



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERIA

SIMULACIÓN COMO HERRAMIENTA PARA IDENTIFICAR Y COMPRENDER LAS OPERACIONES CRÍTICAS EN EL CICLO DE DESARROLLOS HORIZONTALES

IGNACIO JAVIER SOTO RAMÍREZ

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

Profesor Supervisor:
ANGELINA ANANI

Santiago de Chile, julio, 2020

© 2020, Ignacio Javier Soto Ramírez



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERIA

SIMULACIÓN COMO HERRAMIENTA PARA IDENTIFICAR Y COMPRENDER LAS OPERACIONES CRÍTICAS EN EL CICLO DE DESARROLLOS HORIZONTALES

IGNACIO JAVIER SOTO RAMÍREZ

Tesis presentada a la Comisión integrada por los profesores:

ANGELINA ANANI 

EDUARDO CÓRDOVA 

ORESTES GÓMEZ 

ENZO SAUMA 

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

Santiago de Chile, julio, 2020

A mi familia y más queridos amigos,
el gran regalo que la vida me ha dado.

AGRADECIMIENTOS

Todo el trabajo que hay detrás de la tesis que se presenta a continuación, es en parte reflejo de lo que han significado para mí las personas que me han acompañado en la vida. Por eso quiero agradecer:

A mi madre, gracias por entregar todo por nosotros. Con el infinito amor que me has dado, has sembrado en mí valores que sé me acompañarán por siempre. Todo lo que soy te lo debo a ti.

A mi padre, quien a pesar de su partida hace ya una década, ha seguido guiando mi camino y estado presente en cada paso que he dado para formar mi futuro.

A mi abuela. Los primeros recuerdos que tengo de la vida son a tu lado. Sé que sin tu crianza y todo lo que me has dado, hoy no sería la persona en la que me he convertido.

A mi hermano. Desde pequeño siempre te vi como un ejemplo a seguir y ese ejemplo que tú me diste forjó en mí las ganas de superar los desafíos más difíciles.

A mi tío Jorge. Siempre me has dicho que yo soy más un hijo que un sobrino para ti. Agradezco enormemente ese amor que me has dado, ese amor que me hace sentir pleno.

A Giuliana, quien ha sido un apoyo fundamental en este año lleno de cambios y desafíos.

A mis amigos y compañeros de infancia. Gracias por estar siempre para mí cuando los he necesitado. Sé que, aunque pasen los años y cada uno tome caminos distintos, siempre podré contar con ustedes.

A la gran familia Proyecta. Ustedes permitieron que mi paso en la universidad no fuese solo para crecer en lo académico, sino que fuese un paso donde pude aprender de mí, de mi entorno y de las comunidades deseosas de impulsar sus sueños. Todo lo que he crecido gracias a ustedes ha marcado mi vida y seguirá marcando mi futuro.

A la profesora Angelina Anani y al profesor Eduardo Córdova por su dedicada mentoría y apoyo para la realización de esta investigación.

Al departamento de minería y a Codelco por el apoyo financiero otorgado en el programa de magíster.

A Datamine por facilitar el software utilizado en esta investigación y compartir conocimientos que me fueron de gran ayuda.

INDICE GENERAL

Pág.

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INDICE DE TABLAS	vii
INDICE DE FIGURAS	viii
RESUMEN.....	ix
ABSTRACT	x
1. INTRODUCCIÓN	1
2. OBJETIVOS	3
2.1 Objetivo general.....	3
2.2 Objetivos específicos.....	3
3. HIPÓTESIS	4
4. ANTECEDENTES	5
4.1 Métodos mineros.....	5
4.1.1 Métodos de superficie	5
4.1.2 Métodos subterráneos.....	5
4.2 Métodos de construcción de túneles.....	8
4.3 Investigación de operaciones en minería	9
5. CASO DE ESTUDIO	12
6. METODOLOGÍA.....	16
6.1 Descripción del modelo	16
6.2 Determinación de parámetros	18
7. EXPERIMENTOS DE SIMULACIÓN.....	21
7.1 Caso 1: Caso base	21
7.1.1 Propósito.....	21

7.1.2	Parámetros de entrada	22
7.1.3	Resultados de la simulación	22
7.2	Caso 2: Cambiando estrategia de mantenimiento del LHD.....	23
7.2.1	Propósito.....	23
7.2.2	Parámetros de entrada	23
7.2.3	Resultados de la simulación.....	24
7.3	Caso 3: Cambiando disponibilidad de piques.....	25
7.3.1	Propósito.....	25
7.3.2	Parámetros de entrada	26
7.3.3	Resultados de la simulación	26
7.4	Caso 4: Cambiando diseño planificado	27
7.4.1	Propósito.....	27
7.4.2	Parámetros de entrada	29
7.4.3	Resultados de la simulación	30
8.	CONCLUSIONES	31
	BIBLIOGRAFIA.....	33
	A N E X O S.....	38
	Anexo A : ARTÍCULO ENVIADO A <i>EUROPEAN JOURNAL OF OPERATIONAL RESEARCH</i>	39
	Anexo B : ARTÍCULO PUBLICADO EN <i>3RD INTERNATIONAL SEMINAR ON OPERATIONAL EXCELLENCE IN MINING</i>	65

INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 6-1: Distribución de tiempo de las operaciones unitarias	19
Tabla 7-2: Resultados estrategia del fabricante vs estrategia flexible	24
Table 7-2: Distancia promedio entre punto de extracción y punto de vaciado	26
Tabla 7-3: Distancia promedio entre punto de extracción y pique de traspaso. Caso base vs secuencia optimizada	29

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 4-1: Infraestructura mina de panel caving (Flores, 2004).....	7
Figura 5-1: Niveles de Hundimiento, Producción y Transporte intermedio del sector Pacífico Norte	13
Figura 5-2: Límites ZT y 2ZT año 2038, sector Pacífico Norte	14
Figura 6-1: Diagrama de flujo extracción de marina	16
Figura 6-2: Diagrama de flujo fortificación	17
Figura 6-3: Diagrama de flujo perforación y tronadura	18
Figura 7-1: Resultados simulación vs planificación	23
Figura 7-2: Resultados simulación vs resultados reales históricos	23
Figura 7-3: Resultados simulación caso base vs estrategia de mantenimiento flexible	25
Figura 7-4: Resultados simulación a diferentes porcentajes de disponibilidad	27
Figure 7-5: Comparación secuencia desarrollos caso base (a) vs. secuencia optimizada (b) 28	28
Figura 7-6: Desarrollos anuales óptimos planificados hasta el 2042, Sector Pacífico Norte 29	29
Figura 7-7: Metros desarrollados acumulados	30
Figura 7-8: Resultados simulación vs planificación, caso secuencia optimizada	30

RESUMEN

El envejecimiento de los yacimientos mineros supone grandes desafíos para la industria minera si se quiere mantener los niveles de producciones actuales. La transición a métodos masivos subterráneos, como lo son los métodos de *caving* parece ser la solución a estos desafíos. La construcción de nuevos megaproyectos de *caving* supone a su vez un desafío importante en términos de la infraestructura que van a requerir y la gran cantidad de kilómetros de túneles que se deberán construir. A pesar de que la investigación de operaciones ha sido de gran utilidad para la industria minera, aún no se han desarrollado técnicas que se puedan aplicar efectivamente a estos megaproyectos. En esta tesis se propone un modelo de simulación de eventos discretos que permite predecir el desempeño en el avance del ciclo de desarrollos horizontales bajo las condiciones actuales y se proponen cambios en la gestión de operaciones críticas del ciclo con el fin de mejorar el desempeño. El modelo propuesto es evaluado en un caso de estudio real de la División El Teniente de Codelco.

Palabras Claves: Simulación de Eventos Discretos, Minería Subterránea, Desarrollos horizontales, Construcción de túneles

ABSTRACT

The depletion of mining deposits poses great challenges for the mining industry if current production levels are to be maintained. The transition to massive underground methods, namely caving methods, appears to be the solution to these challenges. The construction of new mega caving projects is, in turn, a major challenge in terms of the infrastructure they will require and the large number of kilometers of tunnels to be built. Although operations research has been of great use to the mining industry, techniques have not yet been developed that can be effectively applied to these megaprojects. In this thesis, a discrete event simulation model is proposed that allows predicting performance of the horizontal development cycle under current conditions and proposes changes in the management of critical cycle unit operations in order to improve efficiency. The proposed model is evaluated for a real case study of Codelco's El Teniente Division.

Keywords: Discrete Events Simulation, Underground Mining, Horizontal Developments, Tunnel Construction

1. INTRODUCCIÓN

La minería es una actividad económica desarrollada desde hace siglos que ha generado importantes beneficios en las economías locales al incentivar la inversión extranjera, aumentar los ingresos por exportaciones, aumentar las recaudaciones fiscales y al generar nuevos empleos bien remunerados (Dorin, Diaconescu y Topor, 2014). En el caso particular de Chile, la minería constituye el 10% del PIB y aporta 1 peso de cada quince que recolecta el estado (Consejo Minero, 2018).

Hoy en día la industria sigue en constante desarrollo, impulsado por la alta demanda por materias primas (Tausova et al., 2017). Sin embargo, para lograr satisfacer esta alta demanda, la industria deberá hacer frente a importantes desafíos. Los yacimientos que por décadas se han explotado, se encuentran cada vez más profundo, lo que se traduce en un decaimiento de las leyes minerales, en un aumento de la dureza de la roca y en un aumento en la distancia de transporte (Calvo, Mudd, Valero y Valero, 2016; Northey, Mohr, Mudd, Weng y Giurco, 2014).

Para afrontar estos desafíos y lograr ser competitivo, muchos de estos yacimientos envejecidos que explotan su mineral a cielo abierto, tendrán que hacer una transición hacia métodos subterráneos (King, Goycoolea y Newman, 2016; Flores y Catalan, 2019). Los métodos subterráneos más tradicionales como el *cut and fill* o el *sublevel stoping*, poseen costos operacionales muy elevados y no logran alcanzar niveles de productividad como en cielo abierto, por lo que solo los métodos subterráneos masivos de hundimiento o *caving*, podrán transformarse en una opción interesante para la transición de los rajos (Rashidi, Suorineni y Asi, 2014).

Los nuevos megaproyectos de *caving* que pronto entrarán en producción son muy ambiciosos en cuanto a las metas productivas que buscan comprometer, pues buscan mantener niveles de producción similares a lo que se lograba extraer mediante minería a cielo abierto, lo que trae consigo a su vez numerosos desafíos técnicos, geomecánicos y ambientales (Dowd, Xu y Coward, 2016). Uno de estos desafíos corresponde a la gran

cantidad de infraestructura y túneles a construir, como lo es el caso del Nuevo Nivel Mina de la División El Teniente que deberá construir más de 113 kilómetros de túneles para lograr alargar la vida de la mina por mínimo 50 años más (Díaz, Rojas, & Vargas, 2019).

Si bien la investigación de operaciones ha sido fundamental para dar solución a muchos de los desafíos de la industria minera desde hace décadas, esta disciplina ha puesto mayor énfasis en la minería a cielo abierto, por lo que aún no se han desarrollado en profundidad metodologías que den solución a los desafíos que los nuevos proyectos masivos de *caving* tendrán en los próximos años.

Teniendo esto en cuenta, la presente tesis busca a través de la simulación, una subdisciplina de la investigación de operaciones, desarrollar un modelo que permita identificar y comprender las operaciones críticas del ciclo de desarrollos horizontales, y así poder afrontar de mejor manera este gran desafío de la minería de *caving*.

En las secciones siguientes se listan los objetivos generales y específicos de la tesis y se plantea la hipótesis. Luego se hace una revisión literaria de los métodos mineros y las técnicas de investigación de operaciones aplicadas a minería. Tras esto, se presenta un caso de estudio del Nuevo Nivel Mina de la División El Teniente y se detalla el modelo de simulación propuesto para ser aplicado. Se comparan los resultados obtenidos de la simulación con las mensuras históricas de minas actualmente en explotación de El Teniente y se identifican operaciones críticas del ciclo de desarrollo, para luego volver a simular incorporando cambios en la gestión de operaciones críticas, para luego comparar los rendimientos con los resultados originales. Finalmente son presentadas las conclusiones y trabajo a futuro.

2. OBJETIVOS

2.1 Objetivo general

El objetivo general de esta tesis consiste en desarrollar un modelo de simulación que permita identificar y comprender las operaciones críticas del ciclo de desarrollos horizontales. Para lograr esto se proponen los siguientes objetivos específicos.

2.2 Objetivos específicos

- i. Generar un caso base de acuerdo con una mina real en funcionamiento que tenga planificado nuevos proyectos de expansión para aumentar su productividad.
- ii. Recopilar y ordenar información del *performance* real sobre los desarrollos horizontales que ha tenido la mina en sus distintos sectores productivos.
- iii. Identificar cada operación unitaria del ciclo de desarrollo y ajustar los tiempos de ejecución a una distribución de probabilidades, de acuerdo a datos recopilados en terreno y a datos similares disponibles en la literatura.
- iv. Validar los resultados del modelo de simulación con los registros históricos del caso de estudio.
- v. Identificar operaciones unitarias críticas del ciclo de desarrollos y proponer cambios su gestión, para luego comparar el *performance* bajo estos nuevos escenarios respecto al caso base.

3. HIPÓTESIS

La simulación se puede utilizar para lograr el desarrollo horizontal planificado que de otro modo no se puede lograr con el método ni las condiciones actuales, mediante la selección de la mejor estrategia para gestionar las operaciones críticas del ciclo de desarrollos.

4. ANTECEDENTES

4.1 Métodos mineros

Existen diversas formas en que la extracción de mineral de un yacimiento puede llevarse a cabo, constituyendo cada una de ellas un método minero. Cada uno de estos métodos presenta sus ventajas y desventajas, por lo que la elección del método óptimo dependerá de variables como la distribución de la mineralización, la cantidad de recursos, la geometría del yacimiento, restricciones medioambientales, factores económicos y factores de seguridad (Bakhtavar, Shahriar y Oraee, 2009).

4.1.1 Métodos de superficie

La minería de superficie se define como un método en el que la extracción de mineral se produce al remover las capas de tierra y roca superficiales que cubren el mineral (Dictionary of Energy, 2014).

En Chile la minería superficial se remonta a los tiempos precolombinos, donde los atacameños explotaban con herramientas artesanales la superficie de los cerros, sin embargo, el desarrollo de una mina a cielo abierto de clase mundial no ocurre hasta 1911, cuando inicia la producción de Chuquicamata (Coulson, 2012).

La minería a cielo abierto se caracteriza por alcanzar tasas de producción superiores a las 20.000 toneladas por día, ser poco selectiva, es decir, se minan tanto zonas de alta como de baja ley (Harraz, 2010a) y tiene costos operacionales muy bajos.

4.1.2 Métodos subterráneos

Los métodos subterráneos se definen como aquellos que implican la construcción de túneles hacia la tierra para obtener acceso a un cuerpo mineralizado que generalmente se encuentra lejos de la superficie (Dictionary of Energy, 2014).

En Chile, la minería subterránea tomó mayor relevancia el año 1904, cuando se dio inicio a la producción en El Teniente, mina ubicada en la sexta región y que hoy en día se posiciona como la mina subterránea más grande del mundo. En los próximos años se espera que la histórica mina a cielo abierto, Chuquicamata, logre consolidarse como una de las minas subterráneas más productivas a nivel mundial.

Los métodos subterráneos pueden clasificarse en autosoportados, soportados y de hundimiento. Los métodos autosoportados como el *room & pillar* no requieren soporte artificial para mantener la estabilidad de los caserones, sus tasas de producción se encuentran entre las 1.500 a 10.000 toneladas por día y sus costos de operación varían entre 7 a 20 USD/ton (Harraz, 2010b).

Los métodos soportados como el *bench & fill* y el *cut & fill*, requieren algún elemento de soporte para rellenar y darle estabilidad a los caserones. Sus tasas de producción se encuentran entre las 500 a 1.500 toneladas por día y sus costos de operación pueden llegar a superar los 70 USD/ton, por lo que estos métodos solo son aplicables a vetas de muy alta ley (Harraz, 2010b).

En los métodos de hundimiento como el *block caving* o *panel caving*, las cavidades generadas son rellenas por el material superpuesto que por acción de la gravedad (Oddie, Jones, Labrecque y Delabbio, 2014). Sus tasas de producción pueden alcanzar las 100.00 toneladas por día y sus costos de operación pueden llegar a ser menores a 2.5 USD/ton. Es por esto que los métodos de *caving* son los únicos que pueden compararse con la minería a cielo abierto en cuanto a tasas de producción y costos de operación.

La infraestructura necesaria que habilita la producción de una mina de *caving* recae en el desarrollo de cinco niveles: el nivel de hundimiento desde donde se socavará el mineral; el nivel de producción, donde el mineral será recolectado por el equipo de carga LHD para ser depositado en los piques de traspaso; el nivel de ventilación, que inyectará aire fresco al nivel de producción y extraerá el aire viciado mediante

desarrollos verticales llamados chimeneas; el nivel de transporte, el cual se conectará mediante al nivel de producción mediante los piques de traspaso y cuyo objetivo es llevar de la manera más eficiente posible el mineral hasta la superficie; por último se tiene el nivel de chancado, cuyo objetivo es fragmentar la roca depositada por el equipo LHD y el cual puede localizarse bajo el nivel de producción o estar incorporado en este.

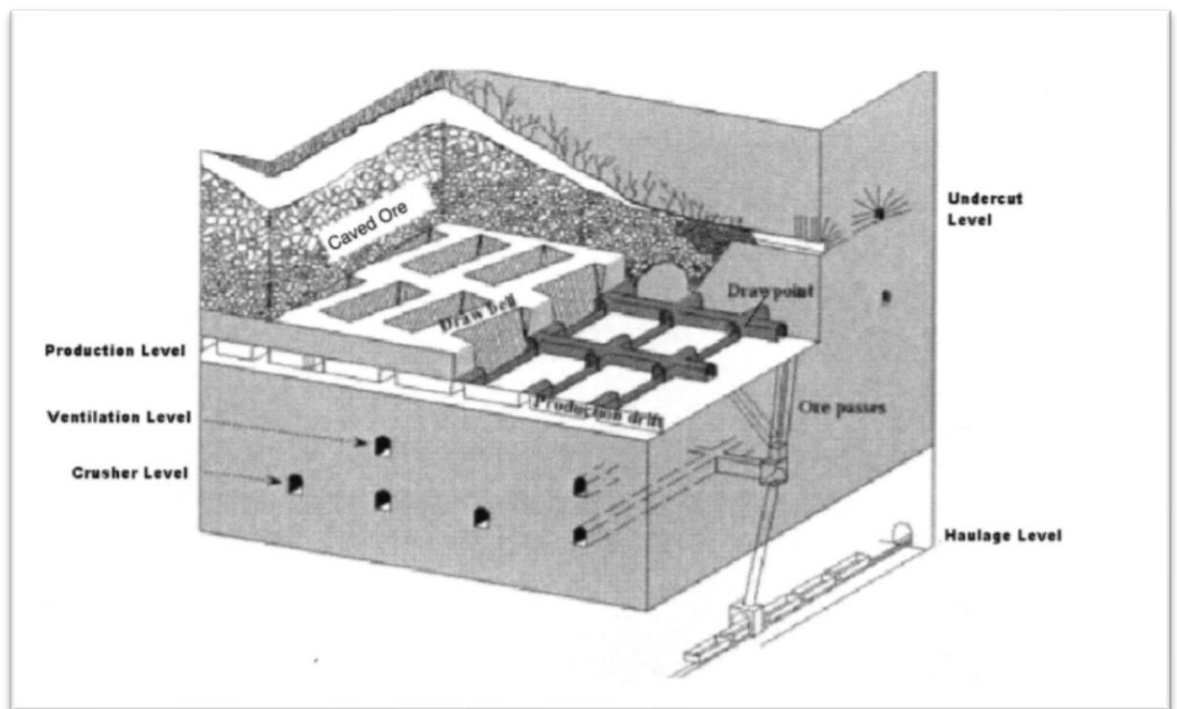


Figura 4-1: Infraestructura mina de panel caving (Flores, 2004)

Cada uno de estos cinco niveles está compuesto por una serie de numerosos túneles y galerías, por lo cual la construcción de túneles es y seguirá uno de los principales desafíos de la minería de hundimiento (Olavarria, Adriasola y Karzulovic, 2006)

4.2 Métodos de construcción de túneles

La construcción de túneles es una labor cuyo diseño y ejecución puede llevarse a cabo a través de distintos métodos y cuya elección dependerá de factores como el tipo de suelo y roca, condiciones de agua, factores económicos, sección del túnel y longitud total del túnel (Masosonore y Hanane, 2018).

El Nuevo Método de Túneles Austriaco (NATM), es un método desarrollado a mediados del siglo XX para la construcción de túneles en sitios donde la roca es débil. Este método se basa en subdividir el túnel en varias secciones arqueadas más pequeñas, para facilitar el control y permitir una fortificación más segura durante la excavación (Karakus y Fowell, 2004).

El método de *Tunnel Boring Machine* (TBM), consiste en el uso de un gran equipo mecanizado para cortar y perforar la roca y luego retirar la maraña. Este método se recomienda para usar en roca homogénea, dura y competente, en ambientes no demasiados profundos, para no someter al equipo a una alta condición de esfuerzos (Dean Brox, 2013). La construcción de túneles bajo este método en condiciones de suelo favorables ha demostrado poseer ventajas en términos de tasas de desarrollo, menores riesgos y reducción de costos (Zheng, Zhang y Zhao, 2016).

La perforación y tronadura (D&B) es el método de construcción de túneles más tradicional y ampliamente usado en la minería, pues tiene un gran desempeño en rocas de dureza media a alta (Satici, 2000). Consiste en un ciclo de operaciones unitarias: perforación, donde un equipo mecanizado jumbo perfora la roca para crear los pozos; carguío, operación en la cual los pozos son cargados con explosivos; tronadura, operación en la cual los explosivos son detonados y se produce la fragmentación de la roca; extracción de maraña, operación en la cual el equipo de carguío, comúnmente un LHD, carga el material fragmentado de la frente y lo traslada hasta un punto de vaciado; finalmente la fortificación, operación que

dependerá de las condiciones geomecánicas de la roca y busca darle estabilidad al túnel (Maidl, Thewes y Maidl, 2014). Sus tasas de desarrollo van entre los 4 a 9 m/día y se estima que su límite teórico está en los 19 m/día (Stewart, Ramezanzadeh y Knights, 2006)

Los nuevos proyectos de *caving* que entrarán en producción, deberán contar con túneles a una gran profundidad, lo que provocará un aumento en la sismicidad inducida y en los estallidos de roca (Kaiser y Cai, 2012), lo cual supone condiciones poco favorables para el método TBM, no pudiendo mantener sus ventajas frente al D&B (Barla y Pelizza, 2000; Bai, Jiang, Diaz, Zhang y Zhang 2018). Teniendo esto en consideración, la tesis desarrollada se enfocará en la construcción de túneles mediante D&B.

4.3 Investigación de operaciones en minería

La optimización de los procesos involucrados en el diseño y la planificación minera es un problema que ha acaparado la atención de la industria desde hace ya más de 60 años (Dagdelen, 2001). Desde el ya reconocido algoritmo de diseño de Lerch & Grossman (1965), muchos autores han contribuido en mejorar el algoritmo, incorporando nuevos criterios como ángulos de talud variables (Khalokakaie, Dowd y Fowell, 2000) o desarrollando nuevas técnicas de programación lineal para optimizar la planificación open pit (Caccetta y Hill, 2003). La incorporación de estas herramientas a la minería subterránea ha sido más reciente, desarrollándose primero modelos para la planificación de producción multiperiodos (Nehring, 2006) que han ido mejorando para ofrecer soluciones óptimas en menor tiempo (Nehring, Topal y Little, 2010) y llegar a integrar múltiples áreas del layout subterráneo (Little, Knights y Topal, 2012). A pesar de la proliferación de técnicas de optimización en la planificación minera, la optimización aplicada a minería subterránea sigue siendo mucho menos desarrollada que en cielo abierto (Musingwini, 2016) debido a la

mayor complejidad de las restricciones geológicas, geotécnicas y físicas inherentes a las minas subterráneas (Sandanayake, Topal y Asad, 2015; Morin, 2002).

Las actividades propias de la industria minera como la exploración y operación, así como las variables propias de su entorno, como el precio del commodity, están definidos por una alta incertidumbre (Singer & Kouda, 1999; Dehghani y Ataee-pour, 2012; Haque, Topal y Lilford, 2014). Para hacer frente a esta situación, la simulación se ha sumado como investigación de operaciones, para gestionar de mejor manera los riesgos propios de la incertidumbre. Diferentes métodos de simulación han sido utilizados en diferentes áreas de la minería. La simulación secuencial gaussiana es un método comúnmente utilizado en geoestadística y se ha utilizado para cuantificar los riesgos asociados con la estimación de la ley del mineral y los tonelajes (Paithankar y Chatterjee, 2017). En su trabajo, Riméle, Dimitrakopoulos y Gamache combinan la simulación secuencial gaussiana con un programa entero estocástico para la planificación minera con botaderos y *stockpiles* en minas a cielo abierto (2018). La simulación de eventos discretos es un método que modela sistemas a través de una secuencia de eventos bien definidos. En la minería subterránea, ha ayudado en las decisiones de diseño, con trabajos como el de Ahmed que compara diferentes mallas de extracción en minas de *caving* (2014) o el trabajo de Greberg, Salama, Gustafson y Skawina, quienes evalúan el rendimiento de los sistemas de transporte alternativos (2016).

Un área muy importante donde la simulación puede lograr importantes avances es en los desarrollos mineros. Por un lado, al no ser gestionados correctamente impactarán negativa y fuertemente en el valor de un proyecto minero (Maybee, Dunn, Dessureault y Robinson, 2009). Por otro lado, es sabido que uno de los principales cuellos de botella en la construcción mecanizada de minas de *block caving*, es la pobre tasa de desarrollo de túneles (Chitombo, 2010). Sumado a este último punto, se debe considerar que los nuevos megaproyectos de *caving* que pronto entrarán en producción son muy ambiciosos en cuanto a las metas

productivas que buscan comprometer, lo que se relaciona directamente con los kilómetros de túneles que deberán desarrollarse para conseguirlas.

Para superar estos desafíos, el trabajo de investigación de Rocher, Rubio y Morales concluye que los esfuerzos en el ejercicio de planificación de la producción deberían centrarse más en la planificación del desarrollo que en la producción en sí, ya que la producción es el resultado de los desarrollos (2011). Siguiendo estos lineamientos, otros autores han aplicado la simulación al ciclo de desarrollo de la mina. En la investigación publicada por Leiva, las operaciones unitarias del ciclo de desarrollo se ajustan a distribuciones probabilísticas, para reproducir el comportamiento estocástico de cada una de estas operaciones y así obtener como resultado una función de densidad de probabilidad de la duración total del ciclo, que permite definir una configuración de turnos óptima (2015). Por su parte Navarro en su trabajo utiliza el software Crystal Ball para generar un modelo Montecarlo que permite simular el tiempo de construcción de las galerías y con estos resultados optimizar sus desarrollos (2012).

Aunque estos trabajos han significado una gran contribución a las pequeñas minas subterráneas al incorporar la simulación en sus desarrollos horizontales, no han considerado factores clave como la capacidad de trabajar en múltiples frentes con un equipo de trabajo, operaciones de ciclo críticas como el soporte del techo de las galerías, ni han propuesto cambios en la gestión de operaciones críticas para mejorar el rendimiento. Por ello, en las siguientes secciones se presenta una metodología aplicable a un caso de estudio de la gran minería.

5. CASO DE ESTUDIO

El caso de estudio corresponde a la División El Teniente (DET), un conglomerado de minas mayoritariamente subterráneas explotadas a través de métodos de *caving*, método en el cual el mineral se hunde naturalmente luego de socavar su base y el mineral hundido es recuperado utilizando puntos de extracción (Laubscher, 1994). La división opera desde el año 1904 y se enfoca en la producción tanto de ánodos como de cátodos de cobre. El Teniente se posiciona como la división más productiva de Codelco, alcanzado una producción de 459.744 toneladas métricas de cobre fino el año 2019 (Codelco, 2020). Esta producción también la posiciona como la tercera mina más productiva de Chile, ubicándose solo por detrás de Escondida y Collahuasi (Cochilco, 2019).

La producción en las minas actuales de la DET no podrá ser mantenida por muchos años más, debido al agotamiento de las reservas de estos niveles. Es por ello que Codelco, con el objetivo general de mantener a la DET como una de las más productivas a nivel mundial, ha desarrollado un megaproyecto estructural, llamado Nuevo Nivel Mina (NNM), el que busca generar nuevos niveles productivos en cotas más profundas que las actualmente explotadas, para así aumentar en más de 2.000 millones de toneladas las reservas de cobre de la división y con ello alargar en más de 50 años la vida de la mina. Este megaproyecto está formado por cuatro sectores productivos: Andes Norte, Pacífico Sur, Andes Sur y Pacífico Norte, los cuales se espera entren en producción en los años 2023, 2030, 2034 y 2038 respectivamente.

Para hacer posible la puesta en producción de los sectores del Nuevo Nivel Mina, cada uno de estos sectores debe contar con un nivel de hundimiento, nivel de transporte intermedio, nivel de drenaje, nivel de ventilación y nivel de producción, siendo este último el que concentra la mayor cantidad de desarrollos, por lo cual para efectos de esta tesis, el foco estará en los desarrollos planificados en el nivel de producción. En la figura x, se muestran los niveles de hundimiento (a la izquierda), producción (al centro) y transporte intermedio (a la derecha) para el sector Pacífico Norte del NNM.

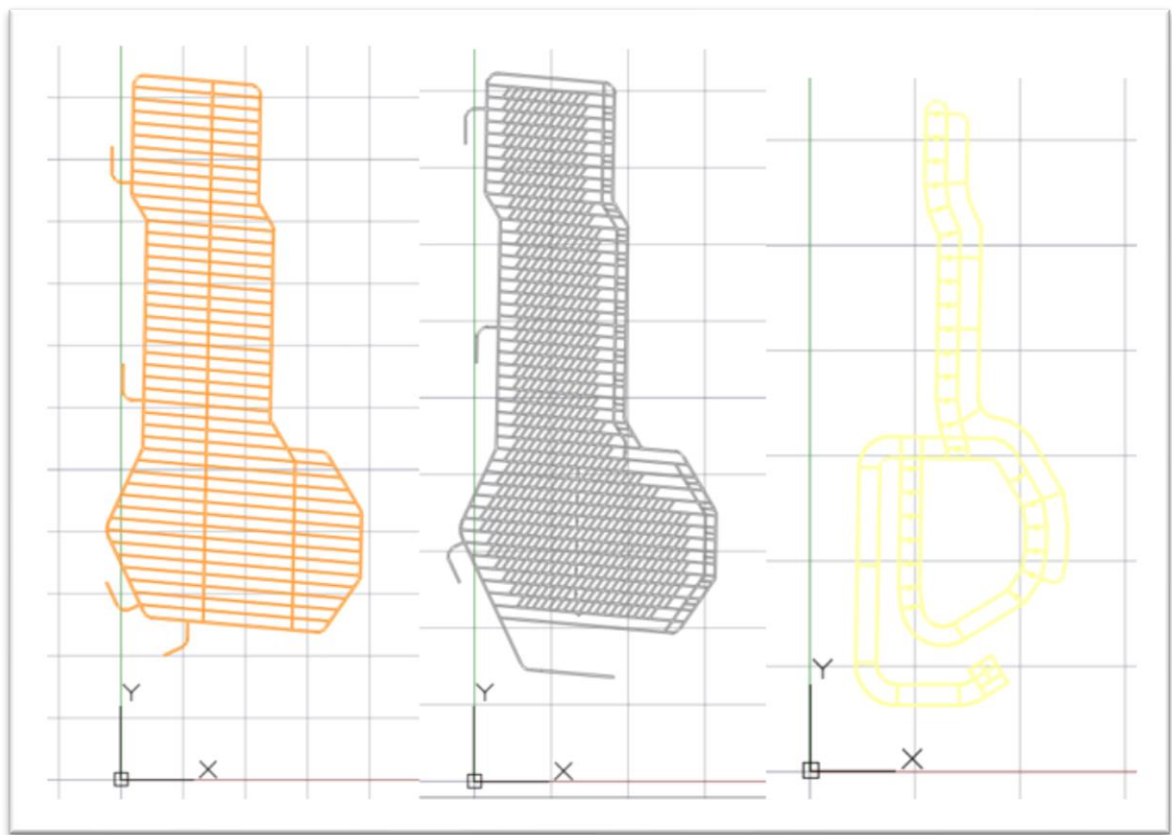


Figura 5-1: Niveles de Hundimiento, Producción y Transporte intermedio del sector Pacífico Norte

La División El Teniente tiene dentro de sus políticas de seguridad el minimizar la exposición de equipos y personas a la denominada zona de transición (ZT), que se define como: “Aquella zona donde el estado tensional se encuentra aumentado y bajo continuos cambios, lo cual genera condiciones de esfuerzo considerablemente mayores a la condición in-situ.” (Lobiano, 2016) Para lograr esto, la división fija una regla a seguir en la planificación de los desarrollos, la cual debe respetarse para cada año de producción de la mina y que enuncia: “Entre la zona de transición y dos veces el área que esta abarca (2ZT), todos los túneles deben encontrarse desarrollados.”

En este sentido, para generar la denominada zona de transición se debe tomar los puntos de producción más exteriores de cada año y generar circunferencias con un radio igual a la zona de transición, que para la División El Teniente corresponde a 80 metros. Luego se debe repetir este proceso, esta vez tomando circunferencias con un radio de 160 metros. En la figura 5-2, se muestran los límites de la ZT y 2ZT para el año 2038. Para entonces cumplir con la regla fijada por la DET, todos los túneles debajo de la línea punteada deben encontrarse desarrollados para el fin del año 2038.

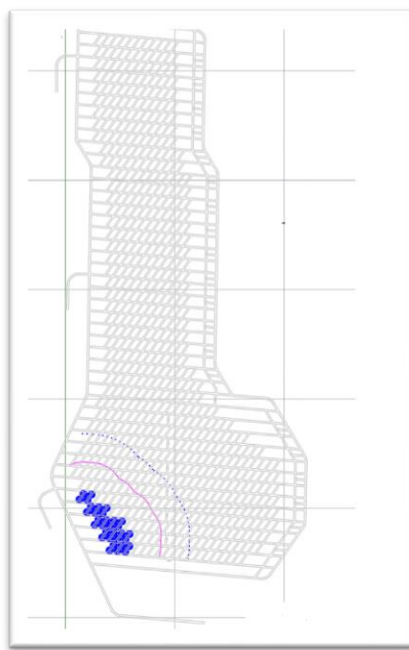


Figura 5-2: Límites ZT y 2ZT año 2038, sector Pacífico Norte

Para obtener la secuencia en los desarrollos horizontales para cada uno de los niveles de los sectores del Nuevo Nivel Mina, se utiliza el software Autocad, tomando los planos de avance de la ZT y 2ZT de cada sector. Cada segmento dibujado en los planos de Autocad corresponde a una labor horizontal a escala. El uso de este software se justifica, pues ayuda a documentar cambios en la programación de construcciones (Abd, Mustaffar, & Memon, 2006) y logra comunicar de manera muy efectiva la planificación que se quiere llevar a

cabo, pudiendo ser usados estos planos por grupos de trabajos de otras áreas que no tengan mayor conocimiento de softwares específicos.

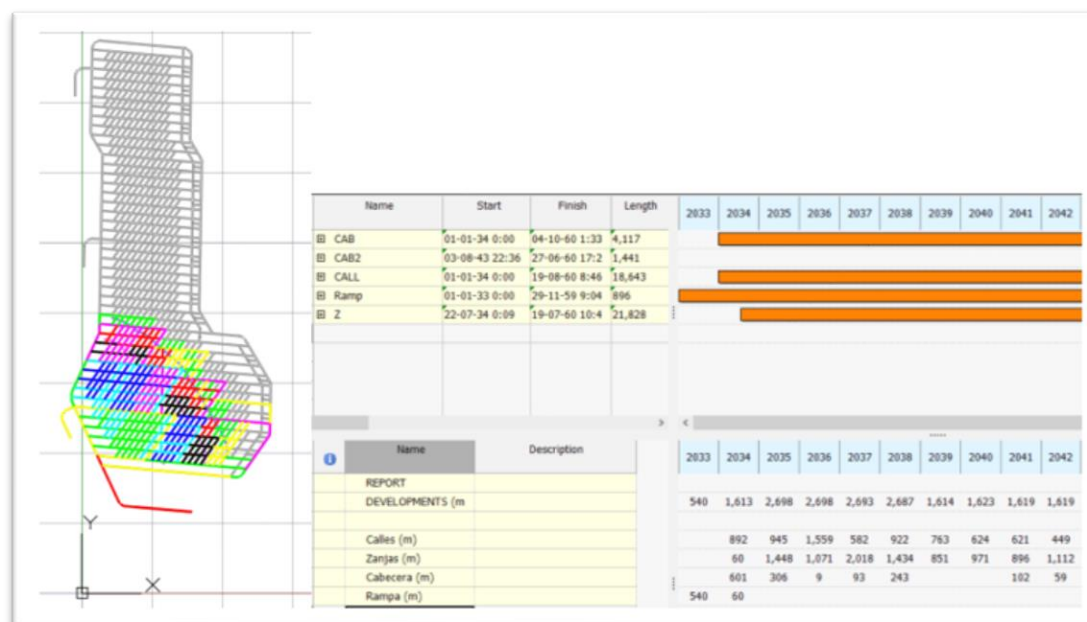


Figura 5-3: Planificación desarrollos anuales hasta el año 2042, sector Pacífico Norte.

Los supuestos bajo los cuales se desarrolla la planificación base del sector Pacífico Norte son que los desarrollos comienzan en el año 2033 con un frente abierto, 3 frentes activos en el año 2034 y entre los años 2039 y 2060 y finalmente, 5 frentes activos entre los años 2035 y 2038. Se prevé un avance promedio de 45 metros por mes por cada frente disponible en base a estos supuestos.

En la figura 5-3, el segmento de color rojo corresponde al primer desarrollo que se realiza el año 2033 en el nivel de producción del sector Pacífico Norte. Se puede ver como la restricción impuesta por la zona 2ZT se cumple, pues se planifica el desarrollo de todas las labores que se encuentran debajo de la línea segmentada de color azul. Esta planificación será tomada como input para construir el modelo de simulación en la sección siguiente.

6. METODOLOGÍA

6.1 Descripción del modelo

El sistema a modelar corresponde a un ciclo clásico de perforación y tronadura. El ciclo completo de desarrollo consta de muchas etapas, las cuales se pueden agrupar principalmente en: Extracción de marina, fortificación, perforación de disparos, carguío de explosivos y tronadura, ventilación y acuñadura.

La extracción de marina corresponde a todas las actividades necesarias para trasladar desde la frente el material recientemente tronado hacia un pique o punto de vaciada para realizar esta tarea es utilizado un LHD de 9 y³. A lo largo de este proceso el LHD puede fallar debido a su uso y falta de mantenimiento apropiado, lo cual repercutirá directamente en el desempeño del equipo y por tanto en el rendimiento global del ciclo (Balaraju, Govinda, & Murthy, 2018a).

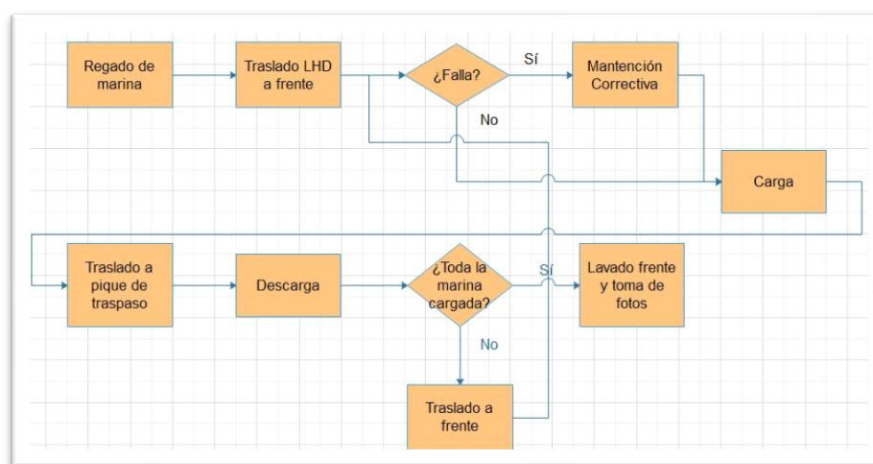


Figura 6-1: Diagrama de flujo extracción de marina

La fortificación corresponde a todas las actividades necesarias para otorgar soporte y estabilidad a los túneles desarrollados y así minimizar el riesgo de daño a personas

y equipos producto de desprendimientos de roca. Los recursos requeridos para la ejecución de estas actividades son una grúa, jumbo, LHD, roboshot y mixer. La fortificación de la frente comienza con las marcas de las perforaciones, para dar paso al arribo del jumbo que realiza las perforaciones que permiten la instalación de los pernos helicoidales y pernos Split set. La grúa entra a la frente para la lechada de los pernos, con una mezcla de agua, cemento y aditivos. Una vez los pernos han fraguado, entra la grúa con jaula para el acondicionamiento e instalación de la malla de fortificación. El último paso de la fortificación corresponde a la proyección de shotcrete mediante el equipo roboshot. La suma de todas estas actividades constituye el mayor tiempo del ciclo de desarrollos mineros. La figura 6-2: muestra todas las actividades de fortificación necesarias.

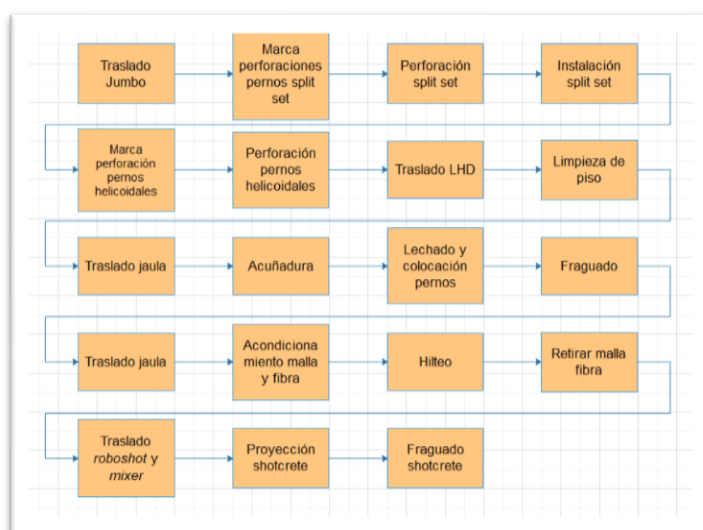


Figura 6-2: Diagrama de flujo fortificación

La perforación de tiros es una actividad que utiliza un jumbo de dos brazos como recurso, el cual está encargado de perforar la frente de acuerdo con el diagrama de disparos previamente diseñado. Para el caso de estudio, cada disparo tendrá una longitud de 3.2 m.

El carguío de explosivos es una actividad en la cual, utilizando la grúa de levante, cada uno de los tiros perforados anteriormente es cargado con el explosivo que corresponda de acuerdo al diagrama previamente definido. Cargado y conectado cada uno de los tiros, el jefe de turno es el encargado de solicitar autorización para realizar la tronadura.

La acuñadura, es una actividad que se realiza para remover rocas sueltas del techo y caja de la frente. A diferencia de las otras actividades, la acuñadura será necesaria siempre que se encuentren rocas sueltas, por tanto, es una actividad siempre presente a lo largo de todo el ciclo de desarrollos. En el modelo creado se considerará que esta actividad se realiza siempre después de la extracción de marina, la perforación para los pernos, la perforación de disparos y la tronadura.

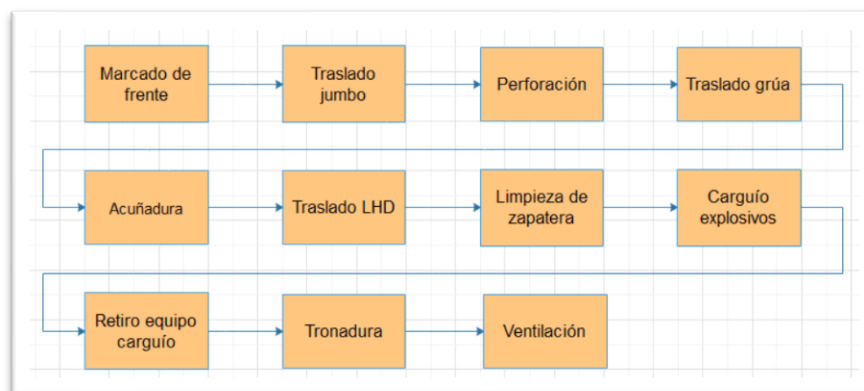


Figura 6-3: Diagrama de flujo perforación y tronadura

6.2 Determinación de parámetros

Para ajustar los tiempos de ejecución de cada una de las operaciones unitarias con una distribución de probabilidad representativa, se recopilieron datos durante 5 días en un sector actualmente en producción de la mina El Teniente. Debido a la complejidad de la recopilación de datos en terreno, no fue posible obtener un número

significativo de muestras, por lo tanto, datos de otros estudios similares en sectores productivos de El Teniente (Cctamayo, 2017; Camhi, 2012) se agregaron a los datos recopilados para realizar el ajuste. Se utilizó el software Input Analyzer de Arena, que agrupa los datos en intervalos y genera histogramas que se ajustan a diferentes distribuciones estadísticas. El software considera la distribución con el menor error cuadrático como el mejor ajuste. Las distribuciones y sus parámetros que se obtuvieron se presentan en la tabla 1.

Tabla 6-1: Distribución de tiempo de las operaciones unitarias

Variable estudiada	Distribución	Formula (minutos)
Ventilación	Beta	$100 + 44 * \text{BETA}(0.501, 0.601)$
Regado marina	Beta	$15 + 26 * \text{BETA}(0.526, 0.501)$
Chequeo tiros quedados	Beta	$15.2 + 6.78 * \text{BETA}(0.793, 0.636)$
Llegada LHD	Erlang	$8 + \text{ERLA}(0.968, 2)$
Lavado frente y fotos	Triangular	$\text{TRIA}(21, 30, 38.33)$
Llegada jumbo	Expo	$17 + \text{EXPO}(0.69)$
Marcado frente - split set	Triangular	$\text{TRIA}(6.38, 13.6, 14.75)$
Perforación - split set	Triangular	$\text{TRIA}(22.18, 26, 28.48)$
Instalación split set	Triangular	$\text{TRIA}(14.4, 17.35, 19.63)$
Marcado frente – pernos helicoidales	Triangular	$\text{TRIA}(10.45, 18.63, 19.95)$
Perforación – pernos helicoidales	Weibull	$107 + \text{WEIB}(34.8, 0.794)$
Limpieza piso	Triangular	$\text{TRIA}(13.73, 15.52, 20.53)$
Llegada grúa con jaula	Normal	$\text{NORM}(11.1, 1.37)$
Acuñadura	Triangular	$\text{TRIA}(21.83, 25.28, 40.67)$
Lechado e instalación pernos helicoidales	Gamma	$90 + \text{GAMM}(35.9, 0.475)$
Acondicionamiento malla	Expo	$100 + \text{EXPO}(14.8)$
Hilteo	Triangular	$\text{TRIA}(77, 83.22, 89.98)$
Retirar malla fibra	Triangular	$\text{TRIA}(6.45, 8.5, 9.48)$

Llegada Roboshot y Mixer	Triangular	TRIA(14.22,14.97,15.53)
Proyección shotcrete	Beta	22 + 16 * BETA(0.543, 0.783)
Fraguado shotcrete	-	120
Marcado de la frente	Triangular	TRIA(14.23,15.06,21.35)
Perforación tiros	Normal	NORM(147, 10.5)
Llegada grúa	Normal	NORM(9.23, 1.79)
Limpieza zapatera	Triangular	TRIA(13.8,14.88,17.67)
Carguío explosivos	Expo	72+EXPO(10.2)
Retiro equipo carguío	Triangular	TRIA(9.22,10.17,11.72)
Tronadura	Triangular	TRIA(5.47,6.18,7)
Tiempo de carga LHD	Normal	NORM(58.5, 9.3)
Tiempo descarga LHD	Gamma	8.5 + GAMM(1.44, 6.18)
Velocidad cargado	Weibull	0.71 + WEIB(0.782, 2.4)
Velocidad descargado	Weibull	1.15 + WEIB(1, 2.45)

Para modelar la tasa de falla del equipo, se tomaron datos históricos de equipos LHD utilizados en las minas de Andina y El Teniente y se ajustaron a una distribución de Weibull. El parámetro de falla se define como el número de fallas por unidad de tiempo que puede preverse sucederá en el equipo (Balaraju, 2018b). La tasa de falla del equipo ajustada a los datos históricos sigue la fórmula:

$$\lambda(t) = \frac{\beta}{\eta_i} \cdot \left(\frac{t}{\eta_i}\right)^{\beta-1}$$

Donde $\beta = 3.264$ es el parámetro de forma, t son las horas de uso del LHD y η_i es la vida característica del equipo y depende del número de *overhauls* i , siguiendo la ecuación:

$$\eta_i = \eta_{i-1}^{\alpha_\eta} \cdot e^{\mu_\eta + \varepsilon_\eta}$$

Donde $\alpha_\eta = 0.371$ y $\mu_\eta = 2.875$ son parámetros de deriva y ε_η es un ruido gaussiano con media 0 desviación estándar $\sigma_\eta = 0.095$.

7. EXPERIMENTOS DE SIMULACIÓN

El experimento de simulación consta de diferentes escenarios de planificación. Para ejecutar la simulación de los diferentes escenarios, se utiliza el software Arena®. Arena® mediante el uso de simulación de eventos discretos permite un marco de modelado flexible con una estructura jerárquica, para analizar el impacto de los cambios en un sistema. El cambio se implementa a través del rediseño del escenario base y, en consecuencia, se puede predecir el rendimiento del sistema en función de métricas clave como los tiempos de ciclo (Rockwell Automation, 2019).

Para cada uno de los casos presentados, se simulan 1000 iteraciones, cada una por un período de 6 años. Los principales equipos utilizados en el ciclo de desarrollo, tales como la grúa, *Roboshot*, *Mixer* y *Jumbos*, así como los piques de traspaso de mineral, son modelados como recursos, el progreso a lo largo del ciclo se modela como una entidad y el LHD que participa en la extracción de marina está modelado como un transportador.

Según el trabajo de Cctamayo, una de las operaciones más ineficientes en el ciclo de desarrollo de la mina El Teniente es la extracción de marina, ya que gran parte del tiempo utilizado para llevar a cabo este trabajo es tiempo no productivo, es decir, que no contribuye al avance de la frente (2017). Teniendo esto en cuenta, se proponen tres escenarios además del caso base, que buscan reducir tanto los tiempos no contributivos como los tiempos productivos, haciendo que la extracción de marina sea una actividad eficiente y, por lo tanto, lograr una mejora en el rendimiento del ciclo de desarrollo en su conjunto.

7.1 Caso 1: Caso base

7.1.1 Propósito

El propósito de este caso de estudio es comparar las tasas de desarrollos anuales que se alcanzan a desarrollar en el modelo con respecto a las tasas de desarrollos reales obtenidas en los actuales sectores productivos de El Teniente. Mil simulaciones

fueron ejecutadas para simular el desarrollo en el nivel de producción del sector Pacífico Norte para los primeros 6 años.

7.1.2 Parámetros de entrada

Los parámetros de entrada para este modelo corresponde a las distribuciones listadas en la tabla 6-1 de la sección anterior.

7.1.3 Resultados de la simulación

La figura 7-1 compara los metros desarrollados de acuerdo a la simulación, con respecto a los metros que se debiesen construir en cada uno de esos años, de acuerdo a la planificación a largo plazo de los desarrollos. Se puede ver como a medida que pasan los años, el resultado simulado se aleja más de lo planificado, esto pues el modelo de simulación considera un incremento en la falla de los equipos debido a sus horas de uso acumuladas, mientras que para la planificación esto no es considerado. En la figura 7-2 se muestran el máximo rendimiento alcanzado en la simulación, el cual se produce en el año 2038 con 2085 metros y se compara con el máximo rendimiento anual alcanzado en el nivel de producción de cada una de las minas más relevantes de la División El Teniente. Se puede ver que hasta el día de hoy solo una mina de DET ha alcanzado construir más metros que los que requerirá en un año el sector Pacífico Norte, lo cual solo fue posible gracias a que Esmeralda a esa fecha ya llevaba varios años en producción y por tanto ya gran parte del sector había sido desarrollado, lo que permitió trabajar con múltiples frentes y cuadrillas.

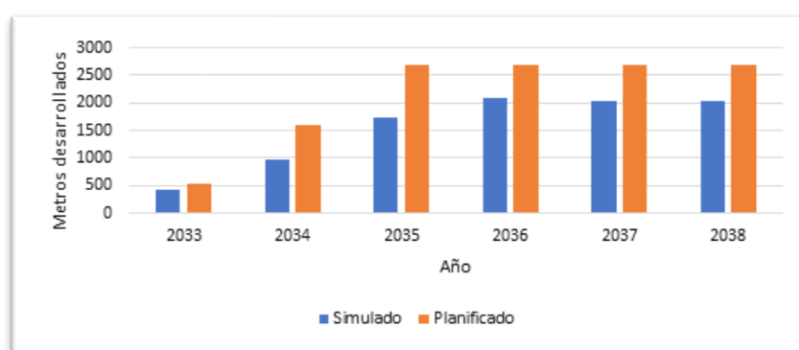


Figura 7-1: Resultados simulación vs planificación

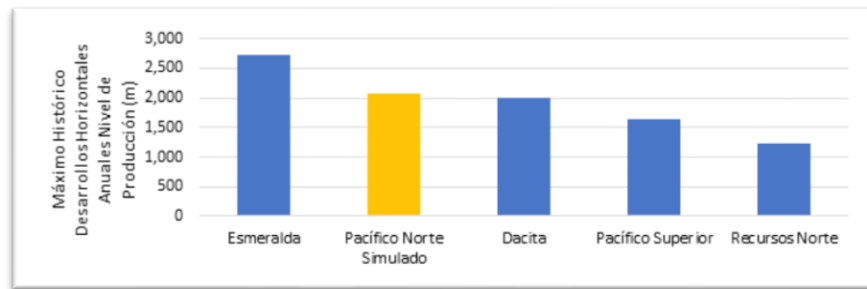


Figura 7-2: Resultados simulación vs resultados reales históricos

7.2 Caso 2: Cambiando estrategia de mantenimiento del LHD

7.2.1 Propósito

El propósito de este experimento es estudiar el efecto que tiene sobre la tasa de desarrollos anuales un cambio en la estrategia de mantenimiento de los equipos LHD. Actualmente la estrategia consiste en realizar mantenciones preventivas a los equipos cada 250 horas, siguiendo las recomendaciones del fabricante, y realizar todas las mantenciones correctivas necesarias cada vez que el equipo falle estando en operación. La estrategia alternativa a estudiar busca disminuir el intervalo entre mantenciones preventivas, para hacerse cargo del hecho de que el equipo queda mejor que antes de la mantención, pero nunca tan bueno como si es que estuviese nuevo (Soto, & Pascual, 2018).

7.2.2 Parámetros de entrada

En este caso, el intervalo de mantenimiento preventivo se irá reduciendo a una tasa constante κ , siguiendo la ecuación:

$$T_s(i) = \kappa T_s(i - 1)$$

Donde i es un índice que indica el número de *overhauls* que ha sufrido el equipo y T_s el intervalo entre mantenciones preventivas. Se generarán distintos escenarios para valores de κ de 90%, 80% y 70%. Los otros datos de entrada permanecen iguales al caso base.

7.2.3 Resultados de la simulación

La tabla 7-2 muestra el número de mantenciones preventivas y correctivas y el tiempo asociado a ellas, de acuerdo con el parámetro κ utilizado. Se puede determinar que al utilizar la estrategia de mantenimiento propuesta con un parámetro de $\kappa = 80\%$ se obtienen los mejores resultados. La figura 7-3 compara los metros lineales construidos entre la estrategia de mantenimiento fija y la alternativa, notando que al cabo de 6 años, la estrategia alternativa a conseguido desarrollar 457 metros más que el caso base, lo que corresponde a un aumento del 4.42%. Esto reduce la diferencia entre el resultado simulado y lo planeado de un 20% a un 16%

Tabla 7-2: Resultados estrategia del fabricante vs estrategia flexible

	CM	PM	TPM	TCM	TOTAL
FIJAS 250	106	18	4650	198	4848
Variables					
0.9	28	186	1215	2043	3258
Variable					
0.8	25	195	1102	2146	3248
Variable					
0.7	13	244	585	2684	3269

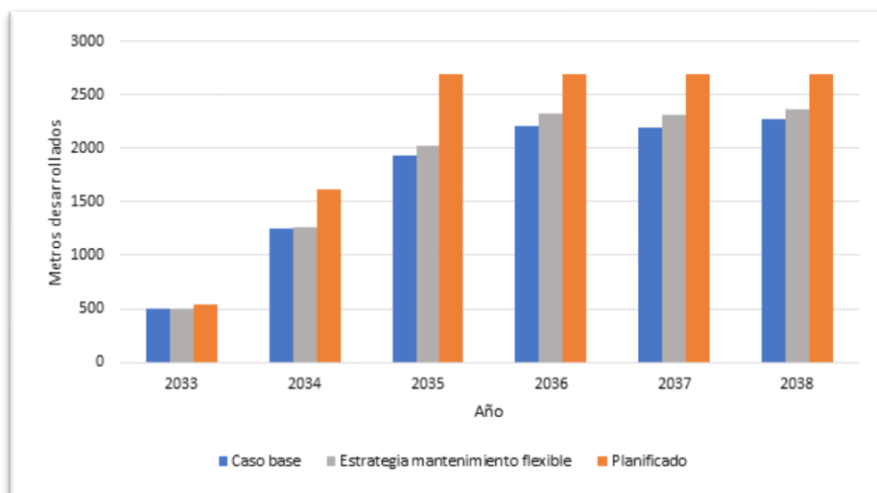


Figura 7-3: Resultados simulación caso base vs estrategia de mantenimiento flexible

7.3 Caso 3: Cambiando disponibilidad de piques

7.3.1 Propósito

En la División El Teniente, la ejecución de los desarrollos horizontales no es una tarea que ejecute Codelco, sino que es tercerizada a una empresa contratista. Esto con el fin de enfocar los esfuerzos de Codelco solo en la producción de mineral y no en la preparación. El trabajo paralelo de Codelco y los contratistas en el nivel de producción genera interferencias operativas, ya que ambas tareas deben compartir accesos, rutas y piques de traspaso de mineral. Siguiendo la línea de priorización de la producción, los piques de traspaso del nivel de producción se destinan principalmente a la producción de mineral y solo unos pocos piques son asignados al contratista para que pueda vaciar la marina. El propósito de este experimento es estudiar el efecto que tiene sobre la tasa de desarrollos anuales un aumento en la disponibilidad de los piques que pueden ser utilizados por las empresas contratistas para vaciar la marina generada en el ciclo de desarrollos.

7.3.2 Parámetros de entrada

Las distribuciones utilizadas en el modelo son las mismas que en el caso base, cambiando solo la probabilidad de pique disponible de un 92%, que es el valor promedio calculado en los actuales sectores productivos de la DET, a un 83% y 100% que corresponden a los valores mínimos y máximos respectivamente, alcanzados en la disponibilidad de piques de la misma división.

La tabla 7-2 muestra la distancia promedio entre el punto de extracción y el punto de vaciado cuando el pique de traspaso asignado está disponible y cuando no lo está. Se espera que cuanto mayor sea la diferencia entre la distancia de la ruta alternativa y la original, mayor será el impacto en los metros desarrollados a medida que varía la disponibilidad del pique de traspaso.

Table 7-2: Distancia promedio entre punto de extracción y punto de vaciado

Año	Distancia pique disponible (m)	Distancia pique no disponible (m)
2033	700	700
2034	502	1100
2035	333	1036
2036	488	1003
2037	466	1003
2038	1076	1200

7.3.3 Resultados de la simulación

Los resultados de la simulación señalan que, al aumentar la disponibilidad de piques para la extracción de marina, la duración de la extracción de marina en su conjunto disminuye en 13 minutos promedio, mientras que la duración del ciclo de desarrollos completo disminuye en 5 horas. La figura 7-4 compara los metros lineales

alcanzados año a año entre el caso base y los escenarios con 83% y 100% de disponibilidad de pique. Se puede apreciar que, tras 6 años, al aumentar la disponibilidad del pique a un 100%, se logran construir 178 metros más. Si bien este resultado puede considerarse no muy significativo, se debe tener en cuenta que el tener una menor disponibilidad de pique significará acopiar mayor marina, lo que afectará negativamente la tasa de desarrollos, pues se deberá volver a acarrear este material a alguno de los puntos de vaciado. Lograr una disponibilidad de pique del 100% es algo que ya se ha visto en las minas de la DET actualmente en producción, pero que ha requerido un mayor esfuerzo de planificación por parte de Codelco.

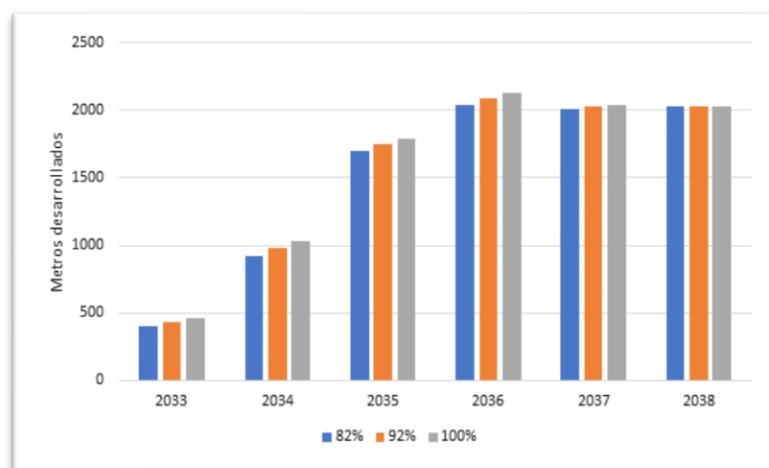


Figura 7-4: Resultados simulación a diferentes porcentajes de disponibilidad

7.4 Caso 4: Cambiando diseño planificado

7.4.1 Propósito

El propósito de este experimento es estudiar el efecto que tiene sobre la tasa de desarrollos anuales, el seguir una nueva secuencia de desarrollos más optimizada. Para generar esta secuencia se utilizaron los softwares Studio UG y EPS de Datamine, que permite producir y evaluar múltiples secuencias de desarrollos y

construcciones de manera rápida y sencilla. Esta nueva secuencia considera comenzar los desarrollos en el año 2033 ingresando a través de dos accesos distintos, y luego, entre los años 2034 a 2036, la capacidad de abrir y trabajar en tres frentes a la vez. En los años 2037 y 2038, el número de frentes que se pueden abrir y trabajar aumentará a cinco. Entre los años 2039 a 2056, se pueden mantener cuatro frentes activos y eventualmente disminuir a una sola frente desde 2057 hasta el final de los desarrollos. Esta secuencia se considera óptima ya que reduce la distancia de transporte promedio entre el punto de extracción y los piques de traspaso. También permite que el equipo LHD funcione en un rango de distancias donde es más eficiente. Además, permite que se inicie el trabajo a múltiples frentes desde el primer año de desarrollo, lo que aumenta la eficiencia y la eficacia del trabajo. Por lo tanto, se espera que la implementación de la nueva secuencia aumente los metros desarrollados anualmente en comparación con el diseño base planificado.

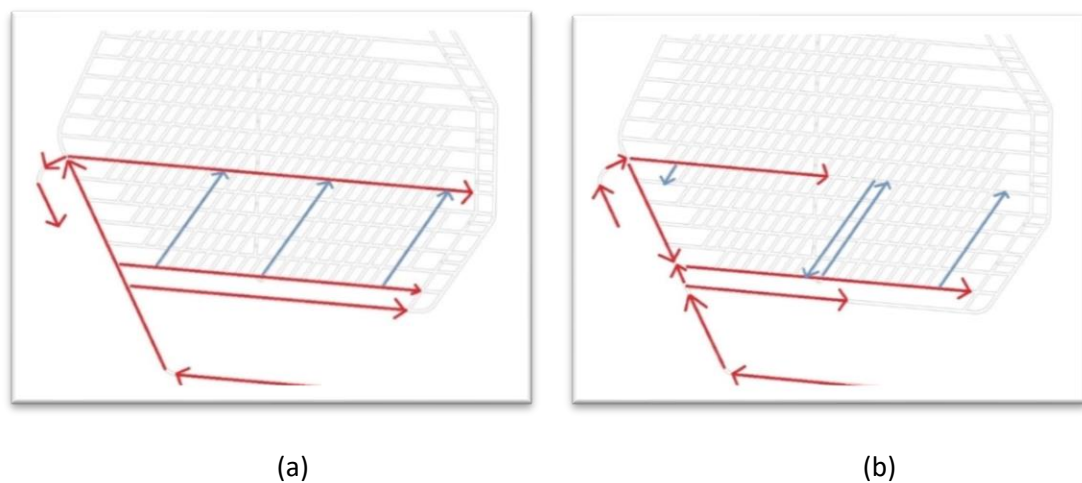


Figure 7-5: Comparación secuencia desarrollos caso base (a) vs. secuencia optimizada (b)

7.4.2 Parámetros de entrada

En la carta Gantt de la figura 7-6, se detalla la nueva secuencia planificada para los próximos 10 años. La tabla 7-3 muestra año a año la diferencia entre la distancia media de transporte para la secuencia base y la secuencia optimizada.

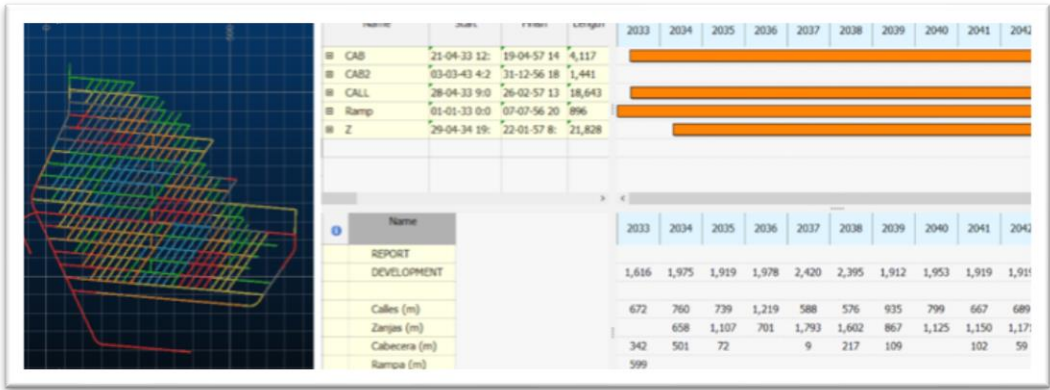


Figura 7-6: Desarrollos anuales óptimos planificados hasta el 2042, Sector Pacífico Norte

Tabla 7-3: Distancia promedio entre punto de extracción y pique de traspaso. Caso base vs secuencia optimizada

Año	Distancia caso base (m)	Distancia secuencia optimizada (m)
2033	700	650
2034	502	319
2035	333	218
2036	488	346
2037	466	280
2038	1076	436

7.4.3 Resultados de la simulación

La figura 7-7 compara los metros lineales alcanzados año a año entre el caso base y el escenario bajo la nueva secuencia de planificación. Se puede apreciar que luego de 6 años, la nueva secuencia permite construir 10,886 metros, es decir 1,598 metros más que el caso base. La nueva secuencia es menos exigente con los metros requeridos para los primeros 6 años de desarrollo y además gestiona de mejor manera el uso de las cuadrillas de trabajo, por lo que se logra estar más cerca del cumplimiento de lo planificado, lo que se visualiza en la figura 7-8.

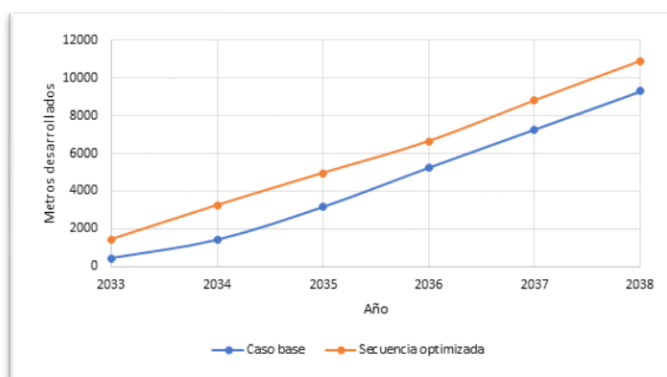


Figura 7-7: Metros desarrollados acumulados

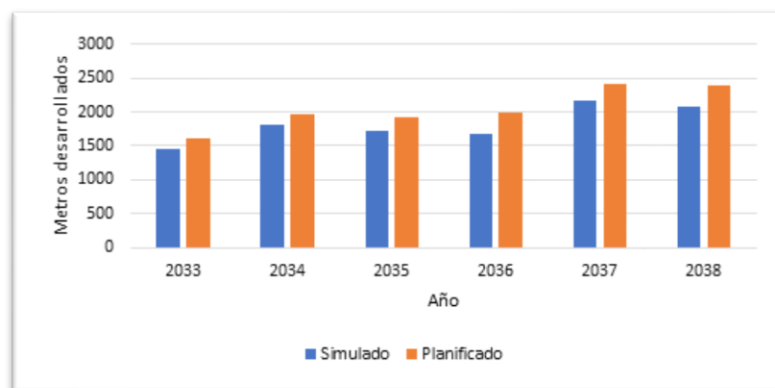


Figura 7-8: Resultados simulación vs planificación, caso secuencia optimizada

8. CONCLUSIONES

Este estudio propone un nuevo modelo de simulación para los ciclos de desarrollo minero. El modelo considera la incertidumbre en los tiempos de ejecución de cada una de las operaciones unitarias del ciclo y permite la evaluación del progreso y el rendimiento de los desarrollos subterráneos a través de múltiples frentes de avance. Para evaluar las contribuciones de este modelo a la industria minera, se validó con un caso de estudio real. El Nuevo Nivel Mina es un megaproyecto de la División EL Teniente, la mina subterránea de cobre más grande del mundo. La operación apunta a mantener la producción de cobre de la división en 137.000 toneladas por día a través de una explotación más profunda del yacimiento mineral. Para evaluar la factibilidad del desarrollo planificado para lograr una mayor extracción de mineral a través del proyecto Nuevo Nivel Mina, se analizaron cuatro escenarios experimentales en el nivel de producción del sector Pacífico Norte. Los resultados del experimento de simulación son comparados con datos históricos. Los escenarios incluyen la realización de cambios en las estrategias de mantenimiento del equipo, la disponibilidad de los piques de traspaso y la secuencia de planificación de los desarrollos. De los resultados, se puede concluir que:

- Los metros desarrollados en la simulación del caso base son menores a los planificados. Esto se debe a que algunas incertidumbres operativas no fueron incorporadas en la planificación, lo que resultó en una sobreestimación de lo que se puede lograr.
- Los metros desarrollados en la simulación del caso base están en el límite superior de los rangos alcanzados por las minas actualmente en operación de la División.
- Una estrategia de mantenimiento flexible para los equipos LHD aumenta los metros desarrollados en 4.42% después de 6 años.
- Una disponibilidad del 100% de los piques de traspaso permite que los metros desarrollados después de 6 años se incrementen en 178 metros.

- Al usar la secuencia de desarrollos óptima propuesta, se puede lograr un aumento de 1.598 metros después de 6 años.

Este trabajo presenta una base para la evaluación del impacto que la mejora en las operaciones unitarias críticas puede tener en el ciclo de desarrollos horizontales de una mina subterránea. Investigaciones anteriores aún no han estudiado la relación entre el desarrollo de la mina subterránea y las operaciones unitarias de manera desagregada. Por ejemplo, en el caso de la perforación, que puede considerarse en trabajos futuros al incorporar un análisis de confiabilidad del equipo jumbo y / o el impacto del uso de diferentes diseños de voladuras.

Aunque la ejecución de desarrollos mineros utilizando equipos mecanizados es mucho más rápida que la perforación y tronadura (Stewart, Ramezanzadeh y Knights, 2006), todavía no es competitiva contra esta última debido a problemas de costos. Esto podría cambiar en los próximos años y será beneficioso utilizar modelos de simulación que representen un nuevo escenario con tecnología mecanizada.

BIBLIOGRAFIA

Abd, M., Mustaffar, M. y Memon, Z. (2006). A sistematic approach for monitoring and evaluating the construction project progress. *J. Inst. Eng.*

Ahmed Eissa, H., Scoble, M. y Dunbar, S. (2014). A comparison between Offset Herringbone and El Teniente underground cave mining extraction layouts using a discrete event simulation technique. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 1-21.

Bai, Y., Jiang, X., Diaz, D., Zhang, X. y Zhang, Z. (2018) TBMs: Capabilities, Limitations and Challenges. En: Zhang D. y Huang X. (eds) *Proceedings of GeoShanghai 2018 International Conference: Tunnelling and Underground Construction. GSIC 2018*. Springer, Singapore

Bakhtavar, E., Shahriar, K. y Oraee, K. (2009). Mining method selection and optimization of transition from open pit to underground in combined mining. *Archives of Mining Sciences*, 54(3), 481-493.

Balaraju, J., Govinda, M. y Murthy, C. (2018a). Estimation of reliability-based maintenance time intervals of Load-Haul-Dumper in an underground coal mine. *Journal of Mining and Geology*.

Balaraju, J., Govinda, M. y Murthy, C. (2018b). Reliability analysis and failure rate evaluation of load haul dump machines using Weibull distribution analysis. *Mathematical Modelling*.

Barla, G. y Pelizza, S. (2000). TBM tunneling in difficult ground conditions. En: *GeoEng2000 – An International Conference on Geotechnical & Geological Engineering*, Melbourne, Australia, p. 20.

Caccetta, L. y Hill, S. (2003). An Application of Branch and Cut to Open Pit Mine Scheduling. *Journal of Global Optimization*, 349-365.

Calvo, G., Mudd, G., Valero, A. y Valero, A. (2016). Decreasing Ore Grade in Global Metallic Mining: A Theoretical Issue or a Global Reality? *Resources*.

Ccatamayo, J. (2017). *Aplicación de filosofía lean en la preparación minera, mina El Teniente Codelco Chile* [Tesis de Magíster, Universidad de Chile, Santiago, Chile]. Recuperado de: <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/147376>

Chami, J. (2012). *Optimización de los procesos de Desarrollo y Construcción en minería de block caving caso estudio mina El Teniente Codelco Chile* [Tesis de Magíster, Universidad de Chile, Santiago, Chile]. Recuperado de: <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/114467>

- Chitombo, G. (2010). Cave mining: 16 years after Laubscher's 1994 paper 'Cave mining - State of the art'. *Mining Technology*, 132-141.
- Cleveland, C. y Morris, C. (2015). *Dictionary of Energy*. Amsterdam: Elsevier.
- Cochilco. (2019). *Anuario de estadísticas del cobre y otros minerales: 1999-2018*. Santiago.
- Codelco. (2020). *Memoria Anual 2019*. Santiago.
- Consejo Minero. (2018). *Mining in Numbers*. Santiago.
- Coulson, M. (2012). *The history of mining*. Hampshire: Harriman House Publishing.
- Dagdelen, K. (2001). Open Pit Optimization - Strategies for Improving Economics of Mining Projects Through Mine Planning. 17* *International Mining Congress and Exhibition of Turkey*.
- Dean Brox (2013). Technical considerations for TBM tunneling for mining projects. *Society for mining, metallurgy and exploration*, 334, 498-505.
- Dehghani, H. y Ataee-pour, M. (2012). Determination of the effect of operating cost uncertainty on mining project evaluation. *Resources Policy*.
- Díaz, M., Rojas, P. y Vargas, M. (2019, agosto). Construction of Mining Projects in El Teniente. En E. Campos y N. Morales. 6th *International Conference on Geology and Mine Planning*. Artículo presentado en Geomin Mineplanning 2019, Santiago, 7-9 agosto.
- Dorin, I., Diaconescu, C. y Topor, D. (2014). The Role of Mining in National Economies. *International Journal of Academic Research in Accounting, Finance and Management Sciences*, 4(3), 155-160.
- Dowd, P.A., Xu, C. y Coward, S. (2016). Strategic mine planning and design: some challenges and strategies for addressing them. *Mining Technology*.
- Flores, G. (2004). Geotechnical Challenges of the Transition from Open Pit to Underground Mining at Chuquicamata Mine. En *Proceedings, Massmin 2004*, Santiago.
- Flores, G. y Catalan, A. (2019). A transition from a large open pit into a novel “macroblock variant” block caving geometry at Chuquicamata mine, Codelco Chile. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11, 549-561.
- Greberg, J., Salama, A., Gustafson, A. y Skawina, B. (2016). Alternative Process Flow for Underground Mining Operations: Analysis of Conceptual Transport Methods Using Discrete Event Simulation. *Minerals*.

Haque, M., Topal, E. y Lilford, E. (2014). A numerical study for a mining project using real options valuation under commodity price uncertainty. *Resources Policy*, 115–123.

Harraz, H. (2010a). *Mining Methods: Part I-Surface Mining*. [Presentación] Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/301824314_Mining_Methods_Part_I-Surface_mining

Harraz, H. (2010b). *Underground Mining Methods*. [Presentación] Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/301833045_Underground_mining_Methods

Kaiser, P. y Cai, M. (2012). Design of rock support system under rockburst condition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 4(3), 215-227.

Karakus, M. y Foweel, R.J. (2004). An insight into the New Austrian Tunneling Method (NATM). *VIIth Regional Rock Mechanics Symposium*. Simposio llevado a cabo en Sivas, Turquía.

Khalokakaie, R., Dowd, P. y Fowell, R. (2000). Lerchs–Grossmann algorithm with variable slope angles. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology*, 77-85.

King, B., Goycoolea, M. y Newman, A. (2016). Optimizing the open pit-to-underground mining transition. *European Journal of Operational Research*, 1-13

Laubscher, D. (1994). Cave mining - The state of the art. *J. South Afr. Inst. Min. Metall.*

Leiva, F. (2015). *Desarrollo de una metodología para la obtención de la mejor configuración de turnos para la construcción de un túnel horizontal*, Minera San Pedro [Tesis de Pregrado, Universidad de Santiago de Chile, Santiago, Chile].

Lerchs, H. y Grossman, I. (1965). Optimum Design of open pit mines. *CIM Bulletin*.

Little, J., Knights, P. y Topal, E. (2012). Integrated optimization of underground mine design and scheduling. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 775-785.

Lobiano, C. (2016). *Inclusión de interferencias operacionales de origen geotécnico en planificación minera de panel caving* [Tesis de Magíster, Universidad de Chile, Santiago, Chile]. Recuperado de: <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/139851>

MacNeil, J. y Dimitrakopoulos, R. (2017). A stochastic optimization formulation for the transition from open pit to underground mining. *Optim Eng*, 793-813.

Maidl, B., Thewes, M. y Maidl, U. (2014). *Handbook of Tunnel Engineering I*. John Wiley & Sons.

Masosonore, M. y Hanane, D. (2018). *Consequences of tunneling by the New Austrian Tunneling Method (NATM) in urban areas of ground surface.*

Maybee, B., Dunn, P., Dessureault, S. y Robinson, D. (2009). Impact of development strategies on the value of underground mining projects. *International Journal of Mining and Mineral Engineering.*

Morin, M. (2002). Underground Mine Design and Planning: Complexity and Interdependencies. *Mineral Resources Engineering*, 197-215.

Musingwini, C. (2016). Presidential Address: Optimization in underground mine planning – developments and opportunities. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 809-820.

Navarro, C. (2012). *Simulación de ciclos de construcción de labores subterráneas mediante el método de Montecarlo, Proyecto Olivo Minera San Pedro* [Tesis de Pregrado, Universidad de Santiago de Chile, Santiago, Chile].

Nehring, M. (2006). *Stope Sequencing and Optimisation in Underground Hardrock Mining* [Tesis de Pregrado, The University of Queensland, Brisbane, Australia]. UQ eSpace.

Nehring, M., Topal, E. y Little, J. (2010). A new mathematical programming model for production schedule optimization in underground mining operations. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy.*

Northey, S., Mohr, S., Mudd, G., Weng, Z. y Giurco, D. (2014). Modelling future copper ore grade decline based on a detailed assessment of copper resources and mining. *Resources, Conservation and Recycling*, 83, 190-201.

Oddie, M. E., Jones, C. I., Labrecque, P., & Delabbio, F. C. (2014). *U.S. Patent No. 8,820,847*. Washington, DC: U.S. Patent and Trademark Office.

Olavarria, S., Adriasola, P. y Karzulovic, A. (2006). Transition from open pit to underground mining at Chuquicamata, Antofagasta, Chile. *International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering*. 421-434

Paithankar, A. y Chatterjee, S. (2017). Grade and Tonnage Uncertainty Analysis of an African Copper Deposit Using Multiple-Point Geostatistics and Sequential Gaussian Simulation. *Natural Resources Research*.

Rashidi, F., Suorineni, F. y Asi, B. (junio 2014). Open pit or block caving? A numerical ranking method for selection. En R. Webber (Presidencia). *A Southern Africa Silver Anniversary*. Conferencia llevada a cabo en Gauteng, Sudáfrica.

- Rimélé, A. y Gamache, M. (2018). A stochastic optimization method with in-pit waste and tailings disposal for open pit life-of-mine production planning. *Resources Policy*.
- Rocher, W., Rubio, E. y Morales, N. (2011). Eight-Dimensional Planning – Construction of an Integrated Model for Mine Planning Involving Constructability. *35TH APCOM SYMPOSIUM*, (pp. 393-406). Wollongong.
- Rockwell Automation. (2019). *Arena: User's guide*. Milwaukee, WI: Author.
- Satici, O. (2000). *Drilling and blasting as a tunnel excavation method*. [Presentación] Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/285057345_Drilling_and_blasting_as_a_tunnel_excavation_method
- Singer, D. y Kouda, R. (1999). Examining Risk in Mineral Exploration. *Natural Resources Research*.
- Soto, I. y Pascual, R. (2018, marzo). Using maintenance options to minimize the expected total cost of mining haulage fleets. En E. Campos y N. Morales. *3rd International Seminar on Operational Excellence in Mining*. Artículo presentado en Minexcellence 2018, Santiago, 21-23 marzo.
- Stewart, P., Ramezanzadeh, A. y Knights, P. (2006). Benchmark Drill and Blast and Mechanical Excavation Advance Rates for Underground Hard-Rock Mine Development. *Australian Mining Technology Conference*, 41-63.
- Tausova, M., Culkova, K., Domaracka, L., Drebenstedt, C., Shejbalová, M., Kosco, J., . . . Bencöová, B. (2017). The importance of mining for socio-economic growth of the country. *Acta Montanistica Slovaca*, 359-367.
- Zheng, Y.L., Zhang, Q.B. y Zhao, J. (2016). Challenges and opportunities of using tunnel boring machines in mining. *Tunnelling and Underground Space Technology*.

ANEXOS

**ANEXO A : ARTÍCULO ENVIADO A *EUROPEAN JOURNAL OF*
*OPERATIONAL RESEARCH***

A discrete event simulation approach for mine development in Codelco's New Mine Level

Ignacio Soto, Angelina Anani and Eduardo Córdova

Mining Engineering Department, Pontificia Universidad Católica de Chile

ABSTRACT

The new caving megaprojects that plan to go into production in the coming years have scheduled horizontal developments at very high rates, which are very difficult to achieve. To determine the feasibility of achieving these planned rates, research has been conducted and published that sought to model the construction times of underground developments. However, these works do not consider all the operational aspects that make up the mine development cycle. This paper presents a discrete event simulation model that individualizes each of the unit operations of the development cycle to determine the rates of development that new projects will be able to achieve. The developed model was applied to the New Mine Level of the El Teniente Division. The results indicate an impracticality in achieving the advance rates scheduled in the original plans if the unit operations of the mine continue to be executed using the status quo. A significant improvement can be achieved by applying changes in the maintenance strategy of the equipment, ore pass availability, and in the initial planning sequence.

Keywords: OR in natural resources; Discrete Event Simulation; Mine Development; Mine Planning; Caving

1. Introduction

The optimization of the processes involved in mine design and mine planning is a problem that has captured the attention of the industry for over 60 years (Dagdelen, 2001). Since

the well-known Lerch & Grossman design algorithm (1965), many authors have contributed to improving the algorithm, incorporating new criteria such as variable slope angles (Khalokakaie, Dowd, & Fowell, 2000) and developing new linear programming techniques to optimize open pit planning (Caccetta & Hill, 2003). The incorporation of these tools in underground mining has been more recent. First developing models for multi-period production planning (Nehring, 2006) that have been improved to offer optimal solutions in less time (Nehring, Topal, & Little, 2010) and to integrate multiple areas of the underground layout (Little, Knights, & Topal, 2012). Despite the proliferation of optimization techniques in mine planning, the optimization applied to underground mining remains much less developed than in open pit (Musingwini, 2016) due to the greater complexity of geological, geotechnical, and physical constraints inherent in underground mines (Sandanayake, Topal, & Asad, 2015; Morin, 2002).

The activities of the mining industry such as exploration and operation, as well as the variables of its environment, such as the commodity price, are defined by high uncertainty (Singer & Kouda, 1999; Dehghani & Ataee-pour, 2012; Haque, Topal, & Lilford, 2014). To cope with these uncertainties, simulation has been added as operation research, to better manage the risks of uncertainty. Different simulation methods have been used in different areas of mining. Sequential Gaussian Simulation is a method commonly used in geostatistics and has been used to quantify the risks associated with the estimation of ore grade and tonnages (Paithankar & Chatterjee, 2017). In their work, Riméle, Dimitrakopoulos, and Gamache combine the Sequential Gaussian Simulation with a stochastic integer program for mine planning with dumps and stockpiles in open pit (2018). Discrete event simulation is a method that models systems through a sequence of well-defined events. In underground mining, it has aided in design decisions, with works such as Ahmed's that compares different underground caving mining extraction layouts (2014) or the work from Greberg, Salama, Gustafson, & Skawina, who evaluate the performance of alternative transport systems (2016).

A very important area where simulation can achieve significant progress is in underground mine developments. On one hand, if not properly managed will negatively and strongly

impact the value of a mining project (Maybee, Dunn, Dessureault, & Robinson, 2009). On the other hand, it is recognized that one of the main bottlenecks in the mechanized construction of block caving mines, is the poor tunnel development rate (Chitombo, 2010). In addition to this last point, it should be considered that the new caving megaprojects that will soon commence production are very ambitious in terms of the production goals they seek to achieve. These goals directly relate to the kilometers of tunnels that must be developed to achieve them. As is the case of the New Mine Level (NNM) of the El Teniente Division, a mine located 120 km south of Santiago, Chile. The mine must build more than 113 kilometers of tunnels to extend its mine life for at least 50 more years (Díaz, Rojas, & Vargas, 2019)

In order to overcome these challenges, the research work of Rocher, Rubio, & Morales, concludes that efforts in the production planning exercise should focus more on development planning than on production itself since production is a result of the developments (2011). In so doing, other authors have applied simulation to the mine development cycle. In the research published by Leiva, the unit operations of the development cycle are fitted to probabilistic distributions, to reproduce the random behavior of each of these operations and thereby obtain as a result a probability density function of the total duration of the cycle, that allows the establishment of an optimal shift configuration (2015). For his part, Navarro, in his work, uses the Crystal Ball software to generate a Montecarlo model that allows simulating the construction time of the galleries and with these results optimizing their developments (2012).

Although these works have been a great contribution in incorporating simulation into horizontal developments when applied in small underground mines, they have not considered key factors such the ability to work on multiple fronts with a work crew, critical cycle operations such as roof support of the galleries, nor have they proposed changes in the management of critical operations to improve performance.

Taking this into account, this paper develops a simulation model that allows for the identification and understanding of the critical operations of the horizontal development

cycle applied to large underground mining. It considers all the unit operations of the cycle and considers the possibility of working in multiple faces with a work crew.

In the following sections, the proposed simulation model is detailed and subsequently applied to a case study of the NNM of El Teniente. The results obtained from the simulation are compared with the historical measurements of sectors currently in operation at El Teniente and critical operations of the development cycle are identified. It is then simulated again incorporating changes in the management of critical unit operations and the performances compared with the original results. Finally, conclusions and future work are presented.

2. Case of Study

The case study corresponds to El Teniente Division (DET), a conglomerate of mostly underground mines exploited through caving methods. The caving methods are one in which the ore body caves naturally after undercutting its base and the caved material is recovered using draw points (Laubscher, 1994). The division has been operating since 1904 and focused on the production of both copper anodes and copper cathodes. El Teniente is positioned as the most productive division of Codelco, reaching a production of 459,744 metric tons of fine copper in 2018 (Codelco, 2020). This production also positions it as the third most productive mine in Chile, placing only behind Escondida and Collahuasi (Cochilco, 2019).

Production in the current mines of DET cannot be maintained for many more years, due to the depletion of the reserves in these sectors. As a result, Codelco has developed a structural megaproject called Nuevo Nivel Mina (NNM), which aims to generate new productive levels at levels deeper than those currently exploited. By doing so, it increases the division's copper reserves by more than 2 billion tons and thereby extend the life of mine by more than 50 years. This megaproject consists of four productive sectors: Andes Norte, Pacífico Sur, Andes Sur and Pacífico Norte. These sectors are expected to enter production in the years 2023, 2030, 2034, and 2038 respectively.

In order to make the production of the New Mine Level sectors viable, each of these sectors must have an undercut level, intermediate transport level, drainage level,

ventilation level, and production level. The latter being the one that concentrates the largest number of developments. Therefore, the focus of this paper will be on planned developments at the production level. Figure 1 shows the undercut level (on the left), where the drilling and loading equipment will undercut the ore deposit, production level (at the center) where the LHDs will load the ore from the draw points and dump it in the ore-passes, and finally the intermediate haulage level (to the right) where the trucks will circulate to collect the material from the production level and deposit it in the ore-passes. The ore passes are connected to the conveyor belt of the main haulage system. All these levels belong to the North Pacific sector of the New Mine Level.

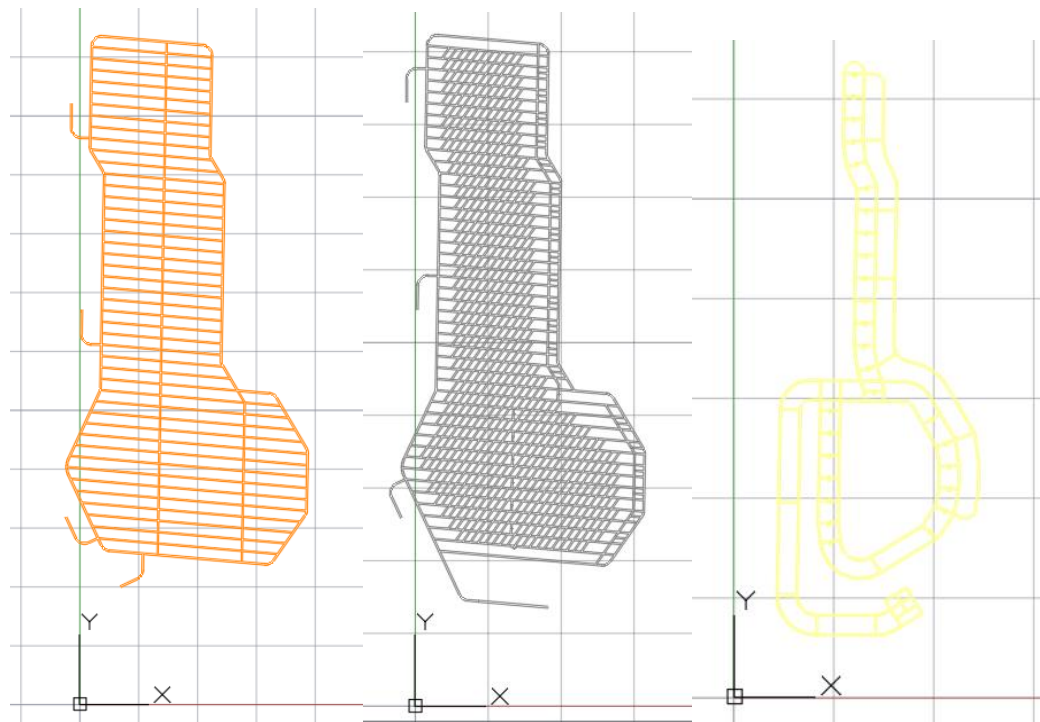


Figure 1: Undercut Level, Production level and Intermediate Haulage Level of the North Pacific sector

División El Teniente has within its security policies to minimize the exposure of equipment and people to the so-called transition zone (TZ), which is defined as: “That area where the state of the stress is increasing and is under continuous changes, and which generates stress conditions considerably greater than the in-situ condition ” (Lobiano, 2016). To achieve this, the division establishes a rule to be followed in the planning of the

developments, which must be respected for each year of the mine production. The rule states that: “Between the transition zone (TZ) and twice the area that it encompasses (2TZ), all tunnels must be developed.”

In this sense, to generate the so-called transition zone, the most external production points of each year must be taken to generate a circumference with a radius equal to the transition zone, which for the El Teniente Division corresponds to 80 meters. The process must be repeated, this time taking circles with a radius of 160 meters. Figure 2 shows the boundaries of the TZ and 2TZ for the year 2038. In order to comply with the rule set by the DET, all tunnels below the dotted blue line must be developed by the end of the year 2038.

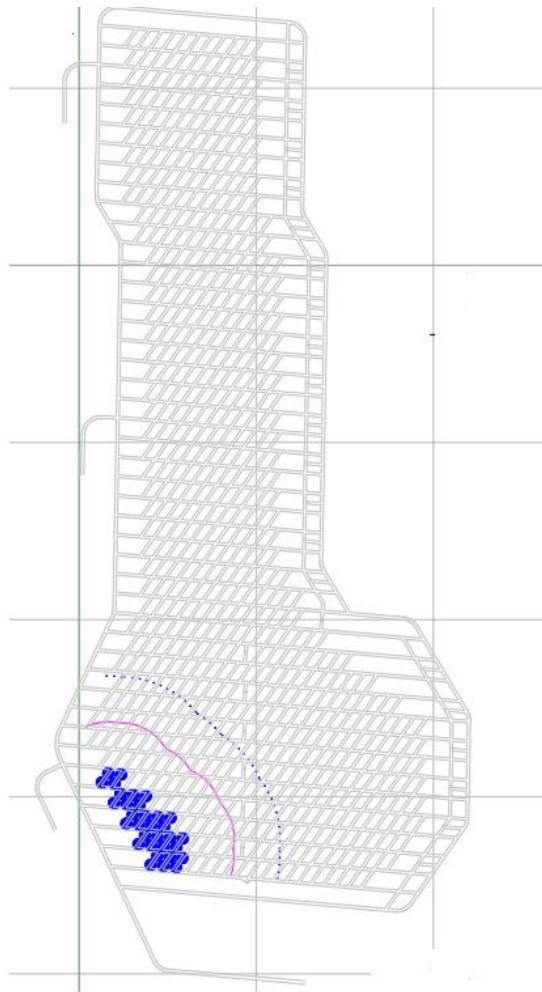


Figure 2: Boundaries TZ and 2TZ year 2038, North Pacific sector

To obtain the sequence of the horizontal developments for each of the levels of the sectors of the New Mine Level, the Autocad software is used, taking as input the advance plans of the ZT and 2ZT of each sector. Each segment drawn on the Autocad plans corresponds to a horizontal gallery at scale. The use of this software is justified since it helps to document changes in construction scheduling (Abd et al., 2006) and manages to communicate very effectively the planning to be carried out. The plans can be used by workgroups from other areas that do not have a greater knowledge of specific software. However, the use of this software has limitations such as , once the planning process is finished, there will be only one scenario to be evaluated. The scenario is not necessarily optimal, since it is made only based on the planner's own criteria. Therefore, the use of specialized software such as Datamine's Studio UG and EPS tools is recommended, which allow multiple planning scenarios to be generated quickly and reliably. The scenarios considers different precedence rules for plannable activities (MacNeil & Dimitrakopoulos, 2017), on which the simulation model detailed in the following section can be run.

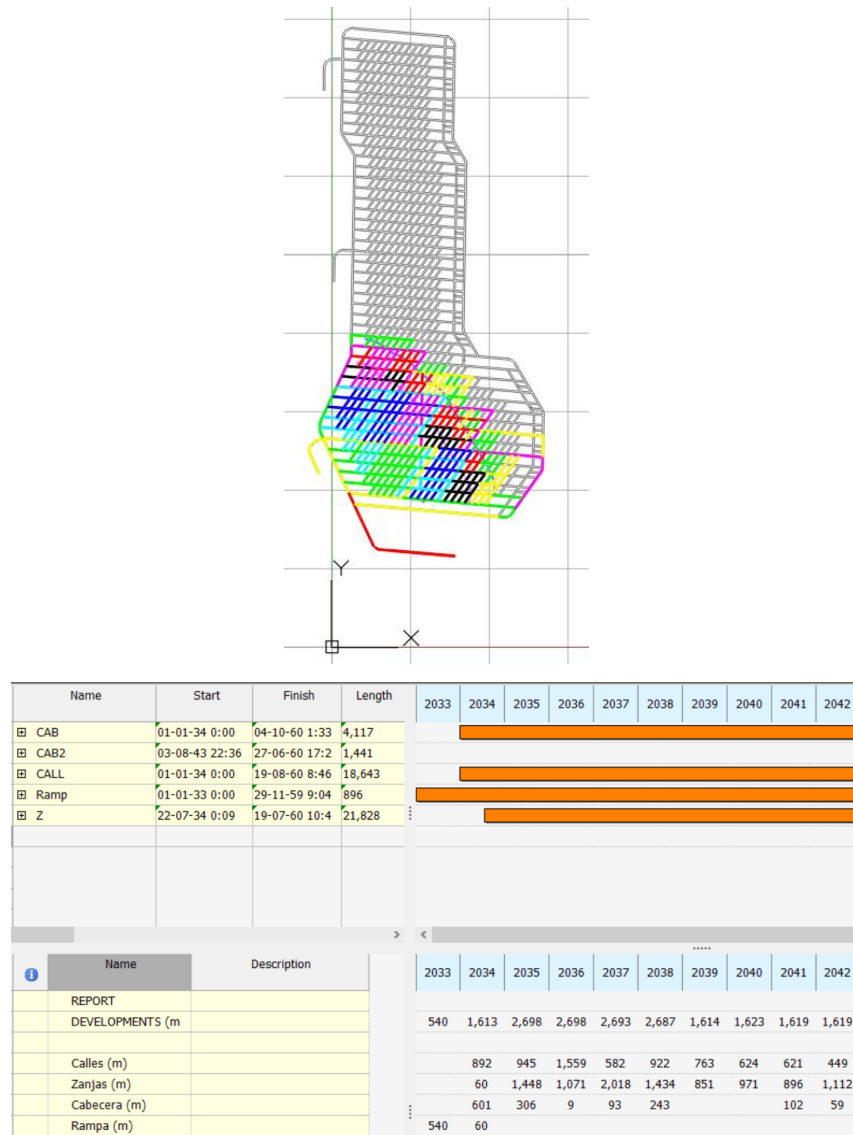


Figure 3: Annual developments planned until 2042, North Pacific sector

The assumptions under which the North Pacific sector base planning is developed are such that, the developments start in the year 2033 with an open development face, 3 active faces in the year 2034 and between the years 2039 and 2060 and finally, 5 active faces between the years 2035 and 2038. An average advance of 45 meters per month per available face is planned based on these assumptions.

In figure 3, the red color segment corresponds to the first development carried out in 2033 in the production level of the North Pacific sector. From the figure, how the restriction

imposed by the 2ZT zone is satisfy can be seen, since the development of all the tasks that are below the blue segmented line is planned. This planning will be taken as input to build the simulation model in the next section.

3. Research method

3.1 Model description

The system to be modeled corresponds to a classic drilling and blasting cycle. The complete development cycle consists of many stages, which can be grouped mainly into Muck extraction, ground support, drilling of blast holes, loading of explosives and blasting, ventilation and scaling.

Muck extraction corresponds to all the activities necessary to transfer the recently blasted material from the face to an ore pass or dumping point. To carry out this task, an LHD of 9 y³ is used. Throughout this process, the LHD may fail due to its use and lack of proper maintenance, which will directly affect the performance of the equipment and therefore the overall performance of the cycle (Balaraju, 2018a).

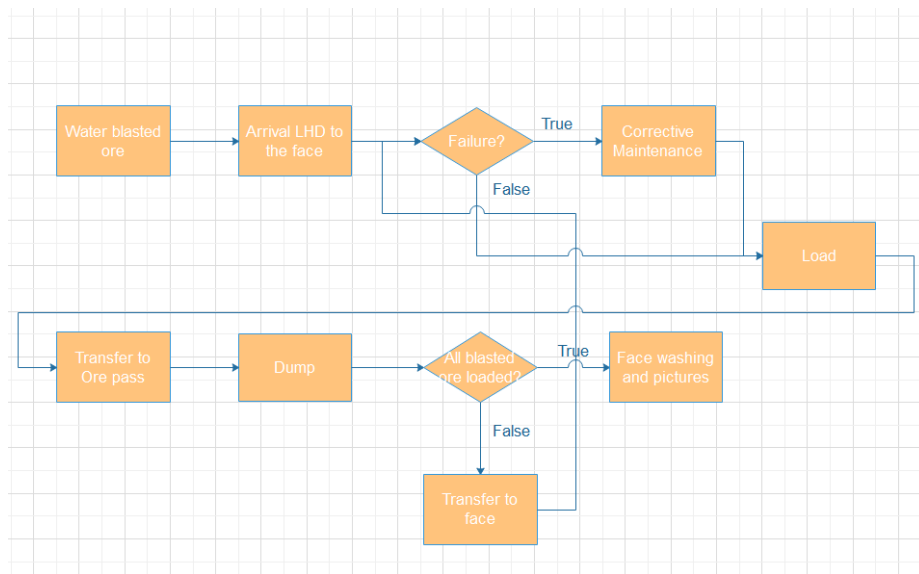


Figure 4: Muck Extraction flowchart

Ground support corresponds to all the activities necessary to provide support and stability to the developed tunnels and thus minimize the risk of damage to people and equipment caused by rockfalls. The resources required for the execution of these activities are a crane,

jumbo, LHD, roboshot and mixer. The support of the face begins with the markings of the perforations, to give way to the arrival of the jumbo that makes the perforations for the installation of the helical bolts and split set bolts. The crane enters the face to grout the bolts, with a mixture of water, cement, and additives. Once the bolts have set, the crane with a cage enters the face for conditioning and installation of the support mesh. The last step of the ground support corresponds to the projection of shotcrete using the roboshot equipment. The sum of all these activities constitutes the longest time in the mining development cycle. Figure 5: shows all the necessary support activities.

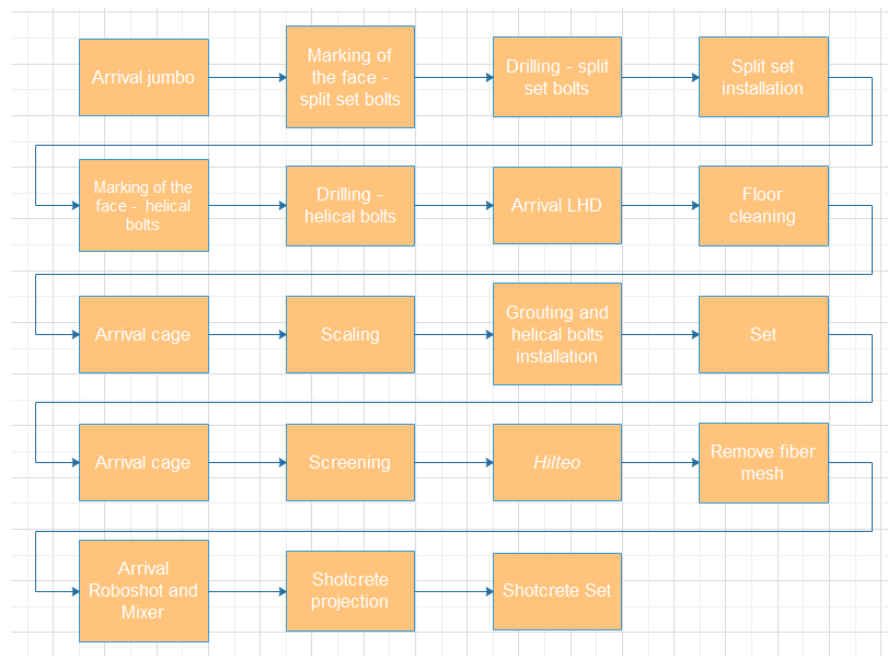


Figure 5: Ground Support flowchart

Blast hole drilling is an activity that uses a two-armed jumbo as a resource, which is responsible for drilling the face according to the previously designed blast pattern. For the case study, each blast hole will have a length of 3.2 m.

The loading of explosives is an activity which requires the use of the lifting crane to load each of the previously drilled holes with the corresponding explosive according to a previously defined blast pattern. Once each hole is loaded and connected, the shift manager acquires authorization to perform the blasting.

Scaling is an activity that is performed to remove loose rocks from the roof and wall rock from the face. Unlike other activities, the scaling will be necessary whenever loose rocks are found, therefore it is an activity that is always present throughout the development cycle. In the model created, this activity will be considered to always be performed after muck extraction, bolt drilling, shot drilling and blasting.

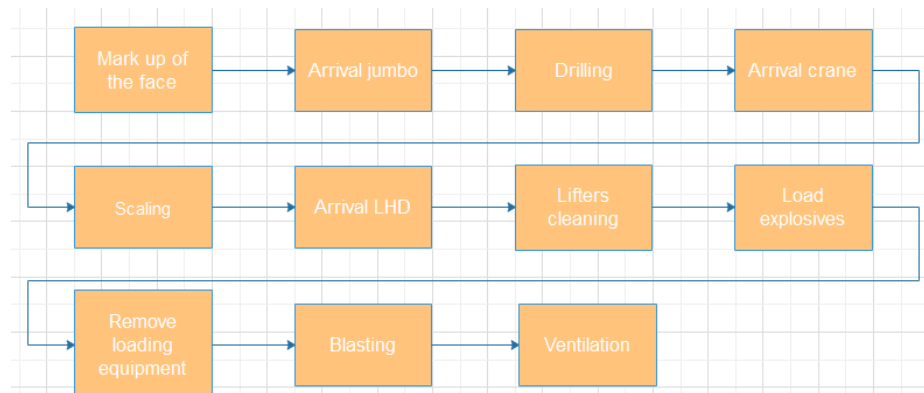


Figure 6: Drill and Blast flowchart

3.2 Parameters determination

In order to fit the execution times of each of the unit operations with a representative probability distribution, data was collected for 5 days in a sector currently in production from the El Teniente mine. Due to the complexity of data collection in the field, it was not possible to obtain a significant number of samples, therefore data from other similar studies in productive sectors of El Teniente (Cctamayo, 2017; Camhi, 2012) were added to the data for distribution fitting. Arena's Input Analyzer software was used, which groups the data into intervals and generates histograms that are adjusted to different statistical distributions. It considers the distribution with the least squared error as the best fit. The distributions and their parameters obtained are presented in table 1.

Table 1: Time distributions of unit operations

Variable studied	Distribution	Formula (minutes)
Ventilation	Beta	$100 + 44 * \text{BETA}(0.501, 0.601)$
Muck watering	Beta	$15 + 26 * \text{BETA}(0.526, 0.501)$

Missed hole checking	Beta	$15.2 + 6.78 * \text{BETA}(0.793, 0.636)$
Arrival LHD	Erlang	$8 + \text{ERLA}(0.968, 2)$
Face washing and pictures	Triangular	$\text{TRIA}(21, 30, 38.33)$
Arrival jumbo	Expo	$17 + \text{EXPO}(0.69)$
Marking of the face - split set	Triangular	$\text{TRIA}(6.38, 13.6, 14.75)$
Drilling - split set	Triangular	$\text{TRIA}(22.18, 26, 28.48)$
Split set installation	Triangular	$\text{TRIA}(14.4, 17.35, 19.63)$
Marking of the face - helical bolts	Triangular	$\text{TRIA}(10.45, 18.63, 19.95)$
Drilling - helical bolts	Weibull	$107 + \text{WEIB}(34.8, 0.794)$
Floor cleaning	Triangular	$\text{TRIA}(13.73, 15.52, 20.53)$
Arrival crane with cage	Normal	$\text{NORM}(11.1, 1.37)$
Scaling	Triangular	$\text{TRIA}(21.83, 25.28, 40.67)$
Grouting and helical bolt installation	Gamma	$90 + \text{GAMM}(35.9, 0.475)$
Screening	Expo	$100 + \text{EXPO}(14.8)$
Hilteo	Triangular	$\text{TRIA}(77, 83.22, 89.98)$
Remove fiber mesh	Triangular	$\text{TRIA}(6.45, 8.5, 9.48)$
Arrival Roboshot and Mixer	Triangular	$\text{TRIA}(14.22, 14.97, 15.53)$
Shotcrete projection	Beta	$22 + 16 * \text{BETA}(0.543, 0.783)$
Shotcrete set	-	120
Mark up of the face	Triangular	$\text{TRIA}(14.23, 15.06, 21.35)$
Shot drilling	Normal	$\text{NORM}(147, 10.5)$
Arrival crane	Normal	$\text{NORM}(9.23, 1.79)$
Lifters cleaning	Triangular	$\text{TRIA}(13.8, 14.88, 17.67)$
Loading explosives	Expo	$72 + \text{EXPO}(10.2)$
Remove loading equipment	Triangular	$\text{TRIA}(9.22, 10.17, 11.72)$
Blasting	Triangular	$\text{TRIA}(5.47, 6.18, 7)$
LHD Loading time	Normal	$\text{NORM}(58.5, 9.3)$
LHD Dumping time	Gamma	$8.5 + \text{GAMM}(1.44, 6.18)$
Travel speed loaded	Weibull	$0.71 + \text{WEIB}(0.782, 2.4)$
Travel speed unloaded	Weibull	$1.15 + \text{WEIB}(1, 2.45)$

To model the equipment failure rate, historical data from LHD equipment used in Andina and El Teniente mines were taken and adjusted to a Weibull distribution. The failure parameter is defined as the number of failures per unit time that can be anticipated to

happen for the product (Balaraju, 2018b). The equipment failure rate adjusted to historical data follows the formula:

$$\lambda(t) = \frac{\beta}{\eta_i} \cdot \left(\frac{t}{\eta_i}\right)^{\beta-1}$$

Where $\beta = 3.264$ is the shape parameter, t is the hours of use of the LHD and η_i is the characteristic life of the LHD and its depends on the number of overhauls i , following the equation:

$$\eta_i = \eta_{i-1}^{\alpha_\eta} \cdot e^{\mu_\eta + \varepsilon_\eta}$$

Where $\alpha_\eta = 0.371$ and $\mu_\eta = 2.875$ are drift parameters and ε_η is a gaussian noise with mean 0 and standard deviation $\sigma_\eta = 0.095$.

4. Simulation experiments

The simulation experiment consists of different planning scenarios. To run the simulation of the different scenarios, Arena® software is used. Arena® through the use of discrete events simulation allows a flexible modeling framework with a hierarchical structure, to analyze the impact of changes to a system. The change is implemented through the redesign of the base scenario and consequently predicting the performance of the system based on key metrics such as cycle times (Rockwell Automation, 2019).

For each of the cases presented, 1000 iterations are simulated, each for a period of 6 years. The main equipment used in the mining cycle, such as the crane, Roboshot, Mixer and Jumbos, as well as the ore passes are modeled as resources, the progress throughout the mining cycle is modeled as an entity and the LHD that participates in muck extraction is modeled as a transporter.

According to the work of Cctamayo, one of the most inefficient operations in the development cycle of the El Teniente mine is the muck extraction, since much of the time used to carry out this work is non-productive time it does not contribute to the advancement of the face (2017). As a result, three scenarios are proposed in addition to the base case, which seeks to reduce both non-contributory times and productive times, thus making muck extraction an efficient activity and thereby improve the performance of the development cycle as a whole.

4.1 Caso 1: Base Case

4.1.1 Purpose

The purpose of this case study is to compare the annual development rates that are developed in the model with the real development rates obtained in the current production sectors of El Teniente. One thousand simulations were run to simulate development in the production level of the North Pacific sector for the first 6 years.

4.1.2 Input Data

The input data for this model corresponds to the distributions listed in table 1 in the previous section.

4.1.3 Simulation Results

Figure 7 compares the meters developed according to the simulation, with respect to the meters that were planned in each of those years, according to the long-term planning of the developments. It can be seen that, as the years go by, the simulated result goes further than planned. This is because the simulation model considers an increase in equipment failure due to its accumulated hours of use, while the mine's long term plan did not consider this aspect. Figure 8 shows the maximum performance achieved by the simulation, which occurs in 2038 with 2,085 meters and is compared with the maximum annual performance achieved in the production level of each of the most relevant mines in El Teniente Division. It can be seen that until today only one DET mine has managed to build more meters than the North Pacific sector will require in a year. This was only possible thanks to the fact that Esmeralda had already been in production for several years and therefore, much of the sector had already been developed, which enabled working with multiple fronts and crews.

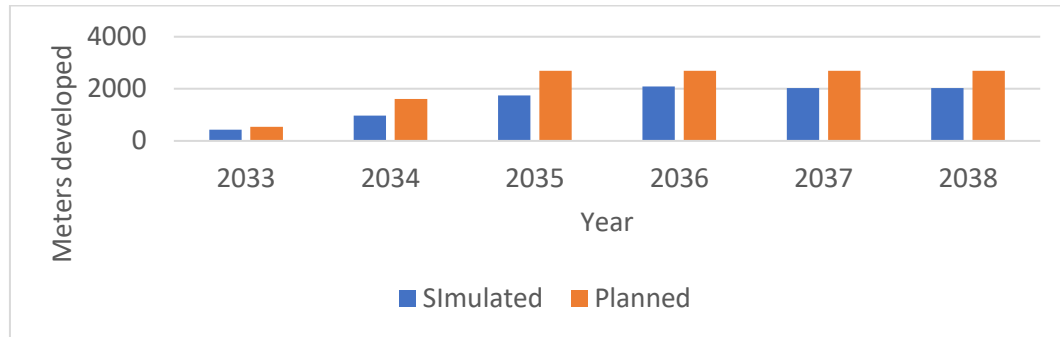


Figure 7: Simulated results vs planned

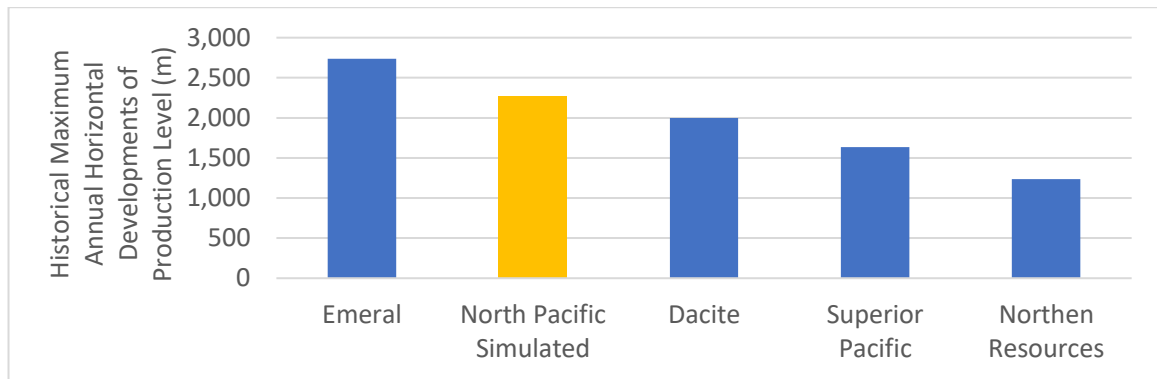


Figure 8: Simulation results vs real historical performance

4.2 Case 2: Changing LHD maintenance strategy

4.2.1 Purpose

The purpose of this experiment is to study the effect that a change in the maintenance strategy of LHD equipment has on the annual development rate. Currently, the strategy is to carry out preventive maintenance on the equipment every 250 hours, following the OEM's recommendations, and to carry out all necessary corrective maintenance whenever the equipment fails while in operation. The alternative strategy to be evaluated seeks to decrease the interval between preventive maintenance, to take advantage of the fact that the equipment is better than before, once maintained, even if never as good as it was at the beginning (Soto & Pascual, 2018).

4.2.2 Input Data

In this case, the preventive maintenance interval will be reduced to a constant rate κ , following the equation:

$$T_s(i) = \kappa T_s(i - 1)$$

Where i is an index that indicates the number of overhauls that the equipment has undergone and T_s the interval between preventive maintenance. Different scenarios will be generated for κ values of 90%, 80%, and 70%. The other input data will remain the same.

4.2.3 Simulation results

Table 2 shows the number of preventive and corrective maintenance and the time associated with them, according to the parameter κ used. It can be determined that using the proposed maintenance strategy with a parameter of $\kappa = 80\%$ gives the best results. Figure 9 compares the linear meters built between the OEM and the flexible maintenance strategy. It is noteworthy that after 6 years, the alternative strategy has managed to develop 457 meters more than the base case, which corresponds to an increase of 4.42%. This reduces the difference between the simulated and the planned from 20% to 16%.

Table 2: Results OEM Strategy vs Flexible Strategy

	CM	PM	TPM	TCM	TOTAL
Fixed 250 h	106	18	4650	198	4848
Variable 0.9	28	186	1215	2043	3258
Variable 0.8	25	195	1102	2146	3248
Variable 0.7	13	244	584	2685	3269

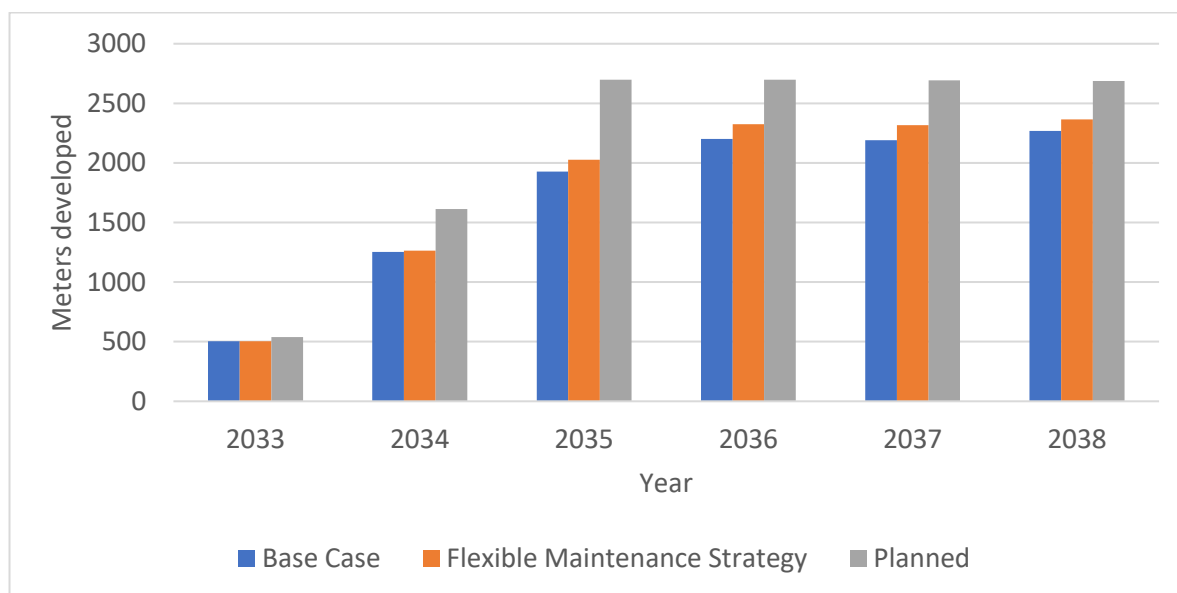


Figure 9: Simulation results base case vs flexible maintenance strategy

4.3 Case 3: Changing ore passes availability

4.3.1 Purpose

In the El Teniente Division, the execution of the horizontal developments is not a task that Codelco executes but is outsourced to a contractor. This is in order to focus Codelco's efforts only on the production of ore and not on the preparation. The parallel work of Codelco and the contractors at the production level generates operational interferences since both tasks must share accesses, routes, and ore passes. Following the line of prioritizing production, the production level ore passes are mostly destined for mineral production and only a few ore passes are assigned to the contractor to remove the muck. The purpose of this experiment is to study the effect of ore pass availability to the contractors for muck removal on the annual development rate .

4.3.2 Input Data

The distributions used in the model are the same as the base case, changing only the probability of available ore passes from 92%, which is the average value calculated in the current productive sectors of the DET, to 83% and 100%. These values correspond to the minimum and maximum values of ore pass availability in the same sector respectively. Table 3 shows the average distance between the draw point and the dumping point when

the assigned ore pass is available and when it is not. It is expected that the greater the difference between the distance of the alternative route and the original, the greater the impact on the developed meters as the availability of the ore pass varies.

Table 3: Average distance between draw point and ore pass

Year	Distance ore pass available (m)	Distance ore pass unavailable (m)
2033	700	700
2034	502	1100
2035	333	1036
2036	488	1003
2037	466	1003
2038	1076	1200

4.2.3 Simulation Results

The simulation results indicate that as the availability of ore passes for muck extraction increases, the duration of the muck extraction as a whole, decreases by an average of 13 minutes, while the duration of the complete development cycle decreases by 5 hours. Figure 10 compares the linear meters achieved year by year between the base case and the scenarios with 83% and 100% ore pass availability. After 6 years, by increasing the availability of the ore pass to 100%, it is possible to build 178 more meters. Although this result can be considered of little significance, it should be noted that having less ore pass availability will mean collecting more muck. This will negatively affect the development rate since this material will have to be transported to a further dumping points. Achieving 100% ore pass availability is something that has already been seen in DET mines currently in production, but which has required a greater planning effort by Codelco.

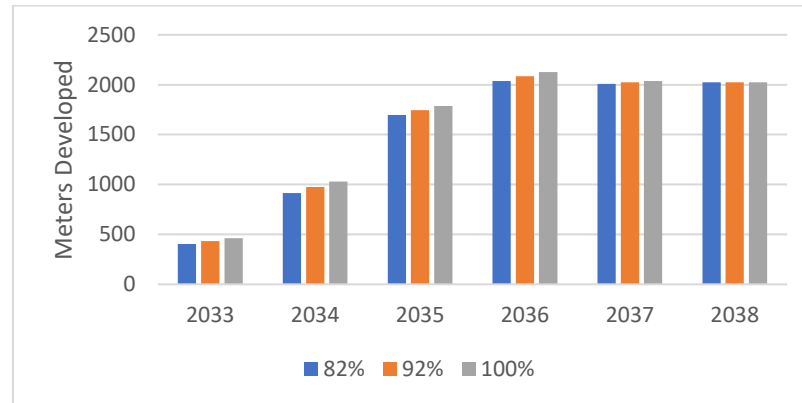


Figure 10: Simulation results at different levels of ore pass availability

4.4 Case 4: Changing planned design

4.4.1 Purpose

The purpose of this experiment is to study the effect of using a newly optimized development sequence on the annual development rate. Datamine's Studio UG and EPS software were used to generate this sequence, which allows producing and evaluating multiple developments and construction sequences quickly and easily. This new sequence considers starting the developments in the year 2033 by entering through two different accesses, and then between the years 2034 to 2036 the ability to open and work in three faces at a time. In 2037 and 2038, the number of faces that can be opened and worked will increase to five., Between the years 2039 to 2056, four active faces can be maintained and eventually decreased to a single face from 2057 to the end of the development. This sequence is considered optimum since it reduces the average transport distance between the draw point and the ore passes. It also allows the LHD equipment to work at a range of distances where it is more efficient. Furthermore, it allows multi-face work to be started from the first year of developments, increasing the efficiency and effectiveness of the work. Therefore it is expected that the implementation of the new sequence will increase the meters developed annually as compared to the planned design.

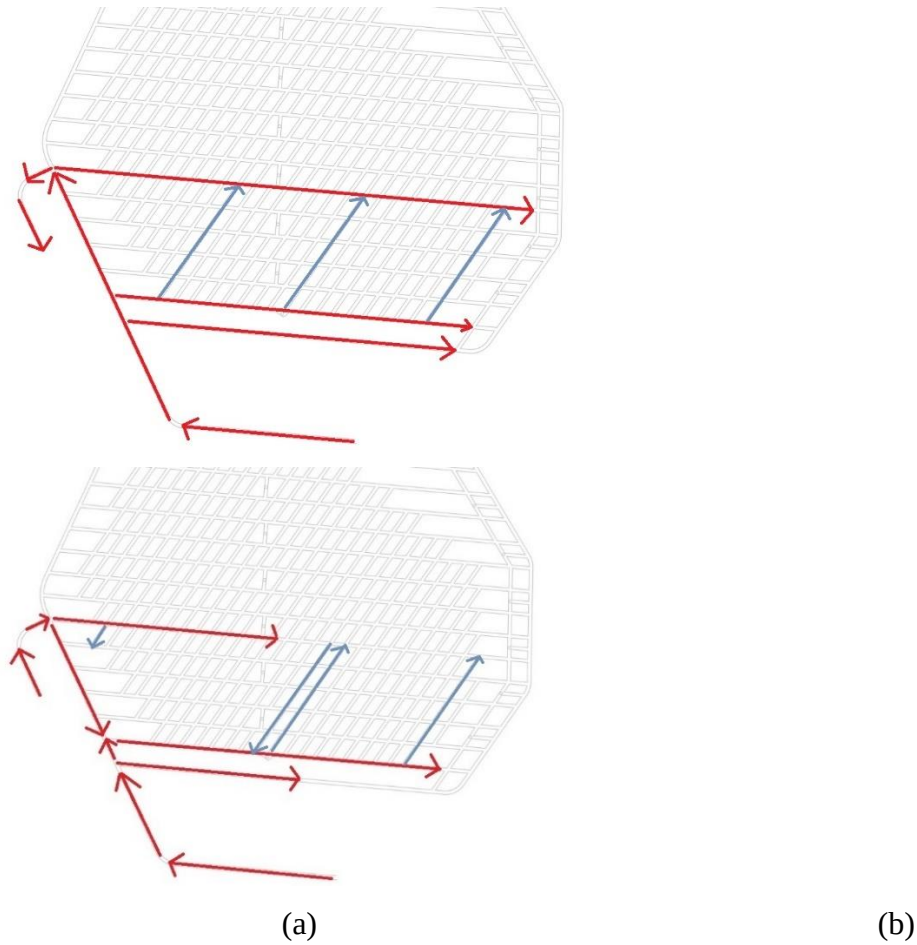


Figure 11: Comparison of base case development sequence (a) vs. optimized sequence (b)

4.4.2 Input Data

The Gantt chart, (Figure 12) details the new sequence planned for the next 10 years. Table 4 shows the difference between the year-to-year mean distance for the base sequence and the optimized sequence.

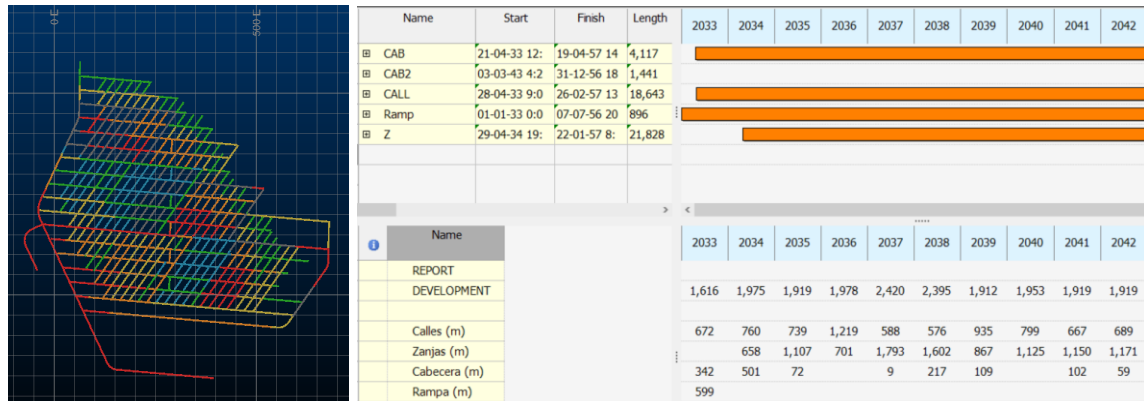


Figure 12: Planning optimized annual developments until 2042, North Pacific sector

Table 4: Average distance between draw point and ore pass. Base case vs optimized sequence

Year	Distance base case (m)	Distance optimized sequence (m)
2033	700	650
2034	502	319
2035	333	218
2036	488	346
2037	466	280
2038	1076	436

4.2.3 Simulation Results

Figure 13 compares the linear meters achieved year by year between the base case and the scenario under the new planning sequence. It can be seen that after 6 years, the new sequence enables the construction of 10,886 meters of tunnels, which is to say 1,598 meters more than the base case. The new sequence is less demanding with the meters required for the first 6 years of development and also better manages the use of work crews. Therefore, compliance with the planned development is more probable(Figure 14).

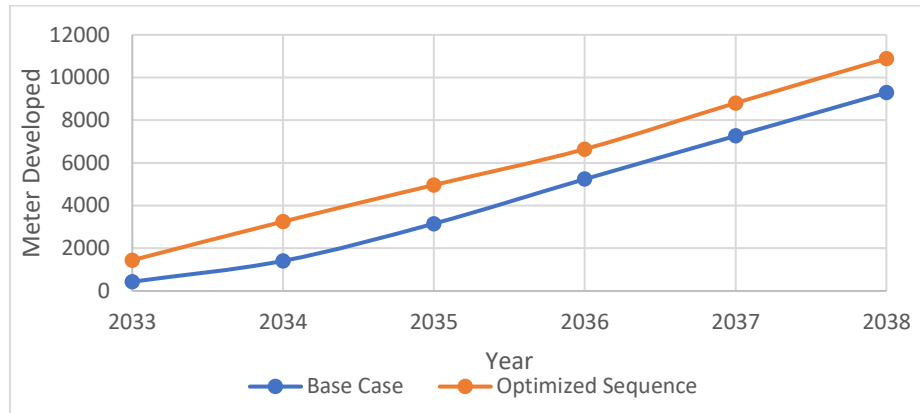


Figure 13: Accumulated developed meters

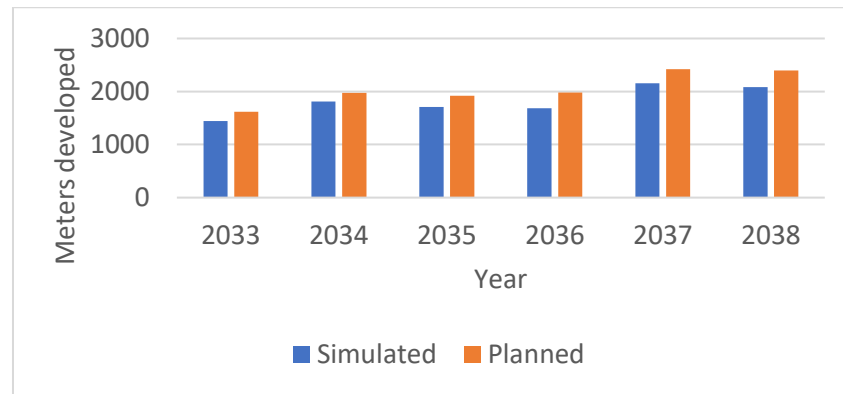


Figure 14: Simulation results vs planning, optimized sequence case

5. Conclusions

This study proposes a new simulation model for mine development cycles. The model considers the uncertainty in the execution times of each of the unit operations of the cycle and allows the evaluation of the progress and performance of underground developments through multi-faces. In order to evaluate the contributions of this model to the mining industry, it was validated with a real case study. The New Level Mine is a megaproject of the EL Teniente Division, the world's largest underground copper mine. The operation aims to keep the division's copper production at 137,000 tonnes per day through deeper exploitation of the ore deposit. To evaluate the feasibility of the planned development for further ore extraction using the New Mine level project, four experimental scenarios were analyzed in the production level of the North Pacific sector of the New Mine Level. The results from the simulation experiment are compared with historical data. The scenarios

include making changes to the equipment maintenance strategies, availability of ore passes, and development planning sequence. From the results, it can be concluded that:

- The meters developed in the base case simulation are less than that planned. This is because some operational uncertainties were not incorporated in the planning, resulting in an overestimation of what can be achieved.
- The meters developed in the base case simulation are at the upper limit of the ranges reached by the Division's current operating mines.
- A flexible maintenance strategy for LHDs increases the meters developed by 4.42% after 6 years.
- A 100% availability of the ore pass allows the meters developed after 6 years to be increased by 178 meters.
- By using the proposed optimum development sequence, an increase of 1598 meters can be achieved after 6 years.

This work presents a bases for the evaluation of the impact that the improvement of critical unit operations can have on the horizontal development cycle of an underground mine. Past research has not yet studied the relationship between underground mine development and unit operations in a disaggregated way. For example, in the case of drilling, which may be considered in future work by incorporating a reliability analysis of the jumbo equipment and/or the impact of using different blast designs.

Although the execution of mine developments using mechanized equipment is much faster than drill and blast (Stewart, Ramezanzadeh, & Knights, 2006), it is still not competitive against the latter due to cost issues. This could change in the coming years and it will be beneficial to use simulation models that represent a new scenario with mechanized technology.

Acknowledgment

I would like to thank Codelco - El Teniente Division for allowing me to work with them to obtain data from the development cycle and Datamine Software for giving me the software used in this paper. I would also like to thank Ph.D Angelina Anani for her contribution in preparing this research.

References

- Abd, M., Mustaffar, M., & Memon, Z. (2006). A sistematic approach for monitoring and evaluating the construction project progress. *J. Inst. Eng.*
- Ahmed Eissa, H., Scoble, M., & Dunbar, S. (2014). A comparison between Offset Herringbone and El Teniente underground cave mining extraction layouts using a discrete event simulation technique. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 1-21.
- Balaraju, J., Govinda, M., & Murthy, C. (2018). Estimation of reliability-based maintenance time intervals of Load-Haul-Dumper in an underground coal mine. *Journal of Mining and Geology*.
- Balaraju, J., Govinda, M., & Murthy, C. (2018). Reliability analysis and failure rate evaluation of load haul dump machines using Weibull distribution analysis. *Mathematical Modelling*.
- Caccetta, L., & Hill, S. (2003). An Application of Branch and Cut to Open Pit Mine Scheduling. *Journal of Global Optimization*, 349-365.
- Chami, J. (2012). *Optimización de los procesos de Desarrollo y Construcción en minería de block caving caso estudio mina El Teniente Codelco Chile* [Master's thesis, Universidad de Chile, Santiago, Chile]. Retrieved from <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/114467>
- Ccatamayo, J. (2017). *Aplicación de filosofía lean en la preparación minera, mina El Teniente Codelco Chile* [Master's thesis, Universidad de Chile, Santiago, Chile]. Retrieved from <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/147376>
- Chitombo, G. (2010). Cave mining: 16 years after Laubscher's 1994 paper 'Cave mining - State of the art'. *Mining Technology*, 132-141.
- Cochilco. (2019). *Anuario de estadísticas del cobre y otros minerales: 1999-2018*. Santiago.
- Codelco. (2020). *Memoria Anual 2019*. Santiago.
- Dagdelen, K. (2001). Open Pit Optimization - Strategies for Improving Economics of Mining Projects Through Mine Planning . 17* *International Mining Congress and Exhibition of Turkey*.
- Dehghani, H., & Ataee-pour, M. (2012). Determination of the effect of operating cost uncertainty on mining project evaluation. *Resources Policy*.
- Díaz, M., Rojas, P. & Vargas, M. (2019, august). Construction of Mining Projects in El Teniente. In E. Campos, & N. Morales. 6th *International Conference on Geology and Mine Planning*. Paper presented at Geomin Mineplanning 2019, Santiago, 7-9 august.

- Greberg, J., Salama, A., Gustafson, A., & Skawina, B. (2016). Alternative Process Flow for Underground Mining Operations: Analysis of Conceptual Transport Methods Using Discrete Event Simulation. *Minerals*.
- Haque, M., Topal, E., & Lilford, E. (2014). A numerical study for a mining project using real options valuation under commodity price uncertainty. *Resources Policy*, 115–123.
- Khalokakaie, R., Dowd, P., & Fowell, R. (2000). Lerchs–Grossmann algorithm with variable slope angles. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology*, 77-85.
- Laubscher, D. (1994). Cave mining - The state of the art. *J. South Afr. Inst. Min. Metall.*
- Leiva, F. (2015). *Desarrollo de una metodología para la obtención de la mayor configuración de turnos para la construcción de un túnel horizontal*, Minera San Pedro [Bachelor thesis, Universidad de Santiago de Chile, Santiago, Chile].
- Lerchs, H., & Grossman, I. (1965). Optimum Design of open pit mines. *CIM Bulletin*.
- Little, J., Knights, P., & Topal, E. (2012). Integrated optimization of underground mine design and scheduling. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 775-785.
- Lobiano, C. (2016). *Inclusión de interferencias operacionales de origen geotécnico en planificación minera de panel caving* [Master's thesis, Universidad de Chile, Santiago, Chile]. Retrieved from <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/139851>
- MacNeil, J., & Dimitrakopoulos, R. (2017). A stochastic optimization formulation for the transition from open pit to underground mining. *Optim Eng*, 793-813.
- Maybee, B., Dunn, P., Dessureault, S., & Robinson, D. (2009). Impact of development strategies on the value of underground mining projects. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*.
- Morin, M. (2002). Underground Mine Design and Planning: Complexity and Interdependencies. *Mineral Resources Engineering*, 197-215.
- Musingwini, C. (2016). Presidential Address: Optimization in underground mine planning – developments and opportunities. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 809-820.
- Navarro, C. (2012). *Simulación de ciclos de construcción de labores subterráneas mediante el método de Montecarlo*, Proyecto Olivo Minera San Pedro [Bachelor thesis, Universidad de Santiago de Chile, Santiago, Chile].
- Nehring, M. (2006). *Stope Sequencing and Optimisation in Underground Hardrock Mining* [Bachelor thesis, The University of Queensland, Brisbane, Australia]. UQ eSpace.

- Nehring, M., Topal, E., & Little, J. (2010). A new mathematical programming model for production schedule optimization in underground mining operations. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*.
- Paithankar, A., & Chatterjee, S. (2017). Grade and Tonnage Uncertainty Analysis of an African Copper Deposit Using Multiple-Point Geostatistics and Sequential Gaussian Simulation. *Natural Resources Research*.
- Rimélé, A., & Gamache, M. (2018). A stochastic optimization method with in-pit waste and tailings disposal for open pit life-of-mine production planning. *Resources Policy*.
- Rocher, W., Rubio, E., & Morales, N. (2011). Eight-Dimensional Planning – Construction of an Integrated Model for Mine Planning Involving Constructability. *35TH APCOM SYMPOSIUM*, (pp. 393-406). Wollongong.
- Rockwell Automation. (2019). *Arena: User's guide*. Milwaukee, WI: Author.
- Singer, D., & Kouda, R. (1999). Examining Risk in Mineral Exploration. *Natural Resources Research*.
- Soto, I., & Pascual, R. (2018, march). Using maintenance options to minimize the expected total cost of mining haulage fleets. In E. Campos, & N. Morales. *3rd International Seminar on Operational Excellence in Mining*. Paper presented at Minexcellence 2018, Santiago, 21-23 march.
- Stewart, P., Ramezanzadeh, A., & Knights, P. (2006). Benchmark Drill and Blast and Mechanical Excavation Advance Rates for Underground Hard-Rock Mine Development. *Australian Mining Technology Conference*, 41-63.

**ANEXO B : ARTÍCULO PUBLICADO EN 3RD INTERNATIONAL
SEMINAR ON OPERATIONAL EXCELLENCE IN MINING**

Using maintenance options to minimize the expected total costs of mining haulage fleets

Ignacio Soto and Rodrigo Pascual

Mining Engineering Department, Pontificia Universidad Católica de Chile

ABSTRACT

Physical asset management is, in general, greatly affected by uncertainty. The above is especially true in asset intensive industries such as mining. Uncertainty appears both from exogenous and from endogenous factors. Among the exogenous factors we may consider commodity prices, increased regulations, etc. Among the endogenous factors we may mention equipment reliability and variability in production rates and stoppage times, among others. Uncertainty results in risks for operations that complicate decision making and call for the application of appropriate decision-aid tools. Real Options Analysis (ROA) has proven to be a powerful tool to deal with uncertainty. It permits flexible decision making, offers added value by taking advantage from uncertainty and offers a probabilistic estimate of the value of flexibility. Its application in practical engineering decision making remains, however, largely pending. Consequently, many engineering decision fields (such as maintenance) fail to add value by understanding and exploiting the sources of uncertainty. The above is especially true when considering asset care.

This paper proposes a novel ROA based model that leads to flexible maintenance policies that respond both to exogenous and endogenous factors uncertainty. We illustrate the methodology considering a major component of a mine haul truck. Two main sources of uncertainty are included: commodity price volatility and equipment reliability. The model uses as option the Times Between Overhauls. The case study decreased Expected Net Present Cost of a seven year project by 17.66% with respect to the baseline.

INTRODUCTION

Maintenance management is an important component of the life cycle management of production assets once the system is in operation. It is especially truth for asset intensive industries such as mining, where maintenance expenses may attain 50% of the operational expenses a mine site (Darling, 2011). Asset care allows production systems to deliver value as it provides availability and reliability, key to effective equipment utilization and business performability. Investing in maintenance, that is, performing appropriate preventive and corrective maintenance is very important to mitigate downtime, which is very costly in mining. Downtime costs are often dominant in the cost structure of a mature asset care strategy. For an asset manager, it is key to understand downtime costs of the pieces of equipment under her/his responsibility. Many times, downtime costs depend on uncertain exogenous variables such as the price markets are willing to pay for products.

Operations in asset-intensive industries are affected by multiple factors of uncertainty. As a result, risks increase and decision making becomes more difficult. However, uncertainty can also represents an opportunity to add value provided operations are capable of adapting to changing conditions. A powerful tool to generate flexible policies that update strategy to volatile environment conditions is represented by the Real Options Analysis (ROA). It permits flexible decision making, offers added value by taking advantage from uncertainty and offers a probabilistic estimate of the value of flexibility. ROA implementation in engineering operations and projects requires a deep knowledge of the particular reality of each system. It partly explains why today the subject is poorly developed, opening an important area of research (de Neufville, 2011).

METHODOLOGY

To model component reliability we consider a version of the well-known Weibull:

$$R_i(t) = e^{-\left(\frac{t}{\eta_i}\right)^\beta}$$

Where t is the component usage after i overhauls. β is the shape parameter, that is considered constant. η_i corresponds to the scale parameter after i overhauls. We assume that η is updated after each overhaul according to the auto-regressive process:

$$\eta_i = \eta_{i-1}^{\alpha_\eta} \cdot e^{\mu_\eta + \varepsilon_\eta}$$

Where α_η and ε_η is a gaussian noise with mean 0 and standard deviation σ_η . This model allows to consider the imperfect nature of overhauls that often decreases the scale parameter η . The parameters of reliability used in the study case are listed in table 1.

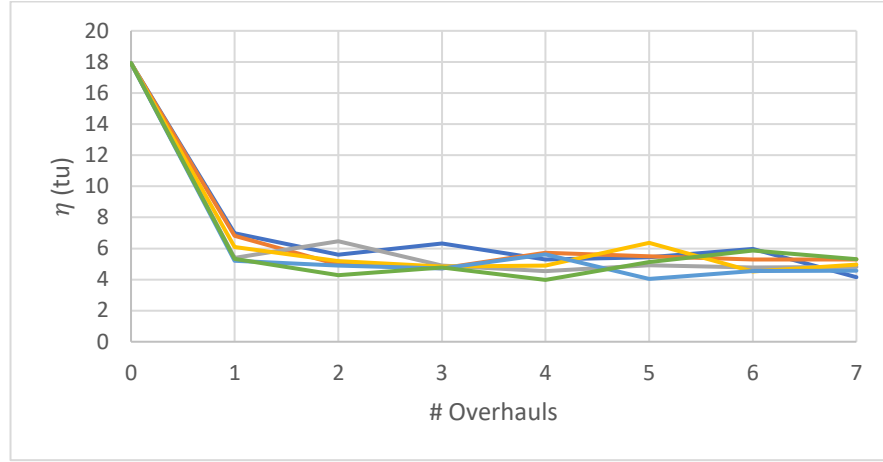


Figure 1 A few possible eta trajectories.

The Net Present Cost along the time horizon was calculated according the following equation:

$$NPC = \sum_{t=1}^{T_m} (CC \cdot \delta_c + PC \cdot \delta_p) \cdot \frac{1}{1 + \iota} \iota^t$$

Where δ_c and δ_p are binary variables that indicate if in the period t corrective and preventive maintenance are performed or not, CC is the cost for each corrective maintenance, PC is the cost for each preventive maintenance, ι is the discount rate and T_m is the temporal horizon of analysis. The parameters used to calculate the net present cost in the study case are listed in table 2.

We compare our methodology with a traditional one that considers constant β , η , PC and CC . It allows minimizing the long run cost rate:

$$C_g = \frac{PC \cdot R(t) + CC \cdot (1 - R(t))}{MTBI}$$

Cifuentes et al. (2017) use ROA to define an optimal interval T_s for each decision interval. For that, they minimize the global cost rate for that period of time. They assume that η is much smaller than the unit time (and constant). In our model, such hypothesis is not required, which provides extended flexibility.

The second important source of uncertainty that needs to be considered is associated to commodity price. In order to model the behavior of the price, it was necessary use historical records of the commodity price referring to previous years, and adjust them using a linear regression that follows the next equation:

$$P_t = P_{t-1}^{\alpha_P} \cdot e^{\mu_P + \varepsilon_P}$$

Where α_p and μ_p are drift parameters, ε_p is a gaussian noise with mean 0 and standard deviation σ_η .

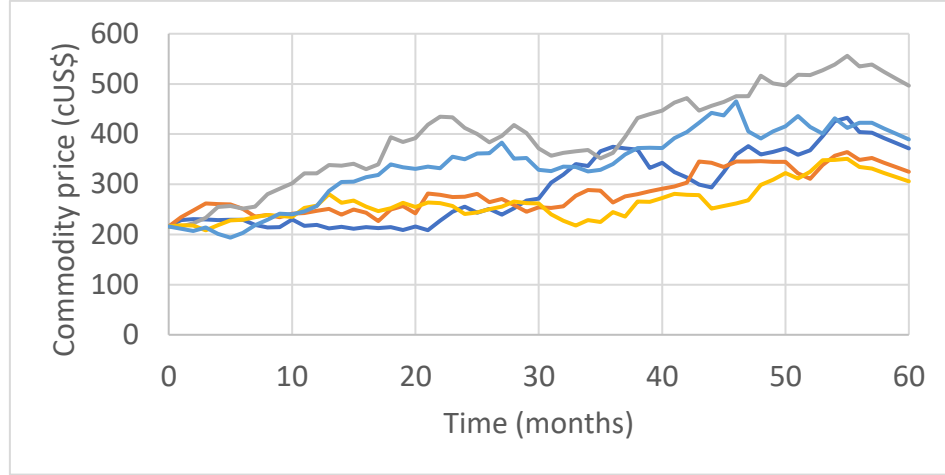


Figure 2 A few possible price trajectories.

Our model also considers flexibility to set multiple intervals between overhauls. The model updates the interval till the next overhaul using:

$$T_s(i) = \kappa T_s(i - 1)$$

Where i corresponds to the number of overhauls and $\kappa \in (0,1)$ is a parameter that governs the updating of T_s .

Our model also considers the setting of a time constraint to avoid performing preventive overhauls when the time horizon is close.

The real option considers a fraction of the time horizon θ from which preventive maintenance will not be performed. The decision about perform preventive maintenance or not, is evaluated in the simulation through the following condition:

$$\text{MAINTAIN} = \text{IF}(\text{AND}(r > T_s, t < T_m \cdot \theta), 1, 0)$$

Our model also considers setting a limit time to trigger preventive overhauls. For example, after year 9 in a 10-year project, no preventive overhauls are planned.

Once the model has been formulated, we use a spreadsheet to perform computations in a simple and easy way. We simulate different scenarios specific to the situation to be evaluated. Each scenario considers different values for component reliability, commodity price, costs associated to maintenance, among others. Each scenario has a different NPC associated with it, so the mean of the values obtained in each simulation correspond to the Expected Net Present Cost (ENPC). It

is also possible to analyze the probability to obtain a NPC lower than a certain value using the so called Cost at Risk curve (Figure 3).

RESULTS AND DISCUSSION

Our case study considers an electric wheel motor of a fleet of 78 mining haul trucks. Results show that using $\kappa=0.85$ and $\theta=0.90$ minimizes the ENPC of the project which attains a value of 1.77 MM US\$.

Table 1 Parameters of armature's reliability

Parameter	Unit	Value
β	-	2.2
η_0	tu	17.92
α_η	-	0.23
μ_η	-	6.55
σ_η	-	0.11

Table 2 Parameters of maintenance

Parameter	Unit	Value
PC	mu	8
CC	mu	14
ι	%	0.11
T_m	tu	40
κ	%	80
θ	%	90

The result obtained from the simulation with the maintenance policy recommended by the OEM, which consists in performing the preventive maintenance of the armatures every 9 000 hours of operation, gives an expected net present cost of 2.15 MM US\$, that is, this policy it is 17.66% worse than the one proposed in this document. If it is considering that the mining site has 78 of these armatures in operation, it is obtained that, throughout the time horizon, when using the flexible maintenance strategy instead of using the policy imposed by the OEM, a saving of 29.6 MMUS\$ is achieved.

The figure obtained after the 1000 simulations show the cost-at-risk curve for the proposed maintenance strategy versus the OEM's policy. From the figure it is clearly visible how the curve corresponding to the policy of the OEM is displaced much more to the right than the curve of the

proposed strategy, that is, it is much more likely to incur in higher total costs when following the OEM's policy

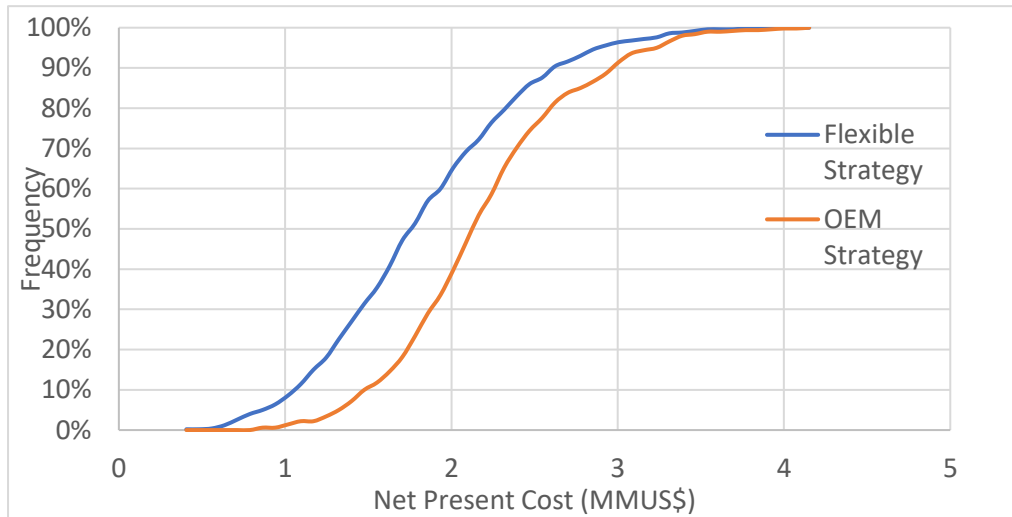


Figure 3 Cost at Risk Gained Curve

Figure 4 shows a sensitivity analysis of ENPC with respect to κ . The reduction in cost associated to $\kappa^*=0.8$ with respect to the baseline $\kappa=1$ are 1.87 MM US\$.

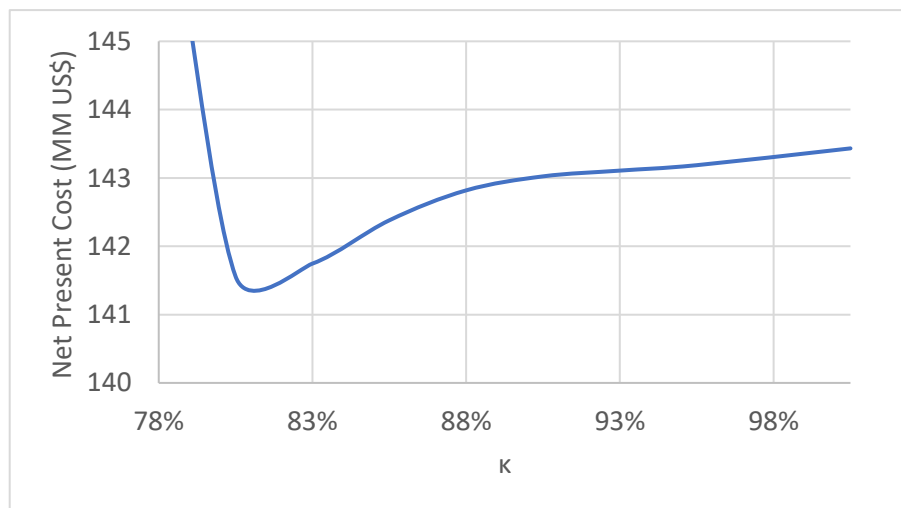


Figure 4 κ vs Net Present Cost

CONCLUSION

This work introduces an original methodology to facilitate flexible maintenance decision making in the context of uncertain business cycles and reliability.

The presented case of study was affected by two sources of uncertainty: commodity price and component reliability. If a static strategy is used, like the recommended by the OEM, the expected net present cost reach **2.15 MM US\$**, but if real options are incorporate to the maintenance strategy, the expected net present cost is **1.77 MM US\$**, that means a money saving of 17.66%.

The model presented is easy to use because utilize a simple tool which is the simulation using spreadsheet, therefore maintenance engineers and managers should use this model to reduce their costs associated to physical asset maintenance.

REFERENCES

Cifuentes, S., Irarrázaval, T., Pascual, R. (2017) 'Optimizing fleet maintenance strategy under business cycle uncertainty', *2nd International Seminar on Operational Excellence in Mining*, Minexcellence.

Darling, P. (2011) *SME mining engineering handbook*, SME.

de Neufville, R. & Scholtes, S. (2011) *Flexibility in engineering design*, MIT Press.