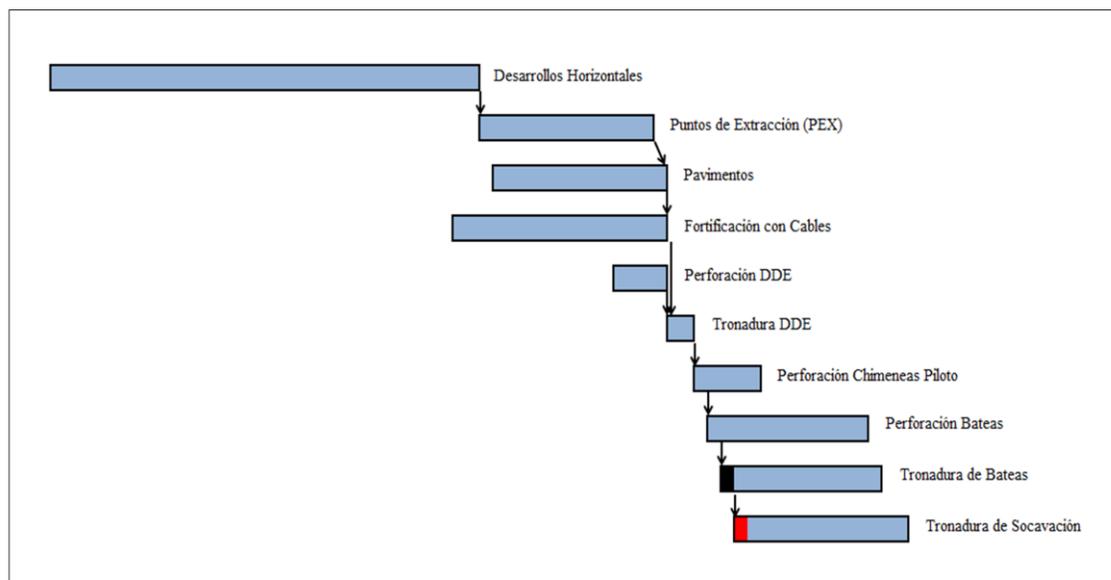
1. Construcción de puntos de extracción
2. Pavimentación
3. Fortificación con cables
4. Pre acondicionamiento mediante debilitamiento dinámico con explosivos (DDE)
5. Preparación de bateas.

La Figura 8 refleja la secuencia lógica descrita anteriormente.<sup>17</sup> El largo de las barras representa la duración relativa de las actividades y las flechas indican las relaciones de precedencia.

---

<sup>16</sup> La construcción de los puntos de vaciado se realiza durante el desarrollo de túneles horizontales, sin embargo, no constituye una actividad crítica.

<sup>17</sup> La tronadura de socavación no se realiza en el nivel de producción, sino que corresponde a una actividad del nivel de hundimiento. La razón por la cual se muestra en el diagrama se debe a que su inicio ocurre poco después del inicio de la perforación de bateas, y porque define el hito de inicio de la producción.



**Figura 8: Secuencia lógica de actividades de preparación en el nivel de producción. Fuente: elaboración propia**

Se puede apreciar que las obras civiles que no involucran excavaciones no comienzan hasta que se concluyen las obras horizontales. La razón tras esta estrategia constructiva es evitar que se produzcan interferencias producto de la realización conjunta de ambas partes, para así lograr rendimientos de avance significativamente mayores<sup>18</sup>.

En la siguiente sección se especificarán cuáles de las actividades mostradas en la Figura 8: Secuencia lógica de actividades de preparación en el nivel de producción fueron consideradas en la elaboración del modelo de simulación y las razones que justifican esta decisión.

## 5.2 Alcances del Modelo de Simulación

<sup>18</sup> Los planes de construcción de proyectos de esta índole consideran un traslape (entre desarrollos horizontales y actividades posteriores) mucho mayor al expuesto en la Figura 86. Quien hace la programación de obras generalmente intenta optimizar el programa constructivo intercalando estos dos tipos de actividades, sin embargo, los rendimientos logrados si se intercalan son menores. Lo que generalmente se hace es planificar la construcción de ambas partes por separado a un nivel estratégico y optimizar mediante traslapes a un nivel operacional (sólo si no se perjudican las operaciones críticas del momento).

Esta investigación se focalizó únicamente en el desarrollo de túneles horizontales en el nivel de producción de un macro bloque tipo, por ende, la modelación comprendió todos los procesos e interacciones que suceden en la construcción de calles, zanjas, cabeceras y estocadas. Más específicamente, se consideraron en el modelo de simulación los siguientes aspectos:

**1. Duración de las actividades unitarias involucradas en un ciclo de avance:** Como se expuso en la sección anterior, las actividades involucradas en un ciclo de avance en el nivel de producción de una mina que realiza una explotación por *block* o *pannel caving* son:

- a) Perforación
- b) Carguío de tiros
- c) Voladura y ventilación
- d) Pre acuñadura
- e) Carguío y transporte de marinas
- f) Acuñadura
- g) Fortificación con perno y malla
- h) Fortificación con *shotcrete*

Cada vez que se ejecuta una de estas actividades, se utiliza el modelo cuantitativo correspondiente para generar una instancia aleatoria que simula su duración.

**2. Interacciones de los equipos y cuadrillas en un entorno físico y temporal definido:** Durante la preparación se llevan a cabo muchas actividades distintas en locaciones diversas, por lo tanto, fue necesario coordinar el funcionamiento e interacción de los equipos y cuadrillas de manera armónica, respetando siempre las limitaciones de un espacio físico y temporal definido.

**3. Competencia por recursos:** Muchas veces un mismo equipo o cuadrilla es requerido por frentes distintos, por ende, fue necesario realizar un algoritmo que otorgase prioridad a cada frente disponible y que discriminase qué hacer cuando los recursos se hacían escasos.

#### **4. Pérdidas operacionales producto de eventos ajenos a las actividades de avance:**

El espacio temporal diseñado para realizar labores de preparación se ve afectado por la combinación de eventos de riesgo que reducen el tiempo efectivo de trabajo. Para lidiar con estos problemas se utilizaron los modelos cuantitativos de riesgo asociados a pérdidas operacionales descritos en la sección anterior para generar instancias aleatorias que definían el tiempo efectivo disponible para trabajar en cada turno.

La razón por la cual no se incluyó en la simulación la construcción de las obras civiles posteriores (puntos de extracción, pavimentos, etc.) se debe al hecho de que este tipo de obras (y el orden en que éstas se realizan) son muy específicas a cada operación minera, por ende, cualquier análisis u optimización que se realizase serviría únicamente para el diseño investigado<sup>19</sup>. Una simulación orientada únicamente al desarrollo de túneles permite una universalidad en la aplicabilidad del modelo, pues no sólo sirve como una herramienta a nivel pre productivo, sino también sirve para planificar y optimizar labores durante toda la vida productiva de la mina, sin importar el método de explotación ni el diseño escogido.

Para efectos de análisis del caso de estudio, se correrá el programa y se obtendrá una distribución para la fecha de término de las labores horizontales, la cual será sumada con la duración total de las actividades posteriores (calculada utilizando los rendimientos estimados por operación en cuestión) para después obtener una distribución de la fecha de inicio de producción.

### **5.3 Descripción y Supuestos del Modelo**

La preparación del macro bloque tipo se estudiará mediante la elaboración de un modelo de simulación discreto, en el cual el tiempo se va actualizando conforme van

---

<sup>19</sup> El pre acondicionamiento mediante fracturación hidráulica y debilitamiento dinámico con explosivos es una práctica relativamente nueva en la industria minera. Su aplicación no es común a todas las operaciones de *block caving*, ya que sólo se utiliza cuando el macizo rocoso posee niveles de competencia altos.

aconteciendo eventos cuyas ocurrencias se producen en instantes perfectamente definidos. Las variables que definen el estado físico y lógico del sistema sólo cambian cuando un evento acontece, es decir, nunca ocurren cambios durante el intervalo entre dos eventos consecutivos. La ejecución de un evento no sólo cambia parcialmente las variables de estado del sistema, sino también genera nuevos eventos futuros, los cuales son almacenados en un arreglo hasta el instante de su ocurrencia.

El modelo fue programado utilizando el software Matlab ® (Licencia Estudiantil) y permite al usuario definir cuántos equipos y cuadrillas desea emplear, qué secuencia de excavación se desea seguir y bajo qué escenario se desea realizar la preparación. Dichos escenarios se generan modificando variables de entrada claves, tales como la disponibilidad de equipos, rendimientos esperados, horas disponibles por turno, entre otros. Una vez terminada la corrida de simulación, se generan una serie de estadísticas e indicadores de *performance* que permiten al usuario cuantificar los riesgos asociados a las fuentes de incertidumbre técnicas y, a su vez, mitigar las mismas mediante una optimización de las variables de entrada. A continuación se describen los elementos que componen este modelo de simulación.

### ***5.3.1 Elementos del Modelo de Simulación***

#### **1. Espacio Físico**

A diferencia de lo que ocurre en una operación en superficie, donde el espacio de trabajo ya existe y los equipos se pueden mover libremente, el espacio físico donde acontece la preparación del nivel de producción es variable, pues se va generando conforme se avanza en los túneles. Para poder generar el emplazamiento de la preparación se realizó lo siguiente:

- I. Discretización en puntos el *footprint* del nivel de producción del macro bloque en estudio utilizando el software Autocad ® (Licencia Estudiantil).

- II. Se exportan los puntos a Excel ® y luego se organizan según el desarrollo al cual correspondan.
- III. Importar puntos desde Excel ® a Matlab ® .

Para poder coordinar la interacción entre equipos y cuadrillas en un entorno restringido, con rutas de desplazamiento variables a lo largo del tiempo, se estableció que cada punto debía tener una posición (x,y) y un estado, que indicase si fue "preparado" o no. Para calcular con mayor facilidad las rutas de desplazamiento de los equipos, se definieron nodos en todas las intersecciones entre los desarrollos. Al igual que los puntos, cada nodo posee una ubicación (x,y) y un estado.

## 2. Equipos y Cuadrillas

Se crearon seis clases:

- I. Jumbo
- II. Cuadrilla de Preparación para Voladura
- III. Acuñador
- IV. LHD
- V. Empernador
- VI. Equipo de *Shotcrete*.

Como se expuso en las secciones anteriores, el jumbo (o perforadora) realiza la perforación de los tiros en la frente, la cuadrilla de preparación para voladura realiza el carguío con explosivos, el acuñador (o martillo escariador) sana la frente tronada, el LHD realiza el movimiento de marinas hacia la estocada de maniobra (o remanejo), el empernador realiza la fortificación con perno/malla y el equipo de *shotcrete* proyecta hormigón sobre el techo y los costados de la frente ( en caso de ser necesario).

Cada clase posee propiedades que son comunes a todos sus objetos "hijo" y cada objeto, por su parte, tiene sus propias variables de estado. Por ejemplo, la clase "Jumbo" tiene una propiedad llamada "velocidad", que corresponde a la velocidad media de desplazamiento de un jumbo en condiciones normales, sin embargo, cada objeto de la

clase "Jumbo" tiene su propio registro de horas operativas y su propia variable de estado que indica si se encuentra operativo o no.

La cantidad de objetos a crear de cada clase es definida por el usuario al momento de ingresar los datos de entrada del programa. Mientras más recursos se utilicen, menor será el tiempo total de preparación del macro bloque en cuestión.

### **3. Variables de Estado**

Las variables de estado indican la condición del sistema en un instante determinado y permiten al programa principal tomar decisiones respecto de cómo y dónde asignar los recursos. Existen tres categorías de elementos que poseen variables de estado en este programa: los puntos y nodos del plano, los tramos asociados a cada túnel y los equipos y cuadrillas.

Los puntos y nodos, aparte de tener una posición (x,y), tienen una variable de estado que indica si han sido excavados o no. Esto permite a los equipos y cuadrillas calcular sus rutas de desplazamiento factibles en tiempo real.

También se creó una matriz que almacena la distancia restante de los tramos asociados a cada túnel, y otra que almacena la disponibilidad de cada uno (si existen en ese instante trabajos realizándose en ese tramo o no). Esto permite al programa saber la "criticidad" de los tramos "disponibles", para así discriminar hacia dónde dirigir los recursos (jumbo, LHD, etc.)

Finalmente, los equipos y cuadrillas tienen variables de estado que indican sus horas operativas totales y su estado operativo actual (activo o inactivo). Saber las horas operativas no sólo permite calcular el porcentaje de utilización (uso de la disponibilidad) - indicador de *performance* clave en la gestión de equipos - sino también permite planificar mantenciones rutinarias y predecir fallas mayores asociadas a desgaste. Por otra parte, el contar en tiempo real con la información de estado de cada equipo, permite

al programa saber qué unidades se encuentran disponibles para operar al momento de ser solicitados por una frente.

#### **4. Reloj y Espacio Temporal**

Se creó un reloj que lleva cuenta del tiempo real "t" en que se encuentra la simulación, y que se actualiza cada vez que ocurre un evento. Paralelamente se estableció un sistema de turnos de 12 horas, que define el espacio temporal en el cual se pueden llevar a cabo las labores. Un turno se separa en 5 períodos: entrada a la faena, primera tanda operativa, almuerzo, segunda tanda operativa, y salida. La entrada a faena, el almuerzo y la salida son pérdidas operativas, por ende, todas las labores de excavación y construcción deben llevarse a cabo durante las dos tandas de operación efectiva. Como se explicó en secciones anteriores, los tiempos de pérdida son variables, por tanto las horas disponibles para trabajar varían de turno en turno.

Se asume que las voladuras se realizan durante la hora de almuerzo y durante los cambios de turno, por esa razón no se consideran como una actividad unitaria.

#### **5. Conjunto de Eventos Posibles**

Durante la simulación acontecen 7 eventos posibles, que corresponden al término de las actividades unitarias involucradas en un ciclo de avance:

- I. Término de Perforación
- II. Término de Preparación para Voladura
- III. Término de Pre Acuñaadura
- IV. Término de Carguío de Marinas
- V. Término de Acuñaadura
- VI. Término de Fortificación con Pernos y Malla
- VII. Término de Fortificación con *Shotcrete*.

Los eventos ocurren uno a la vez (nunca de manera simultánea), en locaciones definidas del plano<sup>20</sup>, y el orden en que acontecen depende lógicamente del instante en la escala de tiempo para el cual fue calculado su término.

El término de la preparación para voladura, al igual que todos los términos de las demás actividades, ocurre durante la primera o segunda tanda de un turno. Sin embargo, la actividad que lo sucede (Pre Acuñaadura), no puede comenzar hasta que se haya tronado y ventilado dicho frente. Por ende, para efectos de simplificación, cada vez que se calcula el tiempo de término de la preparación para voladura, se registra como "término" al tiempo de inicio de la tanda que sucede a la tanda en la que efectivamente se concluyó la actividad.

El último evento de la preparación corresponderá al término de las etapas 6 o 7 mencionadas anteriormente, y definirá el hito constructivo a partir del cual se calculará la duración completa hasta el inicio de la producción.

## **6. Subrutinas asociadas a Eventos**

El término de una actividad (o evento) implica realizar dos grandes tareas:

1. **Asignar el recurso que acaba de terminar a un nuevo frente:** Dentro de los frentes disponibles que requieran del recurso (o "en espera"), se busca al que tenga la mayor prioridad y la mayor distancia restante por desarrollar. En caso de que el frente exista, se mantiene invariante el estado "activo" del equipo o cuadrilla, se invoca a una subrutina que calcula el tiempo de término de la actividad en el nuevo frente, y se almacena dicho tiempo en el arreglo de eventos futuros. En caso que no hayan frentes disponibles, se cambia el estado del recurso a "inactivo", y se manda a reserva, a la espera de que otro evento lo solicite.

---

<sup>20</sup> La locación tiene 3 componentes: i) Identificación de desarrollo, ii) Identificación del tramo del desarrollo y ii) Punto específico (x,y) de locación.

## 2. Solicitar recurso para que realice la siguiente actividad unitaria en el frente:

Se busca al recurso "inactivo" que realice la actividad posterior a la recién terminada. Si efectivamente existe un recurso inactivo, se le asigna el frente en cuestión, se actualiza su estado a "activo", se invoca a la subrutina que calcula el tiempo de término de la actividad y se registra este tiempo en el arreglo de eventos futuros. En caso de que no existan recursos inactivos, se agrega el frente a un arreglo de frentes en espera para ese recurso en particular.

Cuando ocurre el término del ciclo de avance de un frente se calcula la distancia efectivamente avanzada y se actualizan los avances realizados en el túnel en las variables de estado y matrices que correspondan.

## 7. Arreglo de Frentes Activos

Cada vez que un *jumbo* es asignado a un punto específico del plano para realizar labores de perforación, se genera un nuevo "frente activo". Se definió como "frente activo" a todos aquellos frentes que ya han comenzado a ser desarrollados y sobre los cuales aún no se han completado todas las actividades unitarias de avance. La información respectiva a cada frente es almacenada en un "arreglo de frentes activos". Cada frente activo tiene una ubicación ( x, y, n° desarrollo, n° tramo), un historial de los equipos y cuadrillas específicos que realizaron labores allí, y los tiempos de término de las actividades unitarias ejecutadas y en ejecución. De esta forma cada vez que se inicia una actividad en un frente, el tiempo de término<sup>21</sup> de dicha actividad será almacenado en la fila correspondiente al frente activo, y en la columna correspondiente al término de esa actividad. En otras palabras, el arreglo de frentes activos es el que almacena los eventos

---

<sup>21</sup> La duración efectiva de la actividad se calcula utilizando el modelo cuantitativo de la actividad unitaria correspondiente. Luego se van utilizando las horas disponibles de los turnos para ir "consumiendo" la actividad hasta que ésta concluya. El instante en que la actividad se consume por completo corresponde al "tiempo de término".

ya acontecidos y por acontecer. Los frentes ya terminados son eliminados de dicho arreglo.

## **8. Programa Principal**

Básicamente la función del programa principal es determinar el evento a ocurrir, mediante un procesamiento de la información presente en el arreglo de frentes activos, y transferir el control a la subrutina del evento correspondiente. El programa dejará de realizar estas iteraciones sólo cuando ya no existan frentes disponibles por desarrollar, es decir, en el momento en que el último elemento del arreglo de frentes activos sea eliminado.

## **9. Subrutina de Inicialización de Variables**

Previo a comenzar las iteraciones del punto 8 se deben ingresar e inicializar una serie de datos y variables. Primero el usuario debe ingresar los datos de entrada, que son el número de preparaciones que se desea realizar y la cantidad de equipos y cuadrillas que se desean emplear. En segundo lugar se generan las variables aleatorias que definirán el escenario bajo el cual se realizará la preparación (disponibilidades de equipos, velocidades de desplazamiento, etc.). Luego se crean las matrices que almacenan los datos correspondientes a los túneles a preparar, y se inicializan las variables que almacenan el *performance* en tiempo real de la preparación. Finalmente, se crean los objetos de cada clase, se crean los arreglos que almacenarán la información de los frentes activos y en espera, y se inicializa el tiempo en 0.

## **10. Indicadores de *Performance* y Estadísticas de Interés**

Los indicadores de *performance* se almacenan tras cada preparación e indican estadísticas respecto a aspectos necesarios para la gestión efectiva de los riesgos. Más

específicamente se calculan tasas de preparación por desarrollo, porcentajes de utilización de los equipos y la duración global de cada preparación. El programa también permite identificar la dispersión global de los tiempos de preparación producto de la variabilidad de las actividades unitarias y de las fuentes de incertidumbre que afectan las horas operacionales efectivas totales.

### **5.3.2 *Flowchart del Programa***

A continuación se presenta el *flowchart*, o diagrama lógico, del programa. En la Figura 9 se puede apreciar la secuencia de funcionamiento del programa principal, instancia desde la cual se definen los datos de entrada, se inicializan las variables, se generan los turnos, los escenarios aleatorios, y posteriormente se invoca a las diferentes subrutinas de preparación (eventos) que actualizan las variables de estado (Figura 10: Subrutina asociada al término de la perforación). Cada iteración generará un escenario bajo el cual se preparará el macro bloque, y cada preparación concluirá en el momento en que hayan desarrollado la totalidad de los túneles, es decir, cuando la cantidad de "frentes activos" sea igual a cero.

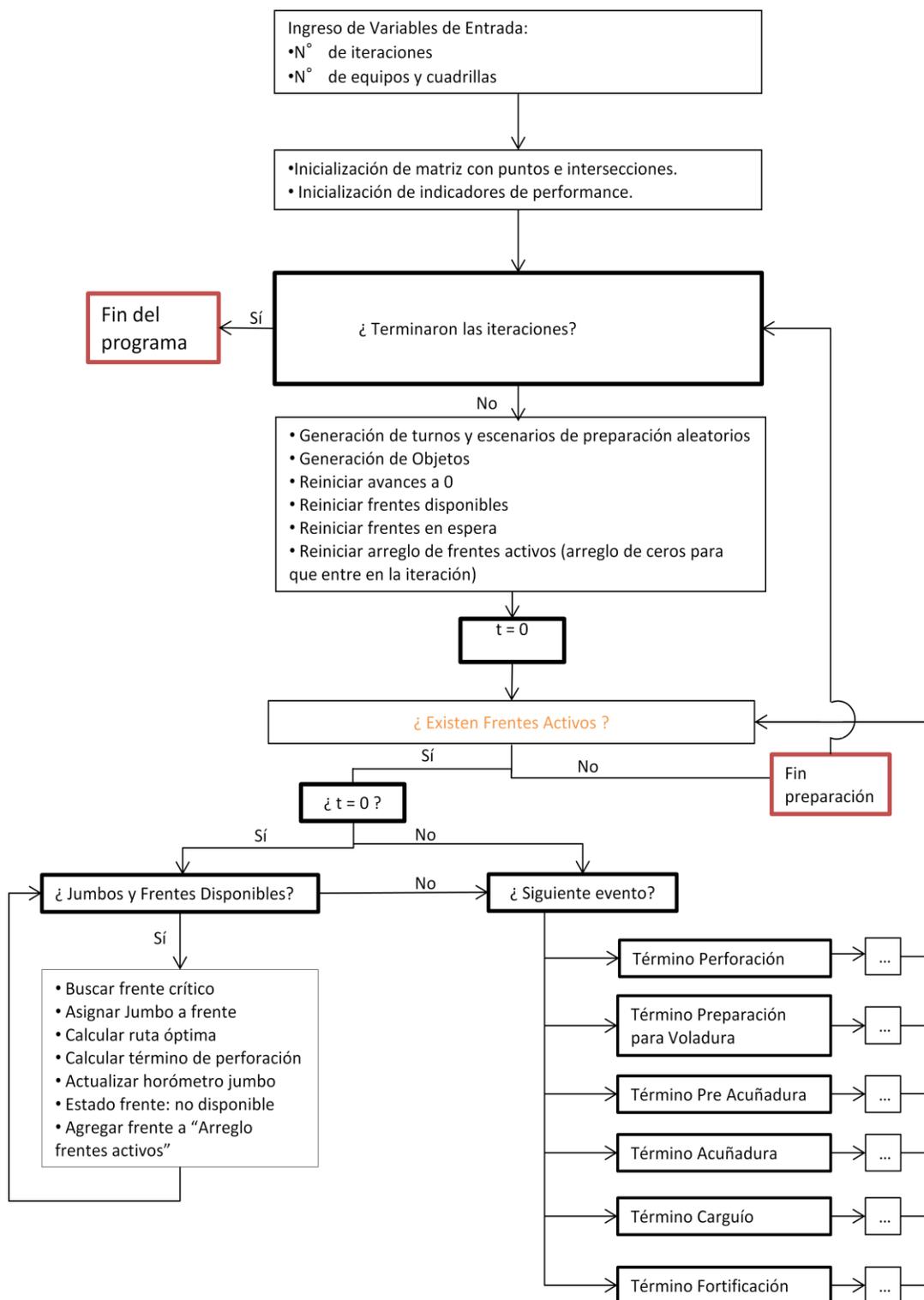


Figura 9: Flowchart del Programa Principal

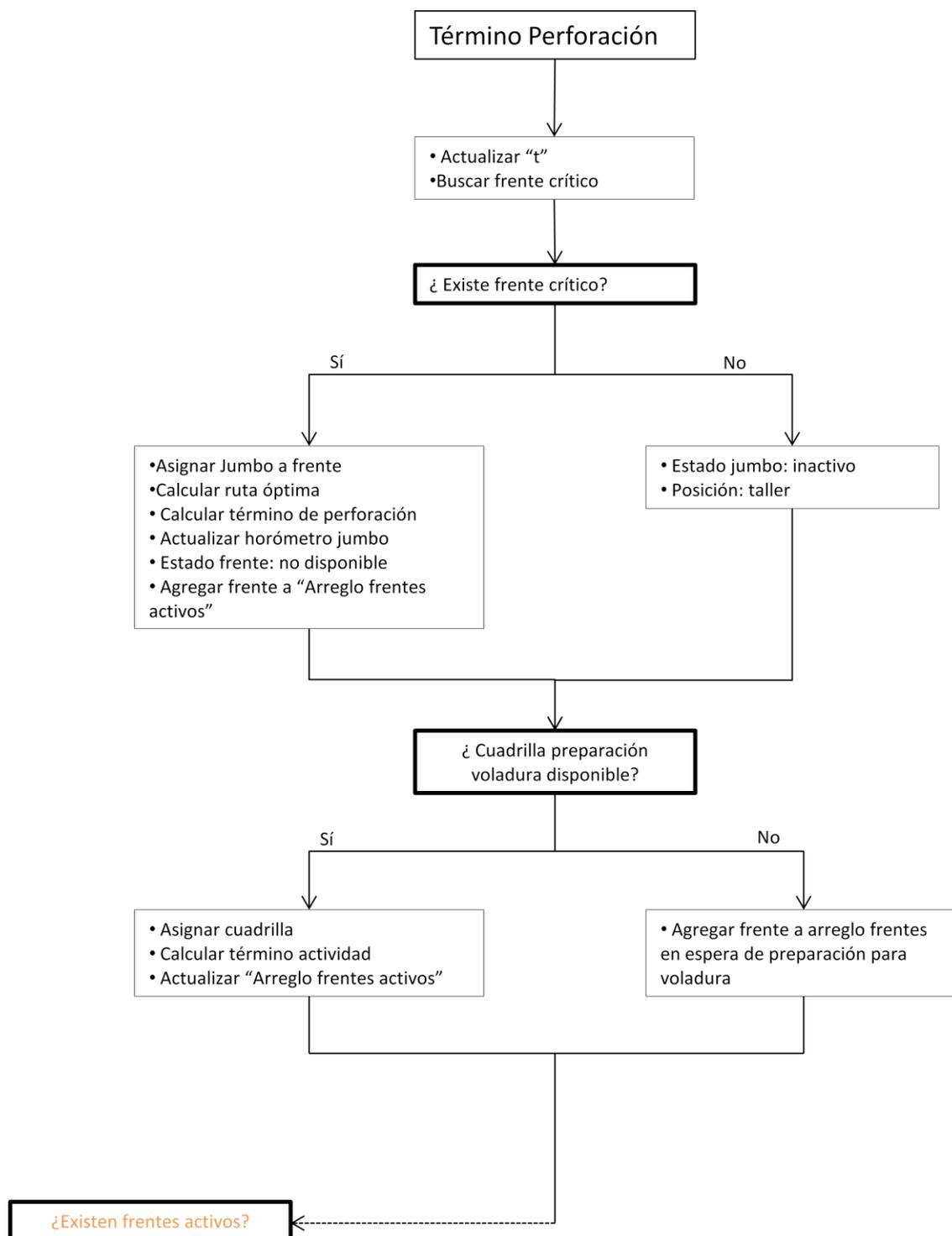


Figura 10: Subrutina asociada al término de la perforación

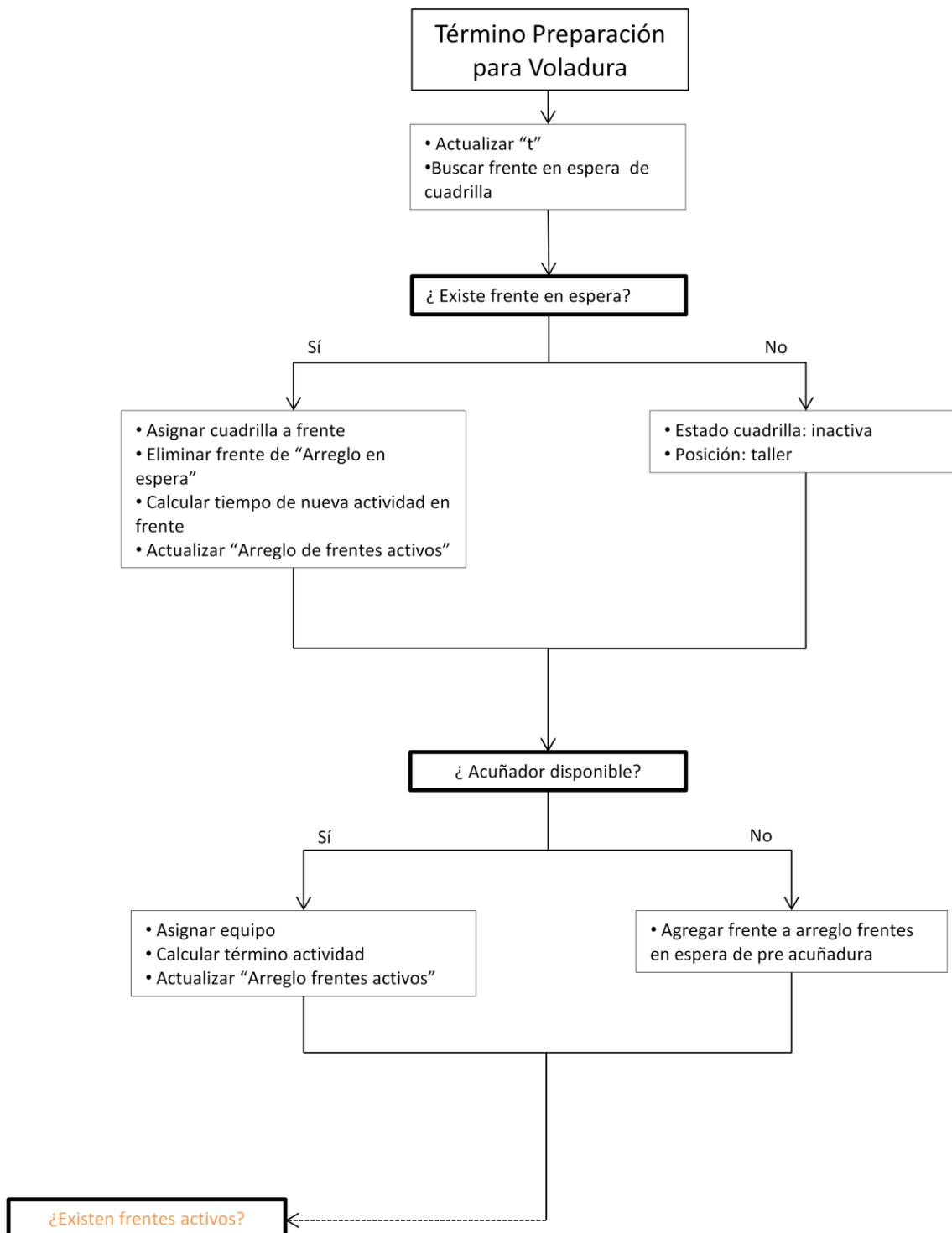


Figura 11: Subrutina asociada al término del carguío con explosivos

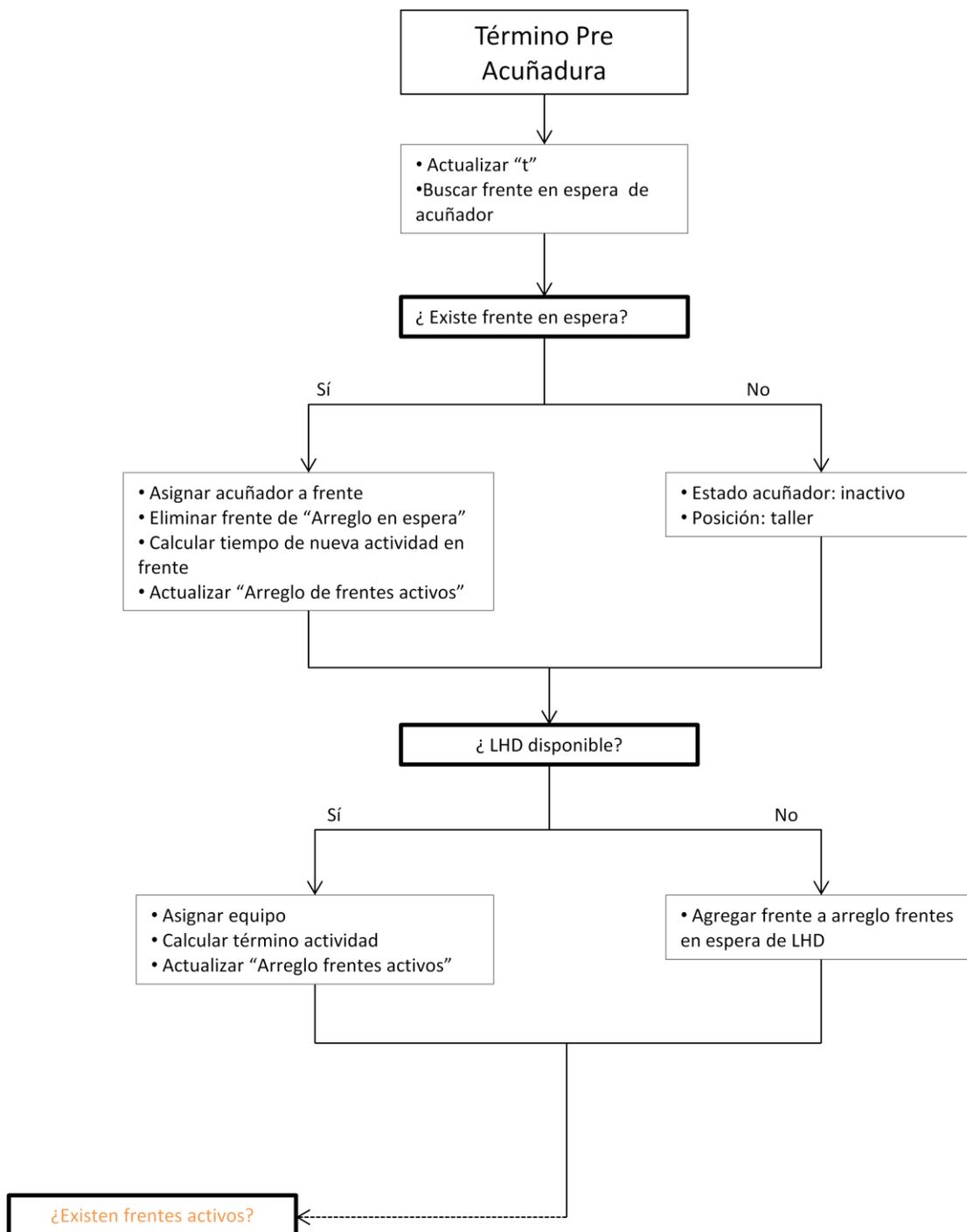


Figura 12: Subrutina asociada al término de la pre acuñadura

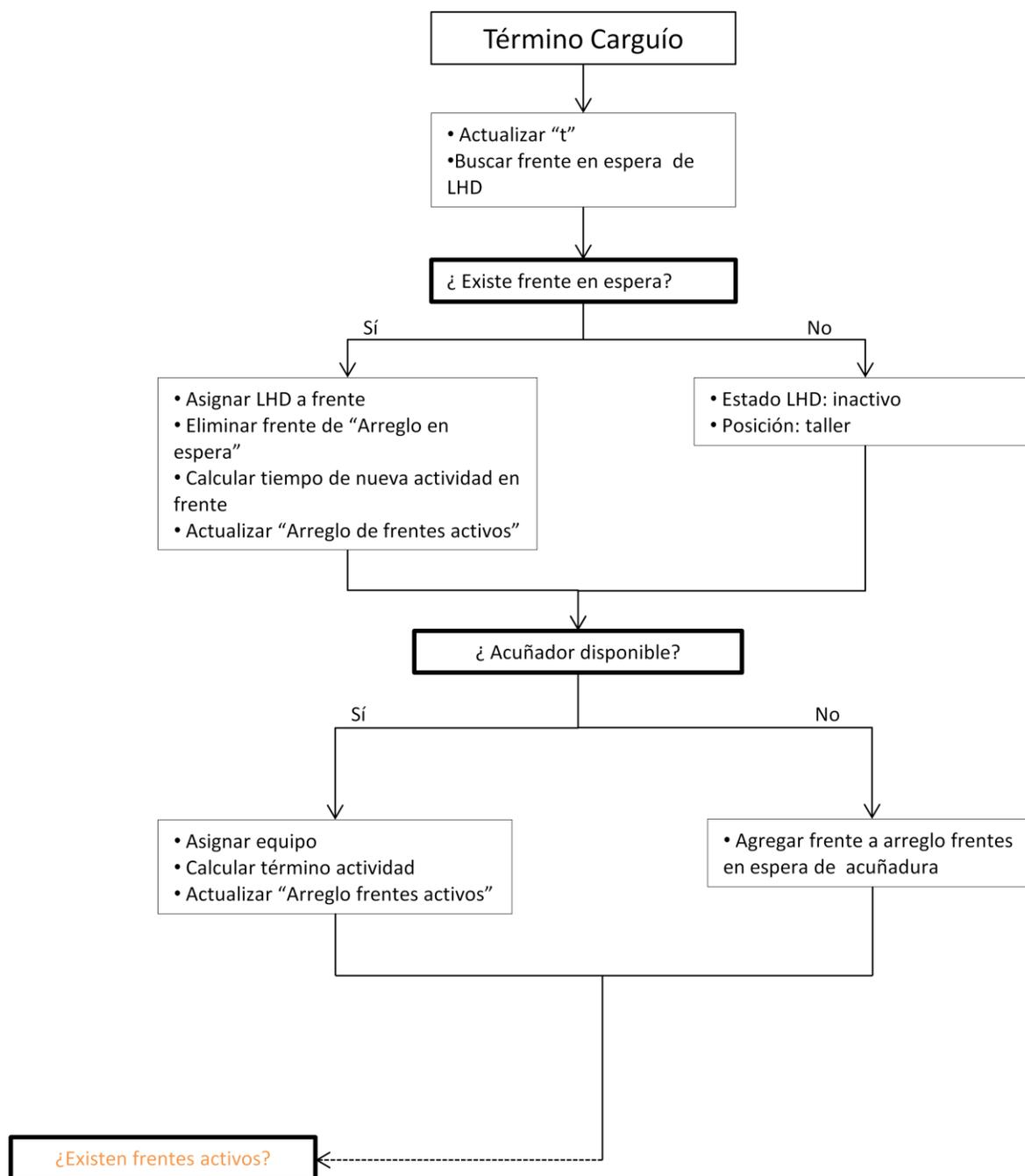


Figura 13: Subrutina asociada al término del carguío y transporte de marina

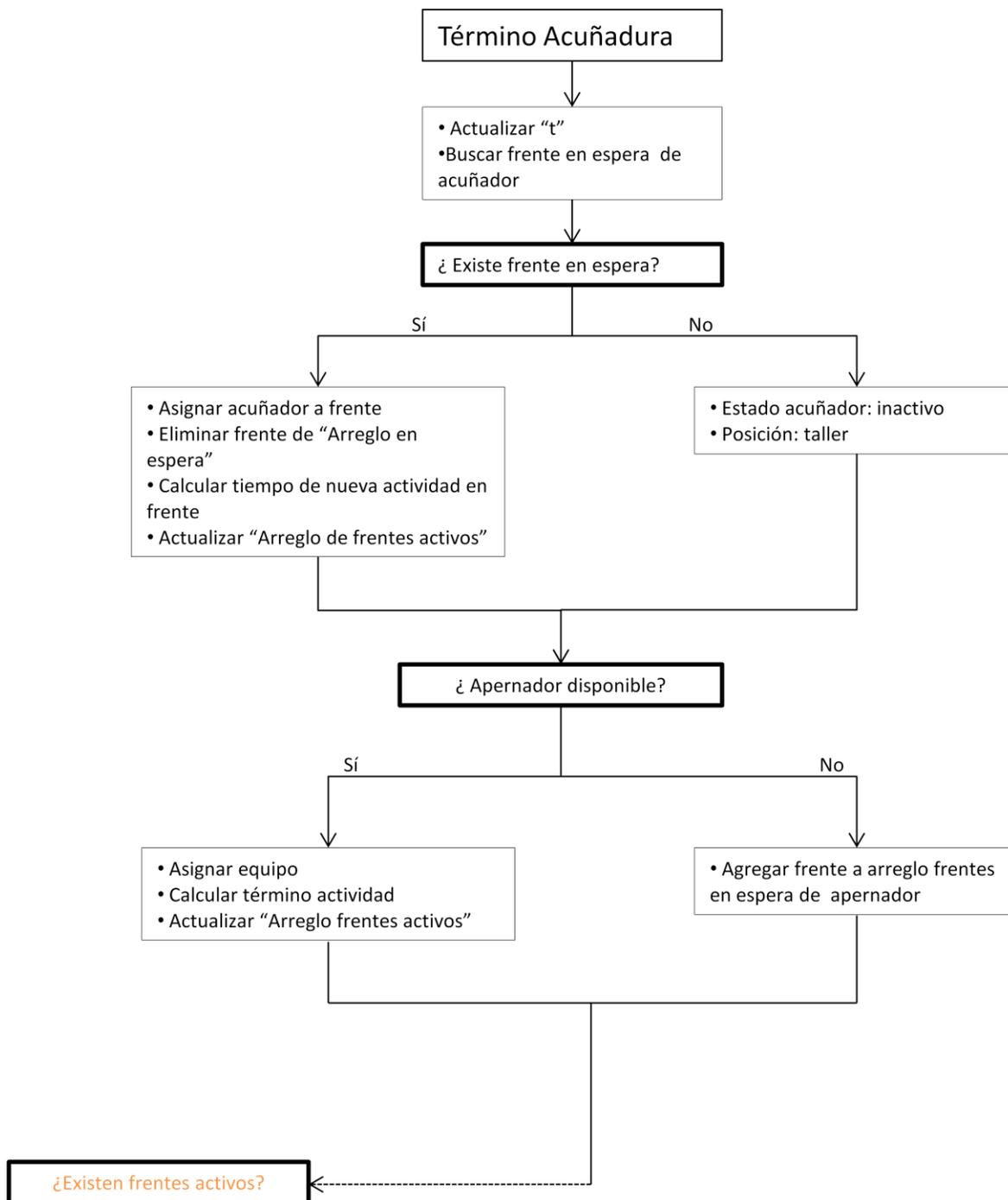


Figura 14: Subrutina asociada al término de la acuñadura

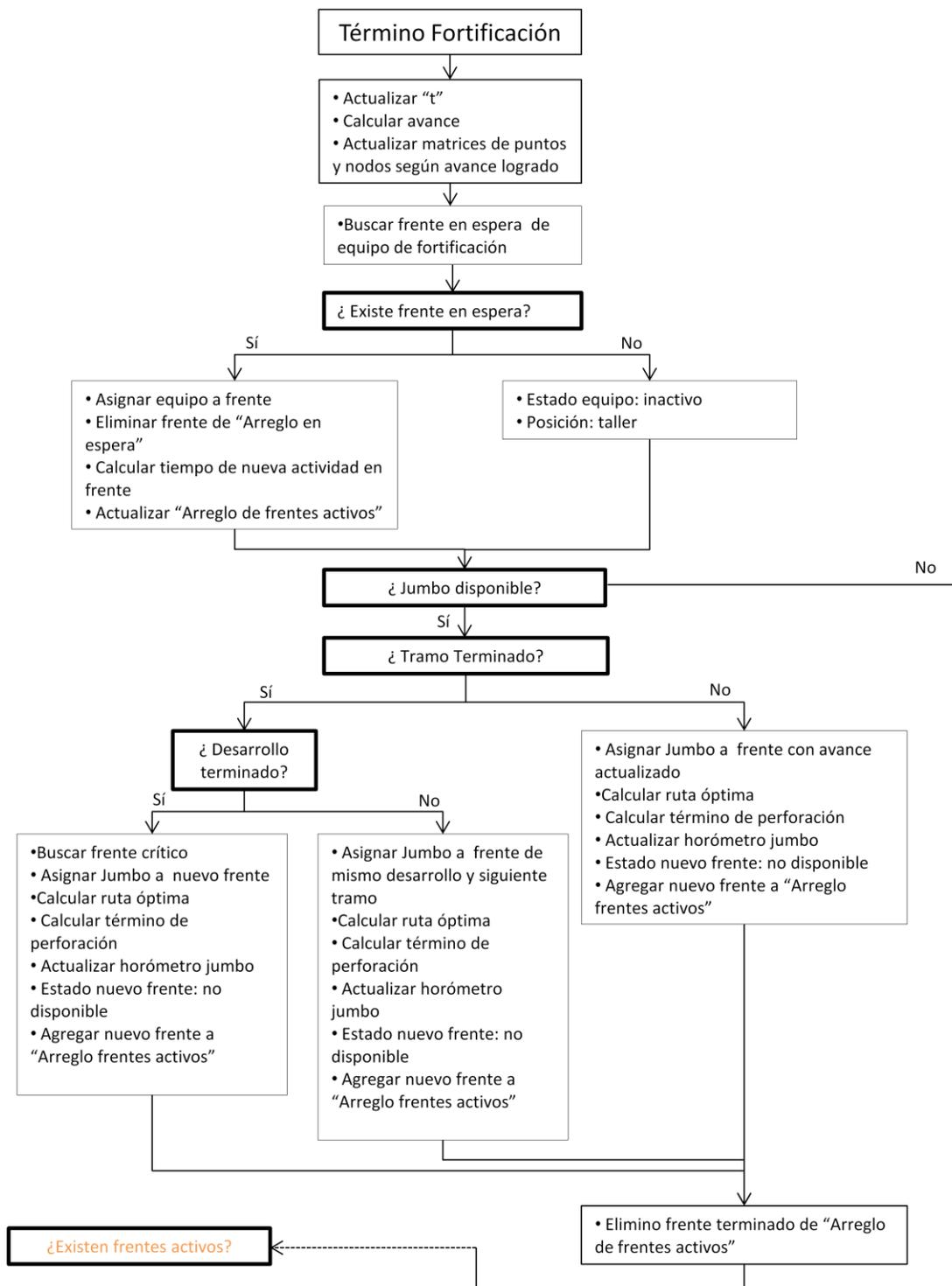


Figura 15: Subrutina asociada al término de la fortificación

## 6. CASO DE ESTUDIO- PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA

La presente investigación utilizará como caso de estudio al Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea, uno de los proyectos estructurales más importantes dentro del plan de inversiones de Codelco. Los antecedentes correspondientes a este proyecto fueron facilitados por Codelco bajo el marco del "Acuerdo de Investigación Colaborativa sobre Gestión del Riesgo en Procesos de Inversión en Minería".

### 6.1 Contextualización

La mina Chuquicamata es una mina de cobre, molibdeno y subproductos ubicada en la Región de Antofagasta, a 15 km al norte de la ciudad de Calama, Chile.

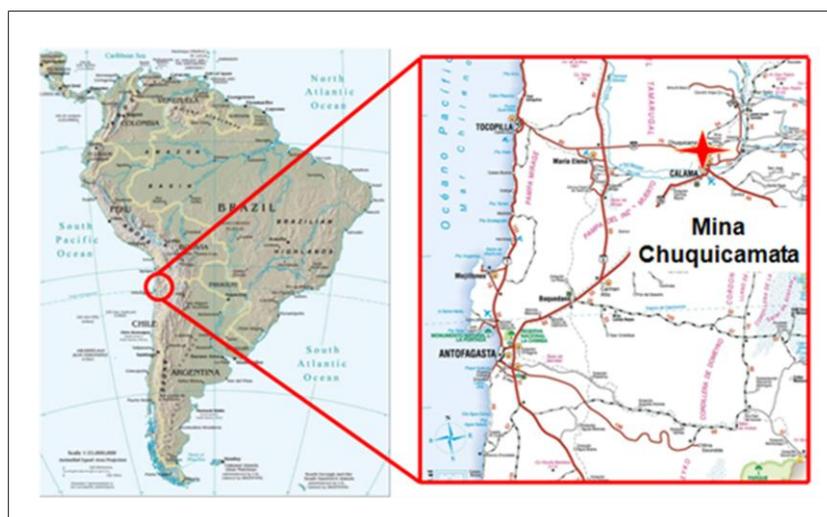


Figura 16: Ubicación Mina Chuquicamata (Fuente: Codelco)

Actualmente la extracción del mineral se realiza mediante una explotación a cielo abierto, sin embargo, debido al aumento de los costos de transporte y de la creciente relación estéril/mineral, dejará de ser rentable dentro de los próximos 7 años.

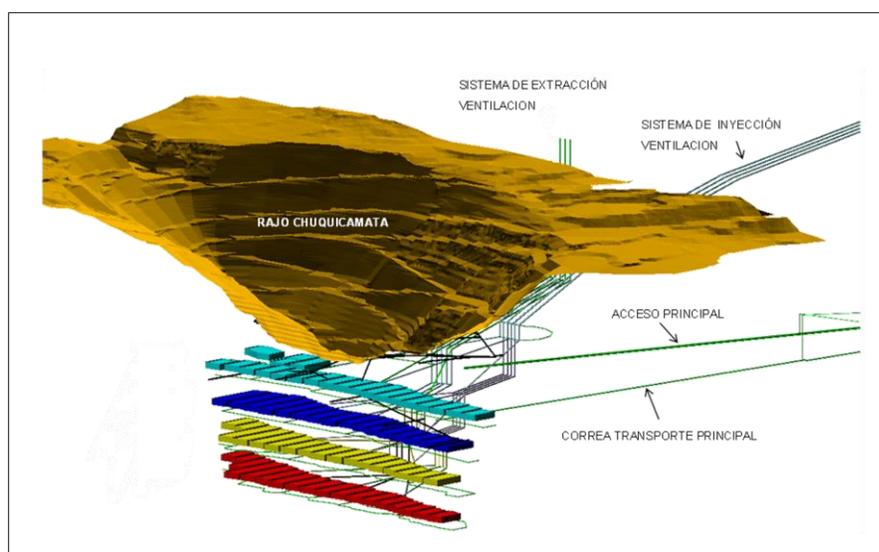
El Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS) contempla la explotación subterránea de la extensión en profundidad del cuerpo mineralizado bajo el actual rajo. Las reservas de este proyecto ascienden a 1.700 millones de toneladas, poseen una ley media de 0,7% de cobre y 499 ppm de molibdeno, y pretenden ser explotadas a partir del año 2019 durante un período estimado de 45 años.

El método de explotación seleccionado es el de *Block Caving*, método de explotación masivo en el cual uno o varios bloques de mineral de grandes dimensiones son socavados mediante cortes basales, provocando la fracturación del macizo rocoso y su consecuente hundimiento. Con el fin de lograr mayores rendimientos de preparación, disminuir las interferencias y aumentar la flexibilidad e independencia durante el proceso productivo, se optó por utilizar macro bloques como unidades básicas de explotación (ver la sección 4.1 Contextualización y Alcances de la Modelación).

El PMCHS contempla la explotación secuencial de 4 niveles, correspondientes a las cotas 1841 m, 1625 m, 1409 m y 1193 m (nivel 1, 2, 3 y 4, respectivamente). Cada nivel de explotación posee aproximadamente 20 macro bloques con áreas basales que oscilan en torno a los 30.000 m<sup>2</sup>.

El acceso principal a la mina subterránea será desde la superficie, a unos 7.500 m de distancia, y estará constituido por un túnel bidireccional de dos pistas, de trazado recto y descendente. Paralelo a la construcción del túnel de acceso, se contempla la construcción de un túnel de transporte, dentro del cual habrá una correa transportadora con dos tramos en serie, que llevará el mineral proveniente desde los diferentes niveles productivos hacia un acopio en superficie. La ventilación de las instalaciones subterráneas se hará a través de una serie piques de inyección y extracción, forzando el flujo de aire con ventiladores de alta potencia. En la Figura 17 se puede apreciar la disposición general de

las obras de infraestructura permanente y de los niveles de extracción asociados al proyecto.



**Figura 17: Obras de Infraestructura Permanente y Niveles de Extracción. Fuente: Codelco**

La estrategia de consumo de reservas, o macro secuencia de explotación, comienza en los macro bloques centrales del nivel 1841 y se extiende hacia el norte y hacia el sur, como puede apreciarse en la Figura 18. Seis años antes que termine la explotación de un nivel (o cuando se logre la distancia mínima necesaria para que la subsidencia del nivel inferior no afecte la del nivel superior) se comenzará la explotación del segundo nivel, y así sucesivamente hasta consumir la totalidad de los macro bloques correspondientes a cada nivel.

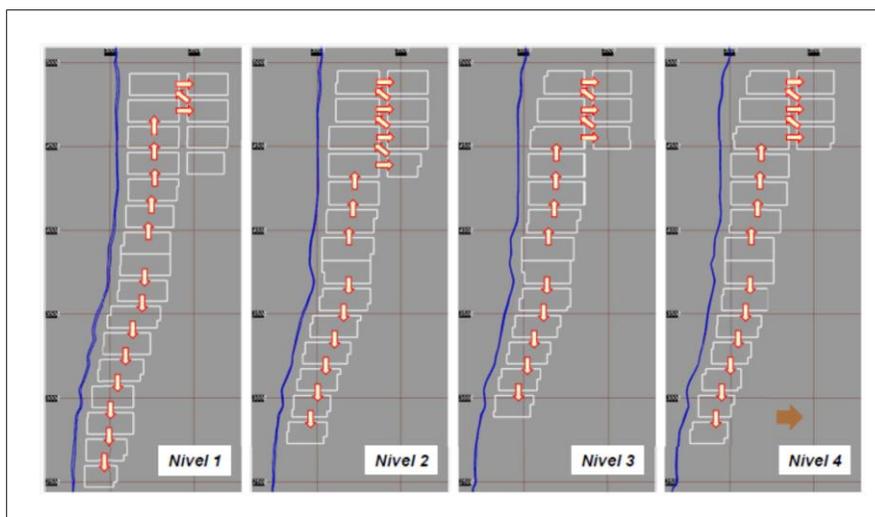


Figura 18: Macro Secuencia de Explotación de los Niveles 1, 2, 3 y 4 ( Fuente: Codelco)

Las socavaciones de los primeros dos macro bloques centrales, los macro bloques norte 1 (MB N1) y sur 1 (MB-S1), definen el inicio de producción de la mina. Dicho plan de producción contempla un período de *ramp-up* de 7 años, que comienza en Enero del año 2019, luego un período en régimen a 140 ktpd que dura aproximadamente 26 años, y finalmente un período de *ramp-down* de aproximadamente 7 años. En la Figura 19 se puede apreciar el plan de producción anual del PMCHS. El color de las barras indica el nivel del cual proviene el mineral, pudiéndose apreciar que a medida que se van agotando las reservas de un nivel, la producción del nivel inmediatamente inferior comienza a aumentar con el fin de mantener las 140 ktpd.

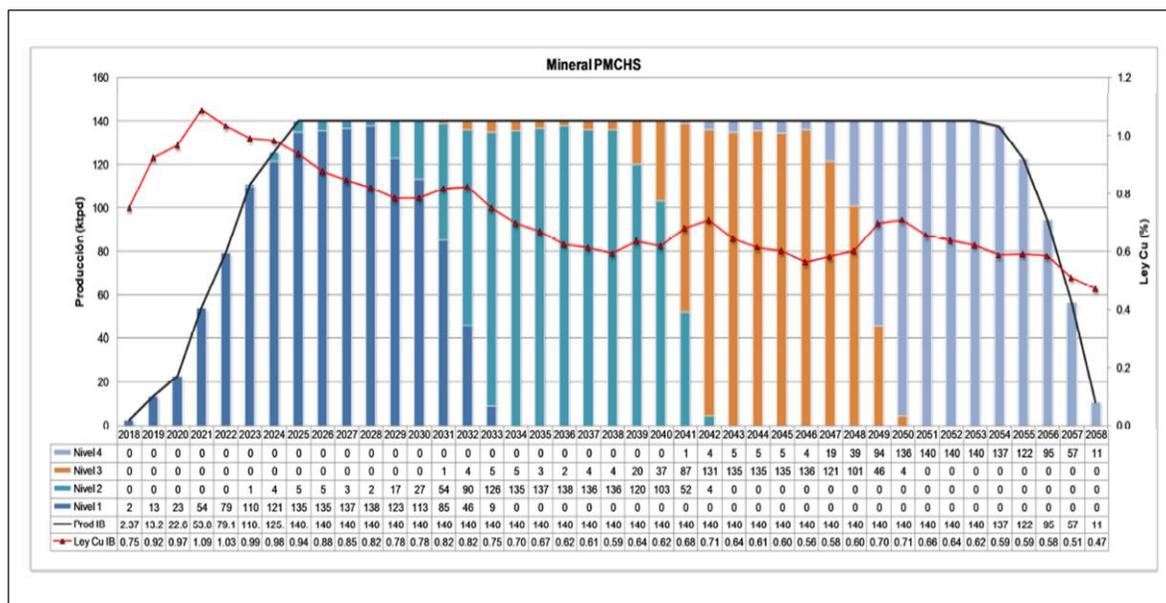


Figura 19: Plan de Producción de Ingeniería Básica (Fuente: Codelco)

La Vicepresidencia de Proyectos de Codelco, encargada del PMCHS, estableció las siguientes condiciones para que se pueda llevar a cabo la socavación de los MB-N1 y S1:

- Ambos macro bloques deben estar completamente preparados.
- El sistema de manejo de minerales debe encontrarse 100% operativo.
- Los sistemas de inyección y extracción de aire deben encontrarse operativos.

Si se analiza el programa de construcción del proyecto (disponible en formato .xer), se puede constatar que efectivamente la ruta crítica pasa por la construcción de las labores previamente mencionadas, por ende, cualquier retraso en la construcción de estas obras implicaría un retraso en la fecha de inicio del período de *ramp-up*. En la siguiente sección se especificarán las obras constructivas sobre las cuales se implementarán las metodologías de gestión del riesgo propuestas al inicio de este estudio.

## 6.2 Alcances de la Investigación

Una de las condiciones necesarias para poder comenzar la socavación de los MB N1 y S1 es que la preparación de todos sus subniveles esté completa, siendo la preparación de los niveles de producción la más crítica. Como se expuso en las secciones anteriores, la preparación minera agrupa todas las operaciones previas a la extracción. En el caso de los dos primeros macro bloques, las actividades de preparación realizadas en el nivel de producción son las siguientes (en orden de ejecución): construcción de túneles horizontales (cabeceras, calles, zanjas y estocada de maniobras), construcción de puntos de vaciado, construcción de los puntos de extracción (PEX), pavimentación, fortificación con cables, pre acondicionamiento del macizo rocoso con debilitamiento dinámico con explosivos, perforación de las chimeneas piloto (slots) y la perforación y voladura de bateas. Terminadas estas actividades se puede proceder a realizar la socavación desde el nivel de hundimiento.

En la presente investigación, se estudiará el riesgo asociado a la construcción de los túneles horizontales del los niveles de producción de los MB N1 y S1. Se utilizará el modelo de simulación y los modelos cuantitativos descritos en la sección 5.2 para estimar posibles fechas de término de estas obras. Luego, se utilizarán los rendimientos del los anexos B y C para calcular la duración global de todas las obras civiles posteriores al término de las labores horizontales, para finalmente obtener una distribución de las fechas de inicio de producción.

Una vez obtenidos estos datos, se procederá a estimar el impacto de la variabilidad del hito de inicio de la producción sobre el valor global del proyecto, con el fin de cuantificar el riesgo económico asociado a las fuentes de incertidumbre involucradas en la construcción de túneles horizontales.

Finalmente se someterá al programa a escenarios con distintas cantidades de equipos, para estimar la flota de preparación óptima, es decir, se determinará hasta qué punto conviene invertir en equipos extra para anticipar el inicio del *ramp-up*.

### 6.3 Supuestos y Datos de Entrada

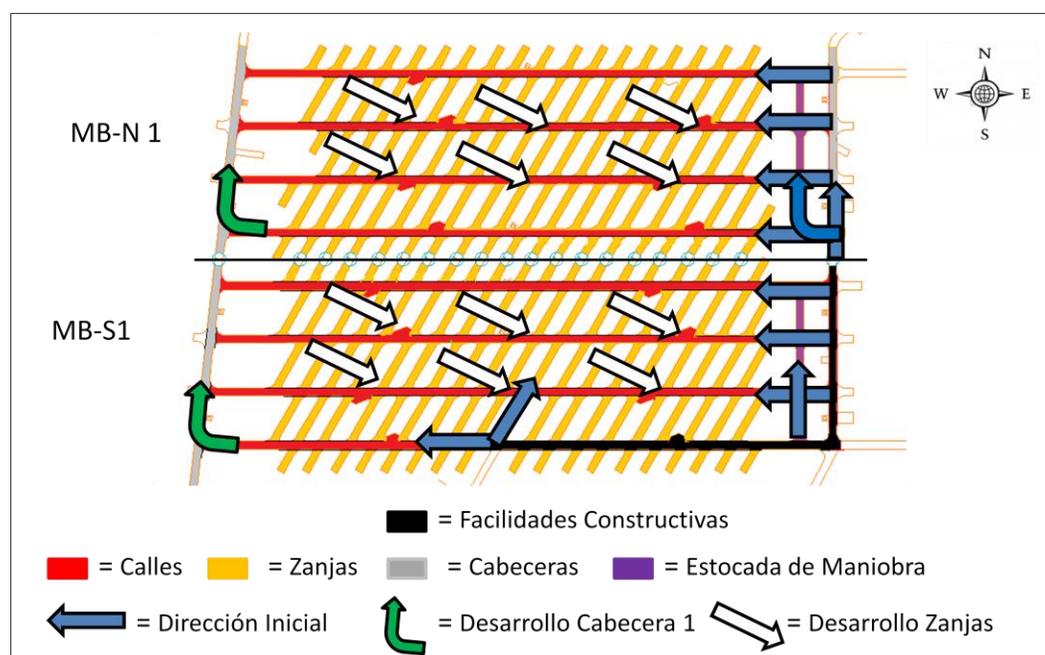
La Figura 20 ilustra el *footprint* de los túneles correspondientes al nivel de producción de los MB N1 y S1. Como puede apreciarse, la malla de extracción corresponde a un diseño tipo Teniente, con calles de producción de rumbo E-O, separadas por una distancia de 30 m, y cruzados de zanjas con rumbo N 30° E, con distancias entre puntos de extracción de 16 m a lo largo de la calle. Los túneles con orientación vertical y semi vertical corresponden a las cabeceras 2 y 1, respectivamente, mientras que la numeración de las calles (4 por macro bloque) es descendente en la dirección N-S.



Figura 20: *Footprint* Labores Nivel de Producción (Fuente: elaboración propia)

Previo al comienzo de la preparación se tiene previsto tener listas las obras de facilidades constructivas asociadas al nivel de producción del MB-S1, las cuales contemplan la construcción de la Cabecera S1-2 y la mitad de la Calle S1-1<sup>22</sup>. De acuerdo al programa de construcción del PMCHS, la preparación de los dos macro bloques comenzará el día 6-Feb-2015, éste será el hito de inicio a partir del cual se comenzará la simulación de la preparación.

La secuencia de preparación del MB-S1 contempla el desarrollo inicial de las calles en el sentido E-W, para luego proceder a desarrollar la Cabecera S1-1 y finalmente desarrollar las galerías zanja, devolviéndose en el sentido O-E. Por otra parte, el MB-N1 comenzará a ser desarrollado desde el extremo sur de la Cabecera N1-2, y una vez concluida dicha cabecera, se procederá a desarrollar las calles, siguiendo la misma secuencia establecida para el MB-S1. La Figura 21 muestra la secuencia de avance y las obras de facilidades constructivas.



**Figura 21: Facilidades Constructivas y Secuencia Básica de Avance (Fuente: elaboración propia)**

<sup>22</sup> Las obras de facilidades constructivas concluyen 4 meses antes del inicio de la preparación de los MB-N1 y S1

Los supuestos básicos del modelo de simulación son los siguientes:

- La preparación comenzará el 6-Feb-2015. Este hito se considerará como fijo.
- Cada macro bloque tendrá una cuadrilla de preparación independiente y con la misma cantidad de equipos.
- Los escenarios de preparación serán los mismos para ambos macro bloques.
- Se asume que la disposición y distribución de los dominios geotécnicos a lo largo de los túneles es conocida.
- Se asume que existe un operador cada vez que se requiere utilizar un equipo. Los retrasos de la llegada del personal al frente de trabajo son considerados de manera aparte, cuando se calculan los tiempos de entrada, almuerzo y salida del turno.
- La voladura y ventilación ocurrirán durante los cambios de turno y durante la hora de colación.
- Las mantenciones mayores de equipos derivadas de eventos catastróficos y los *overhauls* no serán considerados.
- Se considerará un funcionamiento de preparación en régimen, luego los atrasos mayores causados por suspensiones completas de las operaciones no serán incluidos dentro de la simulación.
- La marina de los desarrollos será transportada por LHDs a sectores de re manejo ubicados en la estocada de maniobras del nivel de producción.
- La secuencia básica de explotación será la mostrada en la Figura 21.
- La construcción de las Calles S1-1 y S1-2 se verá diferida debido a retrasos en el cierre de la rampa de exploración.
- Una vez concluida la Calle 1, se puede comenzar a construir la Cabecera 1 y las Zanjas 4 a la 23.
- Una vez concluidas las Calles 2, 3 y 4, se podrá comenzar a desarrollar las Zanjas, 1, 2 y 3, respectivamente.

- El hito de inicio de la socavación estará definido por el término de las obras en el último macro bloque concluido.

Utilizando la información de mediciones de tiempos de ciclo en los niveles de producción de la Mina El Teniente, y complementándola con el juicio de expertos y con mediciones realizadas en los túneles de acceso y transporte del PMCHS, se definieron los valores y distribuciones de las variables que componen los modelos cuantitativos de las actividades unitarias de avance. Las siguientes tablas, resumen los datos de entrada para cada una de estas actividades. Las filas destacadas en naranja corresponden a aquellas variables cuya mala estimación significaría un error sistemático durante toda la preparación. Se utilizó el juicio de expertos para definir distribuciones triangulares de estas variables, las cuales serán utilizadas como *imput* en la generación de escenarios aleatorios de preparación. La correlación entre estas variables también fue considerada, con el fin de abarcar todos los escenarios posibles y factibles.

Perforación					
Variable	Unidad	Distribución	Min.	Mid.	Max.
<b>Tiempo de Perforación</b>					
$n^{\circ}$ brazos	unit.	fijo	-	2	-
$n^{\circ}$ barrenos	unit.	fijo	-	42	-
$l_{barreno}$	m	fijo	-	3,8	-
$D$	mm	fijo	-	51	-
$POT$	KW	fijo	-	18	-
$K$	unit.	ejemplo	-	1	-
<b>Eficiencia</b>	%	triangular	85,0	90,0	93,0
$v_{perforación}$	m/min	-	1,93	2,04	2,11
$T_{perforación}$	min	-	38	39	41
<b>Pérdida Operacional</b>					
$d_{viaje}$	m	ejemplo	-	150	-
$v_{jamba}$	km/h	-	-	4	-
$t_{traslado}$	min	-	-	2,25	-
$t_{conexión}$	min	triangular	5	8	20
$t_{posicionamiento}$	min	triangular	5	7	15
$t_{carga\ diagrama}$	min	fijo	-	3	-
$t_{camb\ barreno}$	min	triangular	0,5	0,6	0,9
$t_{camb\ bit}$	min	triangular	2	3	4
$t_{desconexión}$	min	triangular	5	10	15
$T_{pérdida\ operacional}$	min	-	33	46	78
<b>Tiempo de Mantenimiento</b>					
$disp_{operat}$	%	triangular	60	70	80
$T_{mantenimiento}$	min	-	18	36	80
<b>Tiempo Total</b>					
$T_{total}$	h	-	1,47	2,02	3,32

Variable	Unidad	Tipo de Roca		
		A	B	C
$K$	-	1,0	1,2	1,3

Carga con Explosivos					
Variable	Unidad	Distribución	Min.	Mid.	Max.
<b>Inputs Fijos</b>					
$n^{\circ}$ barrenos	unit.	fijo	-	42	-
$n^{\circ}$ barrenos aux	unit.	fijo	-	21	-
$n^{\circ}$ barrenos contorno	unit.	fijo	-	20	-
$l_{barreno}$	m	fijo	-	3,8	-
<b>Tiempo de Ingreso</b>					
$d_{viaje}$	m	ejemplo	-	150	-
$v_{unidad}$	km/h	fijo	-	4	-
$t_{traslado}$	min	-	-	2	-
$t_{preparación}$	min	triangular	4,50	6,75	9,00
$T_{ingreso}$	min	-	7	9	11
<b>Tiempo de Carguo con Explosivos</b>					
$R_{iniciadores}$	min/barreno	triangular	0,16	0,25	0,50
$R_{aux}$	min/m	triangular	0,11	0,12	0,16
$R_{contorno}$	min/m	triangular	0,07	0,08	0,14
$t_{iniciadores}$	min	-	7	10	21
$t_{aux}$	min	-	9	10	13
$t_{contorno}$	min	-	5	6	11
$T_{carguo}$	min	-	21	26	44
<b>Tiempo de Taqueo</b>					
$R_{taqueo}$	min/barreno	triangular	0,17	0,25	0,50
$T_{taqueo}$	min	-	7	10	21
<b>Tiempo de Conexión y Amarre de Tiros</b>					
$R_{conex}$	min/barreno	triangular	0,12	0,17	0,25
$T_{conex}$	min	-	5	7	10
<b>Tiempo de Mantenimiento</b>					
$disp_{operat}$	%	triangular	70	80	85
$T_{mantenimiento}$	min	-	7	13	37
<b>Tiempo Total</b>					
$T_{total}$	h	-	0,77	1,09	2,06

Tabla 1: Tiempos de Perforación y Tiempos de Carga con Explosivos

Saneamiento y Acuífutura											
Variable	Unidad	Distribución	Cabeceeras			Calles			Zanjas		
			Min.	Mid.	Max.	Min.	Mid.	Max.	Min.	Mid.	Max.
<b>Inputs</b>											
$A_{\text{frontera}}$	m <sup>2</sup>	fijo	-	19,26	-	-	18,15	-	-	17,37	-
$P_{\text{sección}}$	m	fijo	-	12,56	-	-	12,29	-	-	12,10	-
$A_{\text{avance}}/ejericio$	m	triangular	2,90	3,04	3,20	2,90	3,04	3,20	2,90	3,04	3,20
<b>Tiempo de Saneamiento</b>											
$R_{\text{saneamiento}}$	m <sup>2</sup> /min	fijo	-	1,67	-	-	1,67	-	-	1,67	-
$T_{\text{saneamiento (pre-acuífutura)}}$	min	-	22	23	24	21	22	24	21	22	23
$T_{\text{saneamiento (acuífutura)}}$	min	-	33	34	36	32	33	34	31	32	34
<b>Tiempo de Pérdida Operacional</b>											
$d_{\text{viaje}}$	m	ejemplo	-	150,0	-	-	150,0	-	-	150,0	-
$v_{\text{acuífutura}}$	km/h	fijo	-	4	-	-	4	-	-	4	-
$t_{\text{traslado}}$	min	-	-	2	-	-	2	-	-	2	-
$t_{\text{pos}}$	min	triangular	4	5	7	4	5	7	4	5	7
$t_{\text{marca}}$	min	triangular	1	2	3	1	2	3	1	2	3
$T_{\text{pérdida operacional}}$	min	-	7	9	12	7	9	12	7	9	12
<b>Tiempo de Mantenimiento</b>											
$disp_{\text{mec}}$	%	triangular	70	75	80	70	75	80	70	75	80
$T_{\text{mantenimiento (pre-acuífutura)}}$	min	-	7	11	16	7	11	15	7	10	15
$T_{\text{mantenimiento (acuífutura)}}$	min	-	10	15	21	10	14	20	10	14	20
<b>Tiempo Total</b>											
$T_{\text{total (pre-acuífutura)}}$	h	-	0,61	0,71	0,86	0,60	0,70	0,85	0,59	0,70	0,84
$T_{\text{total (acuífutura)}}$	h	-	0,85	0,97	1,14	0,82	0,94	1,11	0,81	0,93	1,09

	Unidad	Cabeceeras	Calles	Zanjas
$A_{\text{frontera}}$	m <sup>2</sup>	19,26	18,15	17,37
$P_{\text{sección}}$	m	12,56	12,29	12,10
$N^{\circ}$ barreras	unit.	42	42	42

Variable	Unidad	Tipo de Roca		
		A	B	C
$s$	%	10	15	20

Variable	Unidad	Distribución	Min.	Mid.	Max.
$F_{\text{llenado}}$	%	-	88	90	95

Carguío y Transporte de Marinas					
Variable	Unidad	Distribución	Min.	Mid.	Max.
<b>Capacidad Real del LHD por Ciclo</b>					
$C_{\text{nominal}}$	m <sup>3</sup>	fijo	-	4,59	-
$\rho_{\text{in-situ}}$	ton/m <sup>3</sup>	fijo	-	2,62	-
$F_{\text{exp}}$	-	fijo	-	1,40	-
$F_{\text{llenado}}$	%	ejemplo	-	90	-
$Cap_{\text{ciclo}}$	ton/ciclo	-	-	7,73	-
<b>N° Ciclos</b>					
$A_{\text{sección}}$	m <sup>2</sup>	ejemplo	-	19,26	-
$L_{\text{avance}}$	m	triangular	2,90	3,04	3,20
$s$	%	ejemplo	-	10,00	-
$N_{\text{ciclos}}$	unit.	-	21	22	23
<b>Cálculo de Tiempo Total Ciclos de Carga y Descarga</b>					
$d$	m	ejemplo	-	150	-
$V_{\text{LHD lleno}}$	km/h	triangular	5,76	7,20	8,64
$V_{\text{LHD vacío}}$	km/h	triangular	7,68	9,60	11,52
$t_{\text{carga}}$	s	fijo	-	17	-
$t_{\text{descarga}}$	s	fijo	-	5	-
$t_{\text{maniobras}}$	s	fijo	-	20	-
$T_{\text{carga y desc}}$	min	-	53	64	79
<b>Tiempo de Traslado</b>					
$d_{\text{viaje}}$	m	ejemplo	-	150	-
$T_{\text{traslado}}$	min	-	0,78	0,94	1,17
<b>Tiempo de Riego de Marinas</b>					
$R_{\text{riego}}$	min/m	fijo	-	9,80	-
$T_{\text{riego}}$	min	-	28	30	31
<b>Tiempo de Mantenimiento</b>					
$disp_{\text{mec}}$	%	triangular	60	70	75
$T_{\text{mantenimiento}}$	min	-	18	28	53
<b>Tiempo Total</b>					
$T_{\text{total}}$	h	-	1,67	2,03	2,75

Tabla 2: Tiempos de Saneamiento y Tiempos de Carguío y Transporte de Marinas

Fortificación con Perno y Malla					
Variable	Unidad	Distribución	Mín.	Mid.	Max.
<b>Tiempo de Perforación de Barrenos</b>					
$n^{\circ}$ brazos	unit.	fijo	-	1	-
$n^{\circ}$ barrenos	unit.	ejemplo	-	36	-
$l_{barreno}$	m	fijo	-	2,4	-
$D$	mm	fijo	-	25	-
$POT$	KW	fijo	-	11	-
$K$	unit.	ejemplo	-	1	-
<b>Eficiencia</b>	%	triangular	85,0	90,0	93,0
$v_{perforación}$	m/min	-	3,20	3,39	3,50
$T_{perforación}$	min	-	24,68	25,51	27,01
<b>Tiempo de Colocación de Pernos</b>					
$t_{techada}$	min	fijo	-	1,05	-
$t_{colocación}$	min	fijo	-	0,53	-
$T_{pernos}$	min	-	-	56,88	-
<b>Tiempo de Postura de Malla</b>					
$T_{malla}$	min	triangular	90	150	180
<b>Tiempo de Pérdidas Operacionales</b>					
$d_{viaje}$	m	ejemplo	-	150	-
$v_{empernador}$	km/h	fijo	-	4	-
$t_{traslado}$	min	-	-	2,25	-
$t_{conexión}$	min	triangular	5	8	20
$t_{posicionamiento}$	min	triangular	5	7	15
$t_{carga diagrama}$	min	fijo	-	3	-
$t_{carga materiales}$	min	triangular	5	15	35
$t_{camb barreno}$	min	triangular	0,5	0,6	0,9
$t_{camb inyección}$	min	fijo	-	0,17	-
$t_{camb carrusel}$	min	fijo	-	0,05	-
$t_{desconexión}$	min	triangular	5	10	15
$T_{pérdida operacional}$	min	-	51	75	131
<b>Tiempo de Mantenión</b>					
$disp_{mec}$	%	triangular	70	80	85
$T_{mantención}$	min	-	39	77	169
<b>Tiempo Total</b>					
$T_{total}$	h	-	4,37	6,40	9,39

Fortificación con Shotcrete					
Variable	Unidad	Distribución	Mín.	Mid.	Max.
<b>Tiempo de Traslado</b>					
$d_{viaje}$	m	ejemplo	-	150	-
$v_{robot}$	km/h	fijo	-	5	-
$T_{traslado}$	min	-	-	1,8	-
<b>Otros Tiempos</b>					
$T_{demora}$	min	triangular	10	20	35
$T_{roz}$	min	triangular	5	7	15
$T_{conexión}$	min	triangular	5	8	20
$T_{lavada}$	min	triangular	8	10	12
$T_{desconexión}$	min	triangular	5	10	15
<b>Tiempo de Proyección</b>					
$P_{sección}$	m	ejemplo	-	12,56	-
$l_{avance}$	m	triangular	2,90	3,04	3,20
$\delta_h$	cm	ejemplo	-	10	-
$\%_{rechazo}$	%	triangular	9	15	20
$R_{proyección}$	m <sup>3</sup> /h	-	6	12	18
$T_{proyección}$	min	-	13,23	21,95	48,23
<b>Tiempo de Mantenión</b>					
$disp_{mec}$	%	-	70	75	80
$T_{mantención}$	min	-	12	26	63
<b>Tiempo Total</b>					
$T_{total}$	h	-	1,00	1,75	3,50

Variable	Unidad	Tipo de Roca		
		A	B	C
$\delta_h$	cm	8	10	30

Tabla 3: Tiempos de Fortificación con Perno y Malla y Tiempos de Fortificación con Shotcrete

Finalmente, la cantidad de equipos considerados en la evaluación del caso base son los siguientes:

Tabla 4: Equipos Caso Base

Equipo	Cantidad
Jumbo de avance (2 brazos)	1
Unidad de bombeo de emulsión	1
Acuñador (martillo móvil)	1
LHD (6 yd <sup>3</sup> )	1
Jumbo empernador	1
Robot shotcrete+ camión mixer	1

## 6.4 Cuantificación del Riesgo

Se realizaron 5.000 corridas de simulación, con el fin de abarcar todo el espectro de escenarios de preparación posibles y factibles. Una vez obtenidos los tiempos de construcción de las obras horizontales, se utilizaron los rendimientos de los anexos B y C para determinar la duración total de la preparación en los MB- N1 y S-1, obteniéndose el siguiente histograma de tiempos de preparación:

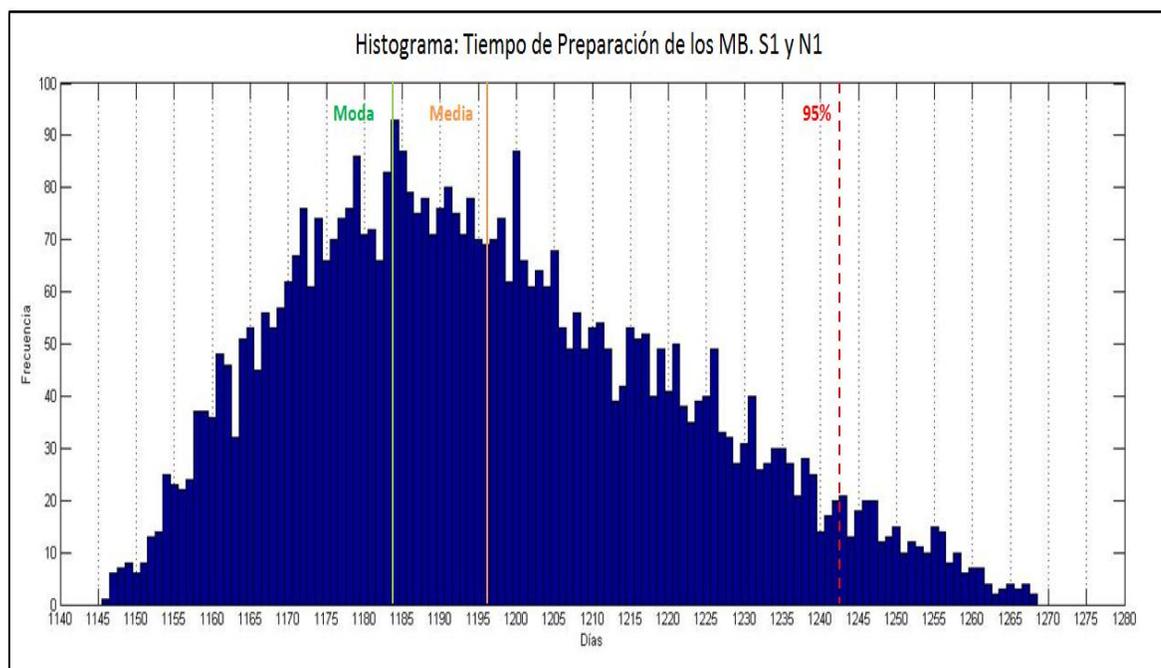


Figura 22: Tiempo de Preparación de los Macro Bloques S1 y N1

Como puede apreciarse en la Figura 22 la duración de la preparación (e inicio de la socavación) oscila entre los 1.146 y 1.268 días (38 y 42 meses aprox.), es decir, existen 4 meses de separación entre la fecha más temprana y la más tardía, que corresponden al 28-mar-2018 y 28-jul-18, respectivamente. La moda es de 1.184 días (39,5 meses),

mientras que la media se ubica en los 1.197 días (39,9 meses). En el 95% de los casos la duración fue inferior a 1.243 días (41,4 meses), por ende, si se considera que el inicio de la preparación ocurre el 6-feb-2015, entonces con un 95% de certeza la socavación ocurrirá antes del 3-jul-2018. Dicha fecha, será considerada como la fecha "libre de riesgo".

Si se asume que una vez comenzada la socavación, la producción aumentará de acuerdo a lo planificado, (ver Figura 19), entonces se puede estimar el valor de los flujos actualizados del proyecto en función de la fecha de inicio de la producción, mediante una anticipación o retraso de la misma.

La cuantificación del riesgo se realiza en base a la teoría de utilidad esperada descrita en la sección 2. Específicamente, definimos como riesgo el VAN diferencial resultante de comparar el caso base (o "esperado") con un escenario sin riesgo o de riesgo asumible, aplicando una tasa de descuento sugerida por Codelco del 8%. Para caracterizar el "Caso sin riesgo" es preciso establecer el nivel de tolerancia al riesgo, que se ha definido como el valor de VAN con confianza estadística del 95%.

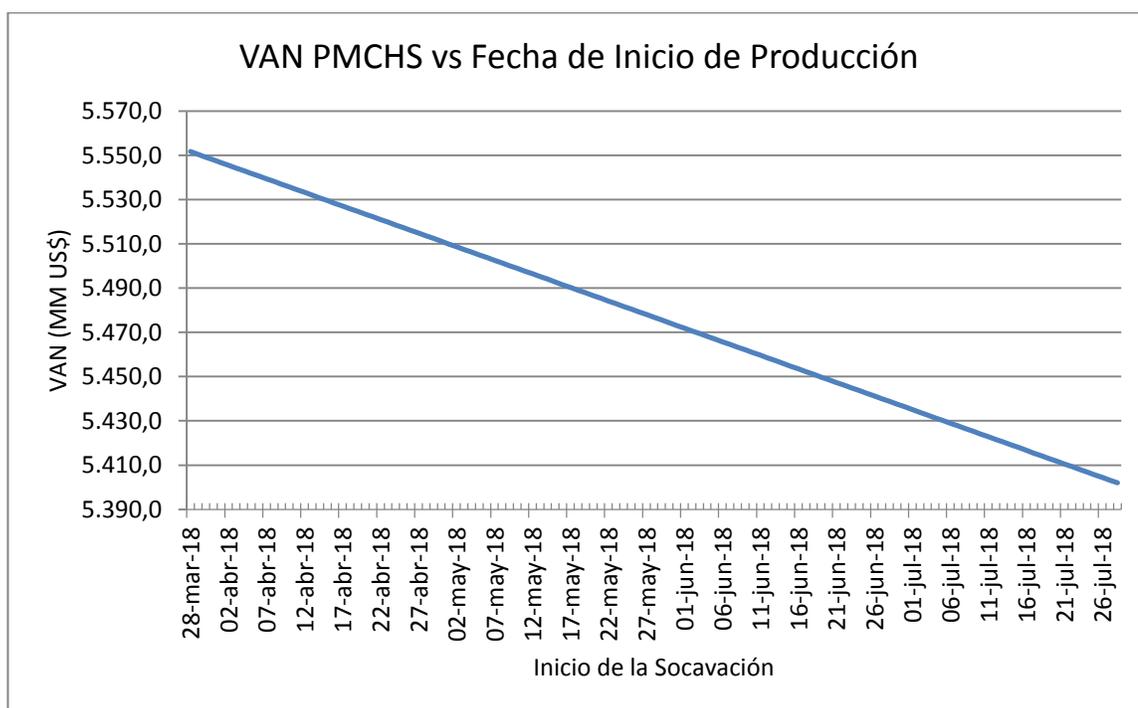
El modelo económico empleado, se basa en el modelo de flujos de caja del estudio de Pre-Factibilidad del PMCHS de Marzo 2009, simplificado en función de este Caso de Estudio. Los resultados de la simulación se resumen en las Figura 23: VAN vs Fecha de Inicio de la Producción.

En la Figura 23 se muestra la relación entre la fecha de puesta en producción del proyecto (inicio de la socavación) y el VAN. La fecha de actualización de los flujos de caja se ha fijado para el 1-ene-2017<sup>23</sup> y el cálculo del VAN incluye únicamente los flujos posteriores a dicha fecha, por lo que no se han incluido los flujos de caja del período de pre-producción (e.g. inversiones).

---

<sup>23</sup> La fecha más anticipada de puesta en marcha ocurre durante el 2017, luego de optimizar la flota de equipos de preparación. Independiente de que las fechas de puesta en marcha del "caso base" no ocurren el 2017, se decidió fijar el 2017 como año de actualización para tener un punto de comparación común entre ambos estudios.

El gráfico de la Figura 23 abarca todas las fechas obtenidas de las corridas de simulación, pudiéndose apreciar que el VAN (actualizado a Enero del 2017), oscila entre 5.402 y 5.551 MM US\$ (149 millones de *spread*).



**Figura 23: VAN vs Fecha de Inicio de la Producción**

Utilizando el gráfico anterior se puede construir un histograma del VAN en función de los días de preparación totales, como se muestra en la Figura 24:

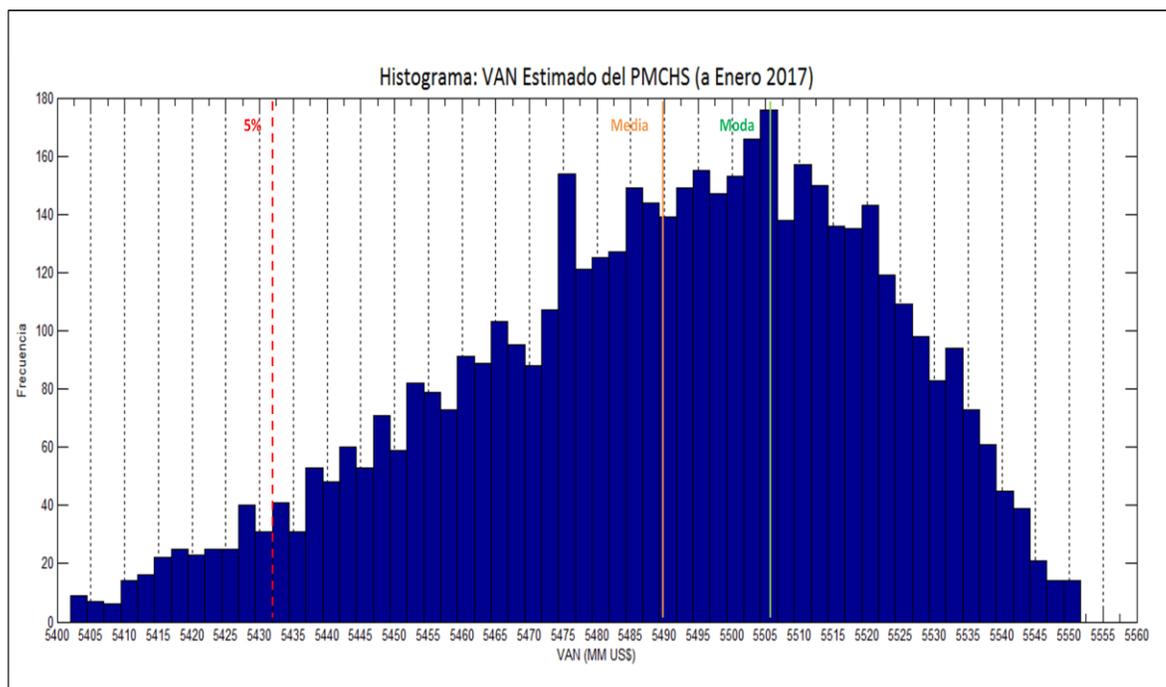
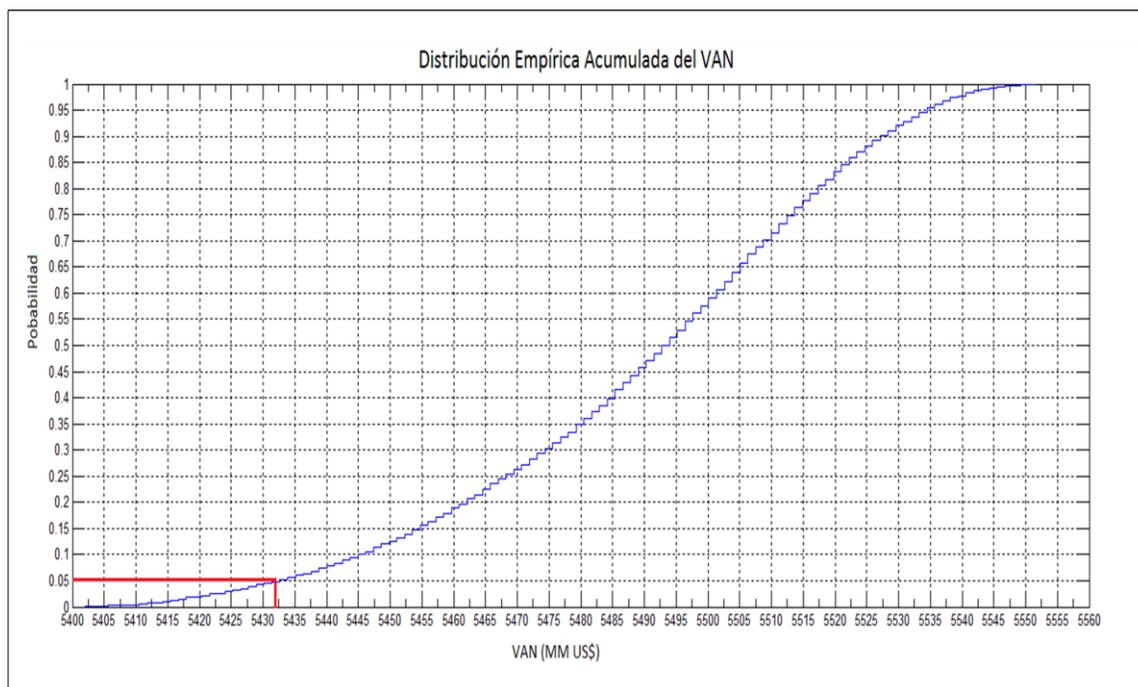


Figura 24: VAN Estimado del PMCHS

La moda es de 5.505 MM US\$ y corresponde a la fecha de inicio que más se repitió en las corridas de simulación (5-may-2018/ 1184 días). La media, o VAN "esperado" (5.490 MM US\$), ahora se encuentra a la izquierda de la moda, ya que un tiempo superior de preparación respecto a la moda, implica un retraso en el inicio de la producción, y consecuentemente, un menor VAN. Para determinar el VAN "sin riesgo", se construye la distribución empírica acumulada del mismo, reflejada en la Figura 25:



**Figura 25: Distribución Empírica Acumulada del VAN (Caso Base)**

Se puede apreciar que en el 95% de los casos el VAN fue superior a 5.433 MM US\$, por ende, se puede decir que con un 95% certeza el VAN no será inferior a 5.433 MM US\$. Este valor también se puede ver en el histograma de la Figura 24, indicado por el eje que identifica al 5% menor.

La diferencia entre el VAN "esperado" (5.490 MM US%) y el VAN "sin riesgo" (5.433 MM US\$), que es 57 MM US\$, corresponde al valor del riesgo asociado a las incertidumbres que definen la variabilidad de la fecha de inicio de la producción, y, por ende, corresponde al máximo valor que se estaría dispuesto a invertir para eliminar el riesgo.

## 6.5 Fuentes de Incertidumbre Relevantes

Ahora que se ha cuantificado el riesgo, resulta importante definir sobre qué actividades se deben concentrar los esfuerzos de mitigación. En las siguientes tablas se presentan las duraciones mínimas, máximas y más probables de las actividades unitarias de avance, el porcentaje del tiempo de ciclo correspondiente a cada actividad, y las desviaciones respecto a sus duraciones medias.

**Tabla 5: Tiempos de Ejecución de las Actividades Unitarias**

	Tiempo (horas)		
	Min.	Mid.	Max.
Perforación	1,47	2,02	3,32
Carga con Explosivos	0,77	1,09	2,05
Pre Acuñadura	0,61	0,71	0,86
Carguío y Transporte	1,67	2,03	2,75
Acuñadura	0,85	0,97	1,14
Fortificación Perno-Malla	4,37	6,40	9,39
Fortificación Shotcrete	1,00	1,75	3,50
<b>Total Ciclo</b>	<b>10,73</b>	<b>14,97</b>	<b>23,01</b>

**Tabla 6: Porcentaje del Tiempo de Ciclo de las Actividades Unitarias**

	Tiempo (%)		
	Min.	Mid.	Max.
Perforación	14%	14%	14%
Carga con Explosivos	7%	7%	9%
Pre Acuñadura	6%	5%	4%
Carguío y Transporte	16%	14%	12%
Acuñadura	8%	6%	5%
Fortificación Perno-Malla	41%	43%	41%
Fortificación Shotcrete	9%	12%	15%
<b>Total Ciclo</b>	<b>100%</b>	<b>100%</b>	<b>100%</b>

**Tabla 7: Desviación de la Duración Media de las Actividades Unitarias**

	Desviación de la Media		
	Min.	Mid.	Max.
Perforación	-27%	0%	64%

Carga con Explosivos	-29%	0%	88%
Pre Acuñaadura	-15%	0%	21%
Carguío y Transporte	-18%	0%	35%
Acuñaadura	-13%	0%	17%
Fortificación Perno-Malla	-32%	0%	47%
Fortificación Shotcrete	-43%	0%	100%
<b>Total Ciclo</b>	<b>-28%</b>	<b>0%</b>	<b>54%</b>

Claramente las actividades que más tiempo consumen son las de fortificación, utilizando entre un 50 y un 56% del tiempo total del ciclo. Más aún, la desviación respecto a la media de estas actividades en conjunto es de -34% y +58%, una de las más altas, por ende, considerando el alto tiempo y la gran variabilidad, una buena proporción de los esfuerzos deben focalizarse en estas actividades.

Para la fortificación con perno y malla, el tiempo de colocación de malla es el que mayor tiempo consume (32-39% del tiempo total). Debido a que no existen actualmente métodos automatizados para la colocación de malla tejida, el tiempo de esta actividad es extenso, puesto que la malla debe ser instalada de manera manual con la ayuda de un equipo de levante. La presencia de instaladores de malla de experiencia es clave para lograr un menor tiempo de instalación, por ende, se recomienda que previo al inicio de la preparación, se entrene correctamente al personal encargado de esta actividad. Por otra parte, la disponibilidad mecánica del jumbo empernador es otro factor a considerar al momento de dirigir los esfuerzos. El tiempo de mantención puede llegar hasta un 30% del tiempo total del ciclo de fortificación con perno y malla, por lo que se debe hacer énfasis en tener planes rutinarios de mantención efectivos. Finalmente, es aconsejable disponer siempre de un stock de materiales de fortificación cercano a la frente, para evitar demoras derivadas de su ausencia.

La fortificación con *shotcrete* también presenta una alta variabilidad, originada principalmente por la variabilidad en el rendimiento de proyección del robot, y por la variabilidad en el porcentaje de rechazo o rebote. Una buena proporción del rechazo puede ser evitado si el ángulo de proyección respecto a la cara del túnel es el correcto

(90°), por ende, disponer de operadores con experiencia en la operación del robot resulta de suma importancia. Otro factor importante para evitar el rechazo excesivo es asegurarse de realizar ensayos previos con distintas proporciones de mezcla, para que una vez en el frente se sepa con certeza el porcentaje de rechazo que se obtendrá.

El carguío con explosivos, a pesar de que no es una actividad de larga duración, sí presenta una duración con alta desviación respecto a la media. Dicha variabilidad proviene predominantemente de la alta variabilidad de la disponibilidad mecánica del equipo de bombeo de emulsiones. Nuevamente, resulta de gran importancia tener planes de mantenimientos adecuados.

La eficiencia de transmisión de energía en el martillo no pareciera ser un importante agente de riesgo, puesto el tiempo de perforación efectiva es poco variable. Una fuente de incertidumbre importante, sin embargo, es nuevamente la disponibilidad mecánica del equipo de perforación, afectada principalmente por problemas de deterioro de mangueras, averías en el sistema de perforación, en las barras y en el culatín. Una buena proporción de estos problemas puede ser mitigada mediante el uso de un correcto plan de mantención, y mediante una educación de los operadores enseñándoles buenas prácticas de operación, tales como no comenzar a percutir antes de que la barra se encuentre en contacto con la roca (para evitar daños en el sistema de perforación) o intentar no perforar dos tiros a la vez en el mismo eje vertical (para evitar planchoneos sobre las plumas).

Finalmente, si se analiza el tiempo de carguío y transporte, el estado de los caminos aparece como una fuente importante de incertidumbre, sin embargo, si se analiza el ciclo completo de carga y descarga, se puede apreciar que la variable de mayor impacto es la disponibilidad mecánica, la cual, según expertos es baja, y muy variable. Para el caso específico del PMCHS, las labores horizontales serán realizadas por empresas contratistas, quienes suelen utilizar LHDs antiguos y, por ende, son más proclives a fallar. La recomendación en este caso sería que el mandante, es decir, la Vicepresidencia

de Proyectos de Codelco, se asegurase de establecer contratos y condiciones que garanticen altas disponibilidades de estos equipos.

Muchas de las medidas aquí propuestas no involucran invertir significativas sumas de dinero, sino más bien, buscan fomentar las buenas prácticas a nivel estratégico, anticipándose a los hechos, y a nivel operacional, mediante un entrenamiento y capacitación previa del personal. Como fue explicado anteriormente, la probabilidad de desviarse hacia duraciones excesivas es bastante alta, sin embargo, basta ver la columna 1 de la Tabla 7: Desviación de la Duración Media de las Actividades Unitarias para notar que el margen para potenciar las oportunidades también existe, pudiéndose lograr menores duraciones sin mayores inversiones.

En la siguiente sección se estudiará una medida de mitigación más específica, que consiste en la optimización de la flota de equipos para lograr el mayor valor del proyecto posible.

## **6.6 Gestión del Riesgo: Optimización de la Flota de Equipos de Preparación**

El programa de simulación fue adaptado para que calculase la duración más probable de la preparación para todas las combinaciones de equipos posibles, considerando un máximo de 5 equipos por actividad unitaria. Paralelo a esto se calculó el VAN asociado a cada combinación, considerando la inversión en nuevos equipos, y finalmente se organizó la información para encontrar la relación entre la inversión en equipos extra y el VAN esperado del proyecto. Notar que los equipos considerados en el caso base no son adquiridos por el mandante, ya que éste solamente paga un valor fijo por metro de avance en función de lo pactado con el contratista. Para el siguiente análisis se asume que el mandante es quien realiza la inversión en equipos extra para acelerar la puesta en marcha de la producción. La Tabla 8 muestra los valores de adquisición de equipos y la

Figura 26 resume los resultados obtenidos al aumentar progresivamente su dotación en la preparación de los MB-N1 y S1.

**Tabla 8: Valores de Adquisición de Equipos de Preparación**

<b>Equipo</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Valor de Adquisición (\$US'000)</b>
Jumbo de avance (2 brazos)	1	900
Unidad de bombeo de emulsión	1	400
Acuñador (martillo móvil)	1	586
LHD (6 yd <sup>3</sup> )	1	800
Jumbo empernador	1	700
Robot shotcrete+ Camión <i>mixer</i>	1	200

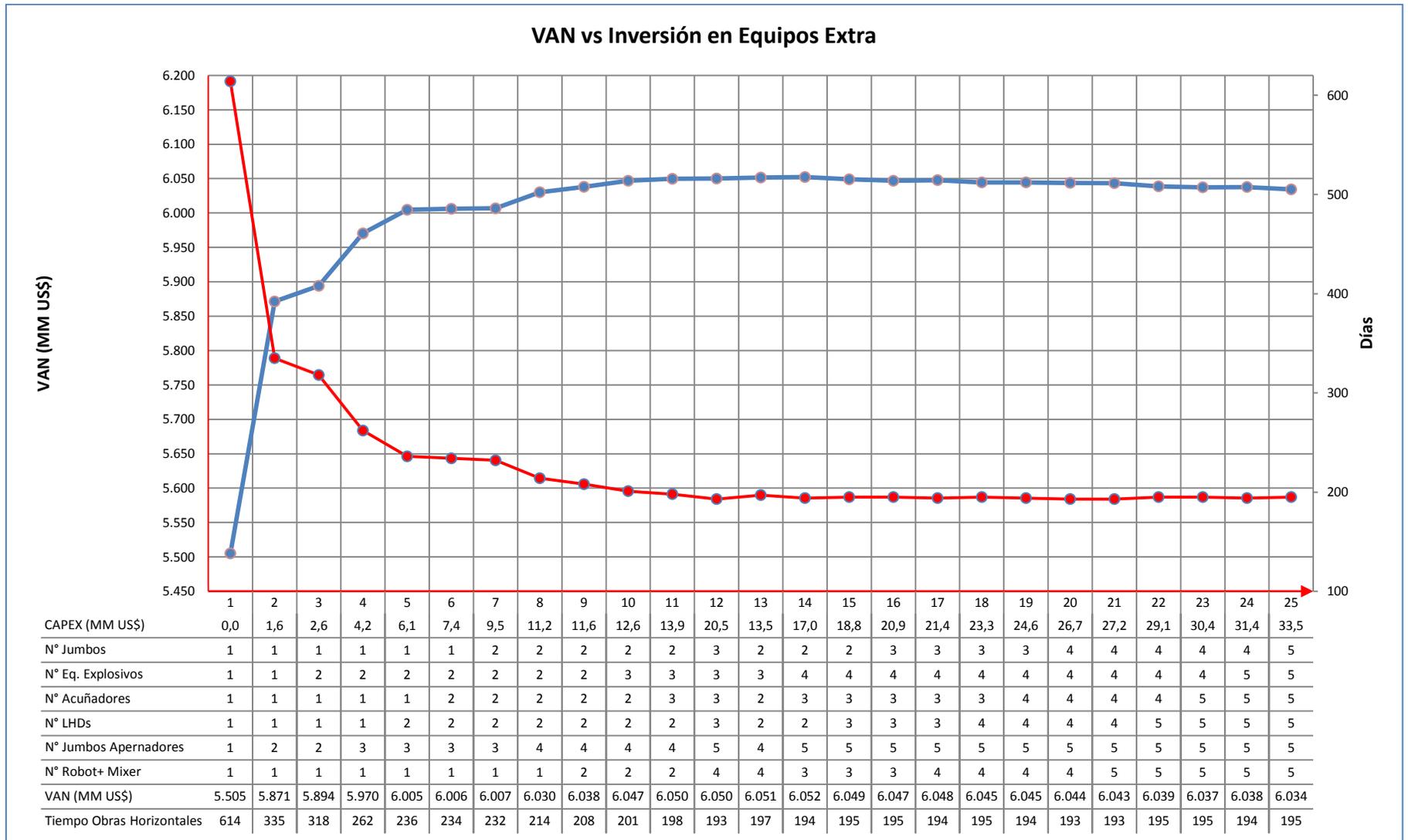


Figura 26: VAN vs Inversión en Equipos de Preparación

La línea azul representa el VAN del proyecto (eje vertical primario) y la línea roja representa la duración de las obras horizontales (eje vertical secundario). Se puede apreciar que si se agrega un jumbo empernador adicional, la duración de las obras horizontales disminuye drásticamente, un 45,4%, mientras que la duración total de la preparación disminuye un 23,6%, generando un aumento del VAN con respecto al caso base de 6,6%. El jumbo empernador claramente actúa como "cuello de botella", retrasando a las actividades posteriores. Luego de un análisis exhaustivo de las corridas de simulación, se pudo constatar que este retraso se hace más evidente cuando se concluye la calle 1, puesto que en ese instante se abren muchos nuevos frentes, y el empernador no puede seguir el ritmo de avance de las demás actividades unitarias de menor duración, retrasando la ejecución global del ciclo.

Desde la combinación 3 en adelante se fue probando qué equipo adicional (o combinación de equipos adicionales) generaba el mayor aumento en el VAN, acrecentando progresivamente su dotación hasta obtener el mayor VAN posible. Se puede apreciar que la combinación 14 - que consiste de 2 jumbos, 4 equipos de explosivos, 3 acuñadores, 2 LHDs, 5 jumbos empernadores y 3 conjuntos de robot y camión *mixer* - es la que genera el mayor VAN esperado (6.052 MM US\$). A partir de este punto, cualquier inversión en equipos extra impacta negativamente sobre el valor del proyecto, puesto que la anticipación de la producción no logra compensar la inversión en equipos adicionales.

De la Figura 26 se puede concluir que, en general, los mayores valores del proyecto se obtienen cuando la cantidad de jumbos empernadores dobla la cantidad de jumbos de avance. Por otra parte, la relación jumbo/LHD es casi siempre de 1:1, y su número óptimo oscila entre 2 y 3 unidades. Las dotaciones óptimas de los demás equipos pueden deducirse mediante una simple observación de las combinaciones que más VAN generan, pudiéndose observar que la cantidad óptima de equipos de explosivos oscila entre 3 y 4, la de acuñadores entre 2 y 3, la de empernadores entre 4 y 5, y la de conjuntos robot y camión *mixer* entre 2 y 4, siendo esta última la más variable.

Si se compara la combinación 13 con la 14, podemos notar que para obtener 1 MM US\$ adicional, es necesario invertir 3,5 MM US\$ extra, es decir, un 26% más. Desde el punto de vista financiero, quizás no conviene hacer esa inversión adicional, sin embargo, desde el punto de vista estratégico sí conviene, puesto que en caso de que algún equipo clave fallara habría otro disponible para sopesar los efectos negativos. Por ejemplo, si se eligiera la combinación 13 y eventualmente un jumbo empernador falla de manera catastrófica, el VAN esperado bajaría 49 MM US\$. En cambio si se optara por la combinación 14 y sucediera lo mismo, el VAN sólo bajaría 5 MM US\$.

De lo anterior se desprende que el invertir en los equipos correctos permite aumentar significativamente el valor esperado de un proyecto de estas características, quedando en evidencia la importancia de invertir sobre aquellos equipos que actúan como "cuellos de botella" en la preparación de túneles.

## **7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

La modelación de las actividades unitarias de avance y el estudio detallado de los procesos que componen un ciclo, permiten conocer en mayor profundidad las fuentes de incertidumbre que definen la variabilidad de los tiempos de ejecución, facilitando así el direccionamiento de los esfuerzos económicos y logísticos hacia la generación de medidas de mitigación más efectivas.

El VAN esperado del proyecto del caso de estudio (actualizado a Enero del 2017) es de 5.490 MM US\$ y el VAN sin riesgo es de 5.433 MM US\$, por lo que el valor del riesgo es de 57 MM US\$. Este último valor define lo máximo que se estaría dispuesto a pagar por mitigar las fuentes de incertidumbre que generan la variabilidad de la fecha de puesta en marcha.

Como quedó de manifiesto en las secciones anteriores, una buena proporción de los riesgos asociados a la construcción pueden ser mitigados sin mayores inversiones. De hecho, el correcto entrenamiento del personal en la ejecución de labores críticas, como lo son la instalación de la malla o la proyección del *shotcrete*, sumado a una buena logística de abastecimiento de materiales, permitiría mejorar significativamente los tiempos de fortificación, que para el caso de estudio consumen alrededor del 50% del tiempo total del ciclo.

En la mayoría de las actividades de avance, la disponibilidad mecánica del equipo juega un rol clave. La desinformación respecto a su comportamiento es una fuente de incertidumbre significativa, por ende, se deben dirigir los esfuerzos, en primer lugar, hacia la generación de programas de mantenimiento preventivo adecuados, y en segundo lugar, hacia la comprensión de las principales causas que originan las fallas de los equipos. El buen entendimiento de estos factores permitirá determinar con mayor certeza la disponibilidad a la hora de estimar rendimientos.

La optimización de equipos aumenta significativamente el valor del proyecto en estudio, anticipando la puesta en marcha, en alrededor de 420 días. En general, el equipo que define el ritmo de avance es el jumbo empernador, sin embargo, existen cotas mínimas y máximas para los demás equipos. La relación óptima entre jumbo y LHDs es de 1:1 y generalmente el número de jumbos empernadores óptimos dobla la cantidad de jumbos o LHDs óptimos.

Generalmente no conviene escatimar en gastos cuando se trata de adquirir equipos de preparación clave, puesto que los beneficios que otorga tener una unidad más son mucho mayores a lo que significa su adquisición. Con una muy baja inversión, se logra un aumento de 10% en el valor total del proyecto, lo que es bastante significativo. Considerando el bajo costo de adquisición de equipos en comparación al valor agregado que generan, y considerando que la posibilidad de que un equipo fallase, se puede concluir que siempre conviene tener más equipos clave que menos (limitado por su cota

superior), y eso queda de manifiesto en la sección anterior, cuando se hace la comparación entre las combinaciones 12 y 13.

La simulación y la generación de modelos cuantitativos demostraron ser herramientas muy útiles en la planificación estratégica y operacional. A diferencia metodologías de evaluación del riesgo rígidas como el PERT y la simulación de Monte Carlo, en donde la variabilidad de la duración de las actividades depende en una última instancia de la visión sesgada de expertos, la flexibilidad de la simulación de actividades unitarias admite la evaluación de un proyecto bajo diversos escenarios, permitiendo identificar y evaluar los focos de riesgo con mayor facilidad, y a la vez, permitiendo encontrar soluciones óptimas de mitigación y optimización en un menor tiempo.

En cuanto a las recomendaciones, los desafíos son muchos. En primer lugar se deben complementar los modelos de actividades unitarias con una mayor cantidad de mediciones in situ, de preferencia realizadas en túneles del proyecto a investigar, y además, una vez que se comience la preparación de los niveles de producción, se debe alimentar el modelo inmediatamente con los datos reales, con el fin de obtener predicciones más certeras y realistas, acotando la variabilidad de la fecha de puesta en marcha. Los modelos cuantitativos podrían complementarse también con modelos de costos, para así abarcar todo el espectro de efectos financieros que genera el riesgo en la construcción.

La calidad del macizo rocoso a lo largo de los túneles determina en gran medida los rendimientos de avance. En esta investigación se consideró esta calidad como conocida, sin embargo, en proyectos con menor información de la distribución de los dominios geotécnicos podría ser de gran ayuda modelar el comportamiento del macizo rocoso y estudiar sus impactos.

Finalmente se recomienda ampliar el alcance de esta investigación al estudio del riesgo durante todo el período de *ramp-up* de una mina, ya que la tasa con que se genera área

hundible nueva también está expuesta a una serie de riesgos, los cuales se ven amplificados cuando se mezclan actividades productivas con actividades de preparación.

## BIBLIOGRAFÍA

Al Bahar, J., & Crandall, K. (Septiembre de 1990). Systematic Risk Management Approach for Construction Projects. *Journal of Construction Engineering and Management*, 116(3), 533-546.

Atlas Copco. (21 de Agosto de 2013). *Bulonadora Boltec MC: Atlas Copco*. Obtenido de Atlas Copco:  
<http://www.atlascopco.cl/cles/products/navigationbyproduct/Product.aspx?id=1465396&productgroupid=1401340>

Atlas Copco. (19 de Agosto de 2013). *Cargadoras Subterráneas Diésel: Atlas Copco*. Obtenido de  
<http://www.atlascopco.cl/cles/products/navigationbyproduct/ProductGroup.aspx?id=3506190>

Atlas Copco. (21 de Agosto de 2013). *Equipos de perforación frontal: Atlas Copco*. Obtenido de Atlas Copco:  
<http://www.atlascopco.cl/cles/products/navigationbyproduct/ProductGroup.aspx?id=1401284>

Atlas Copco. (19 de Agosto de 2013). *Equipos de saneo: Atlas Copco*. Obtenido de  
<http://www.atlascopco.cl/cles/products/ProductGroup.aspx?id=1401346>

Barnett, D., & Sorrentino, C. (1994). Discounted Cash Flow Methods and the Capital Asset Pricing Model. *Proceedings Mineral Valuation Methodologies*, 17-35.

Berry, M. (2009). Better Decision Making from Mine to Market by Better Assessment of Geological Uncertainty. *Project Evaluation Conference*, 1-5.

Botín, J., Del Castillo, M., & Guzmán, R. (s.f.). A Real Options Application to Manage Risk Related to Intrinsic Variables of a Mine Plan: a Case Study on Chuquicamata Underground Mine Project.

Botín, J., Guzmán, R., & Smith, M. (2011). A Methodological Model to Assist in the Optimization and Risk Management of Mining Investment Decisions. *Dyna*, 221-226.

Brown, E. T. (2002). *Block Caving Geomechanics*. Queensland: The University of Queensland.

- Chapman, C., & Ward, S. (2003). *Project Risk Management*. England: John Wiley & Sons Ltd.
- CODELCO. (2011). *Análisis de Secuencia de Preparación y Socavación en Macro Bloques*. Santiago, Chile.
- Cunningham, C. (1983). The Kuz-Ram model for prediction and fragmentation from blasting. *Int. Symp. On Rock Fragmentation and Blasting*, 439-454.
- Del Castillo, M. (2012). *A Real Option Application to Manage Risk Related to Intrinsic Variables of a Mine Plan: A Case Study on Choquicamata U.G. Project*. Santiago: PUC.
- Djordjevic. (1999). A Two Component Model of Blast Fragmentation. *The AusIMM Proceedings, II*, -.
- Hamrin, H. (1982). *Underground Mining Methods Handbook* (Vol. 1). (W. A. Hustrulid, Ed.) New York.
- Jacinto, C. M. (2002). Discrete Event Simulation for the Risk of Development of an Oil Field. *Proceedings of the 2002 Winter Simulation Conference*, 1588-1592.
- López Jimeno, C. (2011). *Manual de Túneles y Obras Subterráneas*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Mak, S., & Picken, D. (2000). Using Risk Analysis to Determine Construction Project Contingencies. *Journal of Construction Engineering and Management*, 130-136.
- Newendorp, P., & Schuyler, J. (2000). *Decision Analysis for Petroleum Exploration* (Segunda Edición ed.). Aurora, Colorado: Planning Press.
- Ortlepp, W., Stacey, T., & Kirsten, H. (1999). Containment support for large static and dynamic deformations in mines. *Proceedings International Symposium on Ground Support*, 359-364.
- Project Management Institute. (2004). *Guía de los Fundamentos de la Dirección de Proyectos* (Tercera Edición ed.).
- Project Management Institute. (2004). *Guía de los Fundamentos de la Dirección de Proyectos* (Vol. Tercera Edición).
- Rozman, L. (1998). Measuring and Managing Risk in Resources and Reserves. *Ore Reserves and Finance*, 43-55.

- Runge, I. (1994). Uncertainty and Risk in Mineral Valuation- A User's Perspective. *Mineral Valuation Methodology Conference. AusIMM.*
- Samis, M., Martinez, L., Davis, G., & Whyte, J. (2011). Using Dynamic DCF and Real Option Methods for Economic Analysis in NI43-101 Technical Reports. 1-23.
- Serpel, A., & Alarcón, L. (2009). *Planificación y Control de Proyectos*. Santiago, Chile: Ediciones Universidad Católica de Chile.
- Shannon, R. (1998). Introduction to the Art and Science of Simulation. *Proceedings of the 1998 Winter Simulation Conference*, 7-14.
- SME. (2011). *SME Mining Engineering Handbook* (Vol. I & II). (P. Darling, Ed.) Littleton, Colorado.
- Snowden, D., Glacken, I., & Noppe, M. (2002). Dealing With Demands of Technical Variability and Uncertainty Along the Mine Value Chain. *Value Tracking Symposium*, 93-100.
- Taghavifard, M., Damghani, K., & Moghaddam, R. (2009). Decision Making Under Uncertain and Risky Situations. *Enterprise Risk management Symposium Monograph Society of Actuaries*.
- Thompson, A., & Perry, J. (1992). *Engineering Construction Risks: A Guide to Project Risk Analysis and Risk Management*. Londres: Thomas Telford.
- Torries, T., Liu, H., & Zhang, W. (1998). Evaluating Mineral Projects: Applications and Misconceptions. *Society for Mining, Metallurgy and Exploration*.
- Whittle, G., Stange, W., & Hanson, N. (2007). Optimising Project Value and Robustness. *Project Evaluation Conference*, 147-155.
- Wolgram, J., Zhen, L., & Scoble, M. (s.f.). Application of Simulation Techniques in Oyu Tolgoi Underground Development Scheduling.

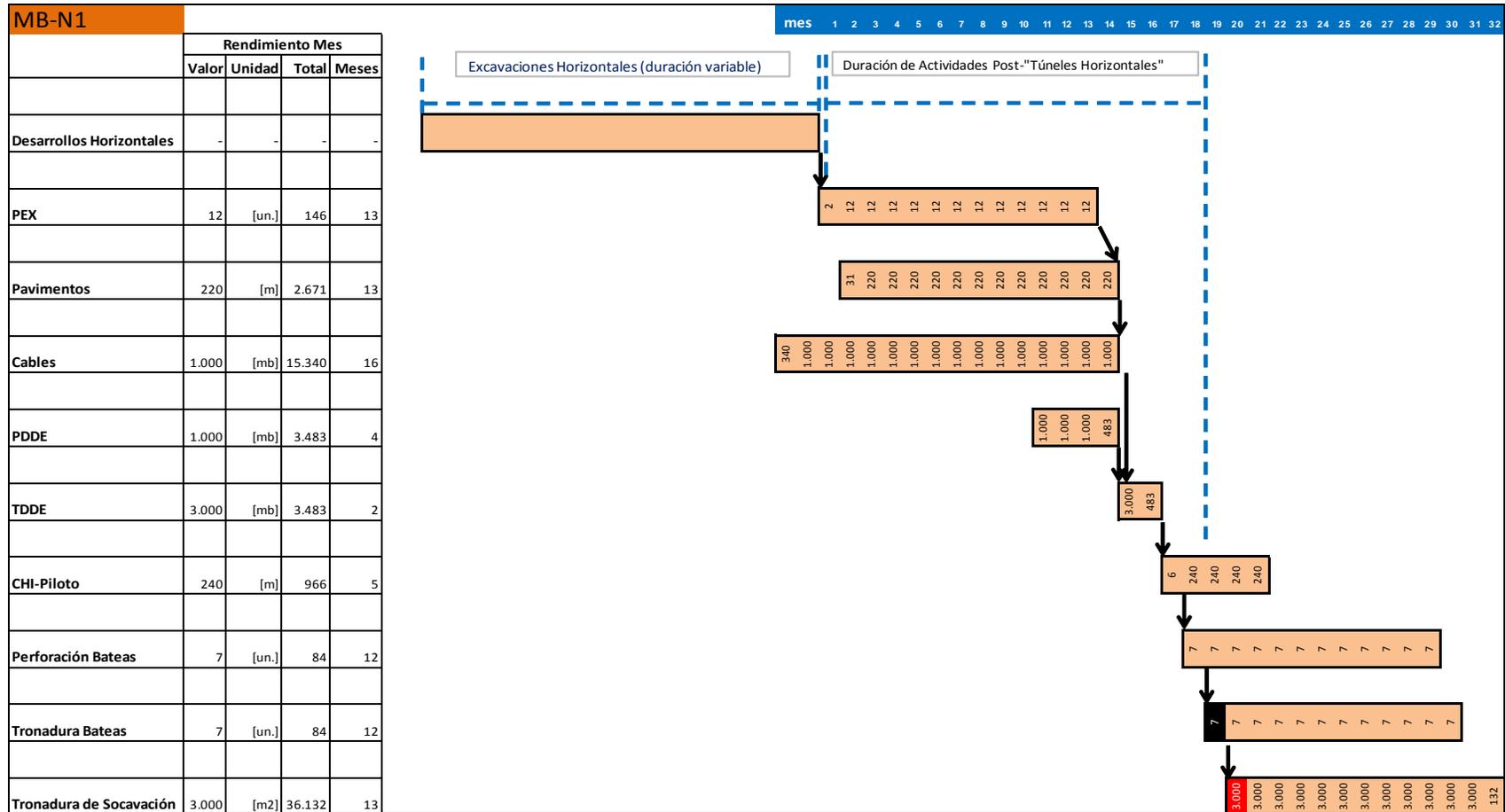
**ANEXOS**

### A. Plan de Producción

Año	%	Prod. kt	Prod. ktpd	Cu %	Cu kt	Mo (%)	Mo (kt)	As (%)	As (kt)	Área Nueva (m <sup>2</sup> )	Área Activa (m <sup>2</sup> )	Veloc. (t/m <sup>2</sup> day)
2018	2%	855	2	0.75	6.4	0.05	0.46	0.05	0.4	-	-	
2019	9%	4 763	13	0.92	43.9	0.06	2.90	0.04	2.1	101 793	56 166	0.16
2020	16%	8 153	22	0.96	77.9	0.06	4.97	0.04	3.4	30 464	118 657	0.16
2021	38%	19 381	53	1.07	207.8	0.07	13.92	0.05	10.3	73 744	172 968	0.29
2022	57%	28 500	79	1.03	293.0	0.06	18.13	0.05	14.9	75 424	246 369	0.30
2023	79%	39 908	110	0.99	394.3	0.06	24.98	0.05	21.0	74 144	308 126	0.34
2024	90%	45 232	125	0.98	443.7	0.06	28.90	0.05	24.3	73 040	316 875	0.37
2025	100%	50 400	140	0.94	472.2	0.06	31.55	0.06	28.2	71 088	350 352	0.38
2026	100%	50 400	140	0.87	439.0	0.07	33.11	0.06	30.4	66 496	346 654	0.38
2027	100%	50 400	140	0.85	426.4	0.06	32.00	0.06	31.4	68 192	349 559	0.39
2028	100%	50 400	140	0.82	414.3	0.06	28.73	0.06	29.0	55 232	352 010	0.39
2029	100%	50 400	140	0.78	394.6	0.06	30.49	0.06	30.8	79 810	365 750	0.37
2030	100%	50 400	140	0.79	396.6	0.06	29.89	0.06	29.9	39 690	333 218	0.41
2031	100%	50 400	140	0.82	412.3	0.06	30.04	0.05	25.4	40 800	302 283	0.45
2032	100%	50 400	140	0.82	414.3	0.06	28.63	0.05	24.9	80 360	338 520	0.39
2033	100%	50 400	140	0.75	378.0	0.05	25.65	0.05	23.4	61 640	324 832	0.40
2034	100%	50 400	140	0.70	351.3	0.04	22.53	0.05	22.7	75 070	351 911	0.37
2035	100%	50 400	140	0.67	337.2	0.05	22.73	0.04	21.9	62 760	336 207	0.40
2036	100%	50 400	140	0.62	314.5	0.05	23.39	0.04	22.4	63 280	328 189	0.41
2037	100%	50 400	140	0.61	309.0	0.05	24.39	0.05	23.9	61 960	322 016	0.42
2038	100%	50 400	140	0.59	298.4	0.05	23.13	0.04	22.0	67 280	307 500	0.44
2039	100%	50 400	140	0.64	320.0	0.06	27.97	0.05	26.8	80 610	300 856	0.45
2040	100%	50 400	140	0.62	311.5	0.05	25.45	0.04	19.8	80 980	326 067	0.42
2041	100%	50 400	140	0.68	343.2	0.06	30.74	0.05	23.4	79 140	324 294	0.42
2042	100%	50 400	140	0.71	356.8	0.07	33.57	0.06	29.4	75 950	331 979	0.40
2043	100%	50 400	140	0.64	324.6	0.06	27.72	0.05	26.9	72 760	379 679	0.35
2044	100%	50 400	140	0.61	309.5	0.05	24.80	0.05	27.0	58 220	380 608	0.35
2045	100%	50 400	140	0.60	302.9	0.04	21.12	0.05	23.7	69 360	375 122	0.36
2046	100%	50 400	140	0.56	283.2	0.04	18.65	0.04	20.0	63 280	373 131	0.36
2047	100%	50 400	140	0.58	292.8	0.04	18.95	0.04	18.5	80 240	352 087	0.39
2048	100%	50 400	140	0.60	303.4	0.04	20.41	0.03	17.5	78 200	332 011	0.41
2049	100%	50 400	140	0.70	351.3	0.05	26.61	0.05	23.5	78 670	319 546	0.42
2050	100%	50 400	140	0.71	357.3	0.06	29.94	0.06	27.9	76 520	327 187	0.41
2051	100%	50 400	140	0.66	330.6	0.05	25.45	0.05	26.2	72 560	367 512	0.37
2052	100%	50 400	140	0.64	321.6	0.04	22.43	0.05	26.9	55 240	354 277	0.39
2053	100%	50 400	140	0.62	313.0	0.04	19.96	0.05	27.6	66 910	336 066	0.41
2054	98%	49 499	137	0.59	290.1	0.04	17.42	0.05	24.7	63 280	328 629	0.42
2055	87%	44 095	122	0.59	260.6	0.03	14.60	0.04	19.3	29 920	253 075	0.48
2056	68%	34 087	94	0.58	198.7	0.03	9.71	0.03	10.8	-	162 744	0.58
2057	40%	20 392	56	0.51	104.0	0.02	4.96	0.02	3.1	-	103 383	0.55



**B. Actividades Posteriores al Desarrollo de Túneles Horizontales (MB-N1)**



C. Actividades Posteriores al Desarrollo de Túneles Horizontales (MB-S1)

