



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

METODOLOGÍA PARA DISEÑO Y SECUENCIAMIENTO ÓPTIMO
SEMIAUTOMÁTICO DE RAMPAS EN MINERÍA SUBTERRÁNEA

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA

SERGIO LUIS ANDRÉS MONTANÉ LOBOS

PROFESOR GUÍA:

NELSON MORALES VARELA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

JORGE AMAYA ARRIAGADA

ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS

EDISON RAMÍREZ OLIVARES

Este trabajo ha sido financiado por el proyecto CONICYT/PIA AFB180004

SANTIAGO DE CHILE
2020

RESUMEN DE LA TESIS PARA OPTAR AL
GRADO DE: MAGÍSTER EN MINERÍA
POR: SERGIO LUIS ANDRÉS MONTANÉ LOBOS
FECHA: MARZO 2020
PROFESOR GUÍA: NELSON MORALES VARELA

METODOLOGÍA PARA DISEÑO Y SECUENCIAMIENTO ÓPTIMO SEMIAUTOMÁTICO DE RAMPAS EN MINERÍA SUBTERRÁNEA

En la actualidad existe un gran desafío en la industria minera buscando maximizar el beneficio entregado por los proyectos, minimizando los costos asociados a las etapas iniciales de éstos. Por otro lado, las metodologías que se utilizan para diseñar los accesos a minas subterráneas contemplan crear el diseño en primera instancia, para luego generar los planes de extracción, por lo que, al realizar la evaluación económica del proyecto, ésta no considera el costo de dicha infraestructura.

En el presente trabajo se propone una metodología para obtener el diseño de rampa y cruzados que permita acceder desde superficie a cada uno de los niveles de producción contemplados, a la vez que entrega el secuenciamiento de construcción y extracción del mineral desde cada sector productivo a medida que se va accediendo a ellos.

La metodología entrega un diseño preliminar de rampas y cruzados, junto con un agendamiento de la construcción y operación de éste, teniendo como novedad el tener por objetivo la maximización del VAN del proyecto. Para realizar esto, la metodología se basa en un modelo de programación matemática que hace uso de una heurística para obtener la configuración correspondiente de accesos.

Se concluye que la metodología propuesta es una gran herramienta de ayuda para generar diseños de accesos en las etapas de prefactibilidad de un proyecto, pues mediante los planes obtenidos, se pueden comparar varios diseños mediante la variación de los parámetros de entrada, siendo flexible al cambio de condiciones. De este modo, se tiene más información sobre el impacto de cada diseño en el proyecto tanto operativa como económicamente, lo cual ayuda de mejor forma a la elección final.

ABSTRACT OF THE THESIS TO OBTAIN THE
GRADE OF: MASTER IN MINING

BY: SERGIO LUIS ANDRÉS MONTANÉ LOBOS

DATE: MARCH 2020

THESIS ADVISOR: NELSON MORALES VARELA

METHODOLOGY TO OPTIMIZE AND SEQUENCE THE SEMIAUTOMATED RAMP DESIGN IN UNDERGROUND MINING

Nowadays there is a big challenge in mining industry to seek maximum benefit that is possible to obtain from projects and the minimum cost from initial development stages. On the other hand, the current methodologies that are used to design the accesses in underground mines consider a first stage in which the design is created and then, in second stage, the extraction plan is generated, also when the economic evaluation of the project is calculated, it does not consider the cost of that infrastructure.

In this work a methodology is proposed to obtain a ramp and crosscuts design that allows to access from surface to each production levels considered, and it gives a development and ore extraction sequence from each productive zone while they are being opened.

The methodology provides a preliminary ramp and crosscuts design with a development and operation sequence of it and the novelty of the work is that it has a NPV maximization of the project as objective function. To do this, the methodology is based on a mathematical programming model that makes use of a heuristic to obtain the corresponding access configuration.

It is concluded that the proposed methodology is a great help tool to generate access designs in prefeasibility stages of a project, because through the plans obtained, several designs can be compared through the variation of input parameters, with a flexibility to the change of conditions. In this way, there is more information about the impact of each design on the project both operationally and economically, which helps the final election in a better way.

Agradecimientos

En primer lugar, a mis padres, Marlene y Sergio, por su todo su apoyo incondicional que me han brindado siempre, por darme la oportunidad de embarcarme en este nuevo desafío y darme los ánimos que a veces faltaban. Gracias por los consejos y el cariño que siempre me demuestran.

A mi hermano Lucas, por su apoyo y preocupación en estos años. Gracias por los consejos y cuidar a nuestros perros, sé que no es tarea fácil.

A mi familia, que siempre se preocupan por mí. Por los consejos y buenas vibras que me dan, a pesar de que por la distancia compartimos poco, me consideran en todo. Gracias a todos, incluso a los que están más lejos.

A mi profesor guía, Nelson Morales, por darme la oportunidad realizar el magíster en Delphos, por orientarme y darme los consejos. Sin duda he aprendido muchas cosas de usted y lo tomo como referencia a futuro.

A mis amigos, que me apoyaron en este período, mandando ánimo y buenas vibras. Por los buenos momentos vividos y actividades organizadas para compartir. Gracias Marcos, Manuel, Fernando, Pedro, Raúl, Bruno, Héctor, Pablo, Diego y Boris. También a mis amigos que conocí durante este año, gracias por las distracciones y los buenos momentos compartidos.

A mis amigos de Delphos, gracias por el excelente ambiente de trabajo, el apoyo y la energía que entregan. Sin duda este clima ayuda bastante a mejorar tanto profesional como personalmente. Gracias Consuelo, Gonzalo, Fabián, Gerson, Max, Pierre; Nelson, Diego, Enrique, Josué, Valentina, Valeria y Javier.

Finalmente, quiero agradecer a AMTC por el financiamiento de este trabajo de tesis a través del proyecto basal CONICYT/PIA AFB180004.

Tabla de Contenido

1.	Introducción	1
1.1.	Descripción del problema.....	2
1.2.	Objetivo general	3
1.3.	Objetivos específicos	3
1.4.	Alcances.....	4
1.5.	Organización de la tesis	4
2.	Revisión bibliográfica.....	6
2.1.	Métodos de extracción subterránea	6
2.1.1.	Cut & Fill	7
2.1.2.	Bench & Fill.....	8
2.2.	Sistemas de acceso a minas subterráneas	11
2.3.	Mecanismos de transporte en minas subterránea	13
2.4.	Construcción de túneles en minería subterránea	13
2.5.	Ventilación en minería subterránea	14
2.6.	Optimización de rutas.....	15
2.7.	Secuenciamiento de labores en la industria minera.....	16
2.8.	Diseño de rampas en minería subterránea	18
2.9.	UDESS	23
3.	Metodología de trabajo	25
4.	Caso de estudio	26
4.1.	Funcionamiento	29
5.	Resultados	31
5.1.	Fundamentos de un modelo matemático no estático	31
5.1.1.	Restricción de conectividad	33

5.1.2.	Restricción de unicidad por nivel.....	34
5.1.3.	Restricción de pertenencia (1).....	34
5.1.4.	Restricción de pertenencia (2).....	34
5.1.5.	Restricción de inicio.....	35
5.1.6.	Restricción de término	35
5.1.7.	Restricción de continuidad.....	35
5.1.8.	Función objetivo.....	35
5.1.9.	Discusión.....	36
5.2.	Metodología propuesta	36
5.3.	Resultados metodología propuesta	38
5.5.1.	Sector Y Este	38
5.3.1.	Sector Y Oeste inferior.....	40
5.3.2.	Sector Y Oeste superior.....	43
5.4.	Análisis metodología	45
5.5.	Metodología con minimización de costos	47
5.7.1.	Sector Y Este	48
5.5.1.	Sector Y Oeste Inferior	50
5.5.2.	Sector Y Oeste Superior	52
5.5.3.	Análisis.....	54
6.	Conclusiones	56
7.	Bibliografía	59
8.	Anexos	61
8.1.	Resultados.....	61
8.1.1.	Flota de camiones.....	61
8.2.	Papers	62

Índice de Figuras

Figura 1.1. Esquema del problema de diseño de accesos mina. Brazil 2014.	3
Figura 2.1. Cut & Fill, Hustrulid 2001.	8
Figura 2.2. Esquema Bench & Fill, Darling 2011.	10
Figura 2.3. Ciclo de excavación subterránea (Vargas et al. 2014).	14
Figura 2.4. Red simple de los tramos. Brazil 2002.	20
Figura 2.5. Diseños propuestos por DOT1 y DOT2. Brazil 2007.	22
Figura 2.6. Precedencia tipo “o” (izquierda) y precedencia tipo “y” (derecha).	24
Figura 4.1. Vista en planta del depósito epitermal.	27
Figura 4.2. Vista isométrica de niveles 1,187 y 1,199, Mina Y Este.	28
Figura 4.3. Layout mina informe de prefactibilidad.	29
Figura 5.1. Ubicación de las variables xpk, ti y xak, ti en el nivel k de conexión rampa- cruzado.	33
Figura 5.2. Metodología propuesta.	37
Figura 5.3. Diseño de rampas y cruzados Y Este con metodología propuesta.	38
Figura 5.4. Diseño de rampa y cruzados Y Oeste inferior con metodología propuesta. ..	41
Figura 5.5. Diseño de rampa y cruzados Y Oeste superior con metodología propuesta.	43
Figura 5.6. Comparación diseños sector Y Este.	49
Figura 5.7. Comparación diseños sector Y Oeste Inferior.	51
Figura 5.8. Comparación diseños sector Y Oeste Superior.	53

Índice de Gráficos

Gráfico 5.1. Plan de construcción Y Este con metodología propuesta.	39
Gráfico 5.2. Plan de extracción Y Este con metodología propuesta.	40
Gráfico 5.3. Plan de construcción Y Oeste inferior con metodología propuesta.	42
Gráfico 5.4. Plan de extracción Y Oeste inferior con metodología propuesta.	42
Gráfico 5.5. Plan de construcción Y Oeste superior con metodología propuesta.	44
Gráfico 5.6. Plan de extracción Y Oeste superior con metodología propuesta.	44
Gráfico 5.7. Comparación planes de extracción metodología de costo Y Este.....	50
Gráfico 5.8. Comparación planes de construcción metodología de costo Y Este.....	50
Gráfico 5.9. Comparación planes de construcción metodología de costo Y Oeste Inferior.	52
Gráfico 5.10. Comparación planes de extracción metodología de costo Y Oeste Inferior.	52
Gráfico 5.11. Comparación planes de construcción metodología de costo Y Oeste Superior.	54
Gráfico 5.12. Comparación planes de extracción metodología de costo Y Oeste Superior.	54
Gráfico 8.1. Requerimiento de camiones por período de operación, sector Y Este.....	61
Gráfico 8.2. Requerimiento de camiones por período de operación, sector Y Oeste Inferior.	62
Gráfico 8.3. Requerimiento de camiones por período de operación, sector Y Oeste Superior.	62

Índice de Tablas

Tabla 5.1. Parámetros económicos para la valorización.	31
Tabla 5.2. Parámetros de salida Y Este.	39
Tabla 5.3. Parámetros de salida Y Oeste inferior.	41
Tabla 5.4. Parámetros de salida Y Oeste superior.	43
Tabla 5.5. Comparación resultados sector Y Este.	45
Tabla 5.6. Comparación resultados sector Y Oeste inferior.	46
Tabla 5.7. Comparación resultados sector Y Oeste superior.	46
Tabla 5.8. Análisis de GAP diseño simulado.	47
Tabla 5.9. Comparación parámetros de diseño metodología de costo Y Este.	48
Tabla 5.10. Comparación parámetros de diseño metodología de costo Y Oeste Inferior.	51
Tabla 5.11. Comparación parámetros de diseño metodología de costo Y Oeste Superior.	53

1. Introducción

El propósito de una operación minera subterránea es extraer y transportar mineral desde su ubicación en profundidad hacia una planta de procesamiento, y luego llevarlo al mercado.

La pregunta sobre qué método de acceso es aplicable para explotar un depósito subterráneo es la que se deben enfrentar tanto ingenieros como planificadores cuando se evalúa la factibilidad de un proyecto. Básicamente, existen cuatro tipos de infraestructura para obtener acceso a un yacimiento: adits, shafts inclinados, shafts verticales y rampas (Rupprecht, 2012).

El diseño del acceso a una mina es un aspecto importante del diseño general de la mina, donde cada depósito debe ser analizado cuidadosamente. La selección de rampa como sistema de accesos puede no ser sencilla, pues los factores económicos de las opciones varían con la profundidad y tonelaje, y en ocasiones la decisión está influenciada por factores como la disponibilidad de capital o la capacidad del proyecto para convertirse en retorno lo antes posible. Si no se consideran todos los criterios de diseño en la fase inicial del proyecto, entonces el acceso a la mina puede convertirse en un cuello de botella. Por ejemplo, se requiere que las dimensiones de túneles y galerías sean tamaño suficiente para manejar la ventilación y los equipos planificados (elevli, 2012).

Las rampas son diseñadas típicamente con pendientes entre 10% y 15%. Éstas permiten el tránsito de equipos desde un nivel a otro sin la necesidad de desmontar los sistemas y reconstruir el equipamiento, que se necesita por ejemplo en el sistema de shaft vertical. Las rampas deben tener un adecuado radio de curvatura para permitir el funcionamiento de toda la flota de equipos que se requieren para la operación. Dentro de las ventajas del sistema de rampas se tiene el bajo costo de desarrollo, fácil acceso de equipos a la operación y el corto período necesario para el comienzo de la extracción del mineral. Como desventajas se tiene la baja tasa de desarrollo vertical, requerimientos aumentados de ventilación producto del uso de equipos diésel y aumento en las labores de apoyo a la operación de equipos (Sirinanda, 2015).

Por otro lado, la industria minera ha tenido como desafío constante diseñar los accesos y secuenciar la construcción de minas subterráneas. Tradicionalmente, este proceso se ha abordado como dos problemas por separado. En primer lugar, se diseñan los accesos, buscando minimizar el desarrollo total y los costos de infraestructura. Luego, se completa con el secuenciamiento, con el fin de maximizar los flujos de capital generados a lo largo de la vida de la mina. La desventaja de este sistema es que esta metodología considera dos problemas de optimización, por lo que los costos de construcción de los accesos no se ven reflejados correctamente en los flujos de caja del proyecto. De hecho, la optimización del secuenciamiento es difícil y toma bastante tiempo, con resultados que dependen de la experiencia de los ingenieros a cargo. El problema se vuelve más complicado y difícil de modelar cuando el secuenciamiento se incorpora a la construcción de los accesos. La necesidad de mejores algoritmos que permitan asistir este tipo de tareas en la industria minera es un impulsor del presente trabajo (Sirinanda, 2015).

1.1. Descripción del problema

Un elemento importante de la planificación minera de un yacimiento es la optimización del secuenciamiento de producción a largo plazo, considerando las redes de acceso. La industria minera actual tiene como práctica diseñar los accesos en primer lugar y luego completar el agentamiento de extracción (Sirinanda, 2015). Lo que se busca es optimizar el diseño de la rampa de acceso y cruzados a los niveles de producción del yacimiento, a la vez que se obtiene el secuenciamiento óptimo de construcción de la infraestructura de acceso y extracción del mineral desde los niveles de producción considerados. En la Figura 1.1 se observa un diagrama realizado en Brazil 2014, donde se ejemplifica el problema que se busca abordar. Se tiene un yacimiento en profundidad, el cual considera un método de extracción por niveles y lo que se busca es diseñar los accesos desde superficie hasta cada uno de los niveles de producción.

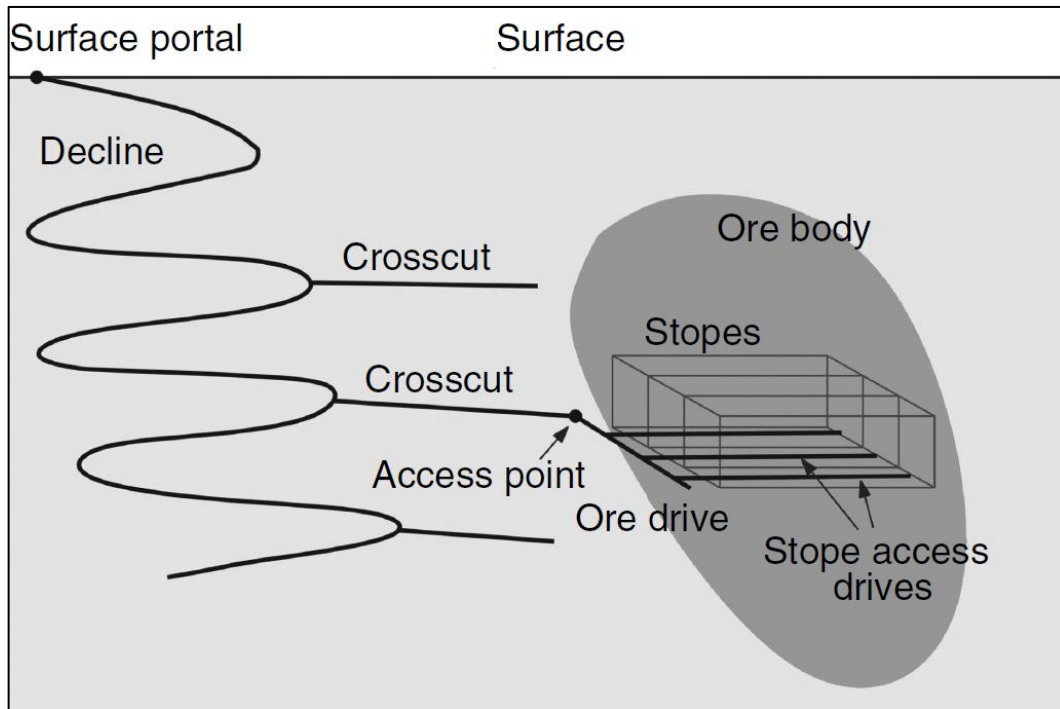


Figura 1.1. Esquema del problema de diseño de accesos mina. Brazil 2014.

1.2. Objetivo general

El objetivo del trabajo que se presenta a continuación es desarrollar una metodología que permita asistir el diseño de rampas para minería subterránea mediante el secuenciamiento de construcción y operación, tal que se busque maximizar el VAN del proyecto. Este trabajo se enfoca en métodos de extracción selectiva que utiliza más de un nivel de producción para su funcionamiento.

1.3. Objetivos específicos

- Realizar un secuenciamiento del diseño de rampas del caso de estudio en UDESS, para verificar la factibilidad de uso.
- Implementar el uso de actividades, precedencias y restricciones operacionales al modelo para obtener el secuenciamiento de construcción y extracción.
- Estudiar la interacción entre las salidas del modelo de rampas y UDESS con el fin de retroalimentar los resultados.

- Desarrollar una metodología que considere el tiempo en la optimización del diseño de rampas.
- Realizar análisis complementarios a los resultados obtenidos.

1.4. Alcances

Los alcances que delimitan el trabajo a realizar durante el desarrollo de las tareas de la tesis son los siguientes:

- Se asume que los planes de producción de los sectores de extracción están dados.
- La secuencia de construcción es de acuerdo con los planes de producción.
- Se considera el uso de perforación y tronadura como método de construcción de túneles.
- Los puntos de acceso a los niveles de producción son dados.
- Los costos de desarrollo de la rampa y cruzados son dados y contemplan una componente fija y otra que depende de la longitud de éstos.
- Los parámetros económicos que permiten valorizar los sectores de producción dependen de cada caso particular.
- El caso de estudio que se pretende utilizar es una mina de Bench & Fill.
- Las rampas y los cruzados deben considerar dimensiones acordes a los equipos estipulados en la producción para que puedan transitar.
- Los ritmos de extracción de mineral son dados.

1.5. Organización de la tesis

El presente escrito está organizado en ocho secciones.

En el Capítulo 1, se presenta la introducción al tema desarrollado en la tesis, incluyendo una descripción de la problemática, motivación, objetivos tanto generales como específicos, alcances, metodología de trabajo y la organización de éste.

En el Capítulo 2 se muestra el estudio bibliográfico desarrollado, que aborda los conceptos mineros que se tratan, el problema de optimización de rutas, el secuenciamiento de labores

en la industria minera, diseño de rampas en minería subterránea y el uso del programa UDESS.

En el Capítulo 3 se detalla la metodología empleada en el presente trabajo, detallando cada una de las tareas efectuadas de acuerdo con la etapa correspondiente.

En el Capítulo 4 se muestra y explica el caso de estudio con el cual se trabaja para aplicar la metodología propuesta y se describe su funcionamiento.

En el Capítulo 5 se exponen los resultados obtenidos y las propuestas generadas durante la tesis, además de los análisis de resultados.

En el Capítulo 6 se plantean las conclusiones obtenidas a partir de los resultados mostrados a lo largo del trabajo.

En el Capítulo 7 se detallan las referencias utilizadas para el desarrollo de la tesis y sus fundamentos.

Finalmente, en el Capítulo 8 se complementa los contenidos de la tesis con datos de tablas, gráficos y figuras relevantes del trabajo que ayudan a explicar ciertos resultados.

2. Revisión bibliográfica

El presente capítulo tiene busca establecer las bases y los antecedentes que son necesarios para el desarrollo del trabajo, mediante una revisión bibliográfica.

De este modo, el capítulo se divide en los siguientes grandes tópicos:

- Métodos de extracción subterránea selectiva. Se introducen los métodos selectivos más utilizados en minería subterránea, junto con sus características y requerimientos.
- Sistemas de acceso a minas subterráneas. Se presenta a grandes rasgos los mecanismos con los cuales se diseñan los accesos y los avances en este aspecto.
- Sistemas de transporte de mineral en minería subterránea. Se abordan los dos principales mecanismos de transporte de mineral.
- Construcción de túneles en minería subterránea. Se aborda la perforación y tronadura como método de construcción de túneles.
- Optimización de Rutas. Se presenta de forma general el problema de optimización del camino más corto
- Secuenciamiento de labores minera y ejemplos de aplicaciones. Se detalla la problemática y sus discusiones.
- Metodologías de diseño de rampas y aplicaciones realizadas.
- Se describe el programa UDESS como herramienta para el secuenciamiento y se explica su funcionamiento.

2.1. Métodos de extracción subterránea

De acuerdo con Hustrulid 2001, una vez que un cuerpo mineralizado es estudiado y se ha recolectado suficiente información para proceder a un análisis más profundo, se puede

comenzar con la selección del método de explotación más apropiado al caso. En esta etapa la selección es preliminar, cuya utilidad es servir de base para un diseño de proyecto y estudio de factibilidad. No obstante, los criterios básicos para la extracción del mineral deben seguir formando parte del diseño final.

Hoy en día son pocos los métodos de explotación que se utilizan debido a las características propias de cada depósito, donde las variaciones de cada método son casi ilimitadas.

En el presente trabajo, se hace uso de un caso de estudio explotado mediante Bench & Fill, método variante al Cut & Fill. Dado esto, a continuación, se hace una breve explicación de ambos métodos.

2.1.1. Cut & Fill

De acuerdo con Hustrulid (2001), el método Cut & Fill remueve el mineral en láminas horizontales, comenzando por el fondo del nivel de corte y avanzando hacia arriba. El mineral es perforado y tronado, y el material quebrado es cargado removido del caserón. Una vez que el caserón es vaciado, se rellena con relaves o con material estéril. El relleno sirve para soportar las paredes y para entregar una plataforma de trabajo para los equipos cuando se extraiga la siguiente lámina.

Este método es utilizado en cuerpos mineralizados cuya inclinación es casi vertical, que cuentan con una estabilidad buena a moderada y presentan altas leyes. Permite una mayor selectividad que el método Sublevel Stopping. Dado esto, el método Cut & Fill se prefiere para cuerpos mineralizados que presentan una forma irregular y una mineralización diseminada.

El desarrollo necesario para un Cut & Fill incluye:

- Una unidad de transporte a lo largo del cuerpo mineralizado en el nivel principal.
- Cortes en el área del caserón para el drenaje del agua.
- Una rampa que permita acceso al nivel de corte.
- Acceso a los niveles para ventilación y transporte del material de relleno.

La cara del caserón es perforada con tiros escalonados, que se cargan y tronan. El slot que está debajo proporciona espacio en el cual la roca tronada se puede expandir.

Los diagramas de disparos pueden ser modificados de acuerdo a variaciones que existan en los límites de mineralización. Los sectores donde se presenta baja ley, el mineral se puede dejar sin extraer, o extraerlo y separarlo como material estéril.

Este método es versátil y se prefiere para minas que requieren de selectividad y adaptabilidad para variaciones en el macizo rocoso. En la Figura 2.1 se visualiza la metodología del método Cut & Fill.

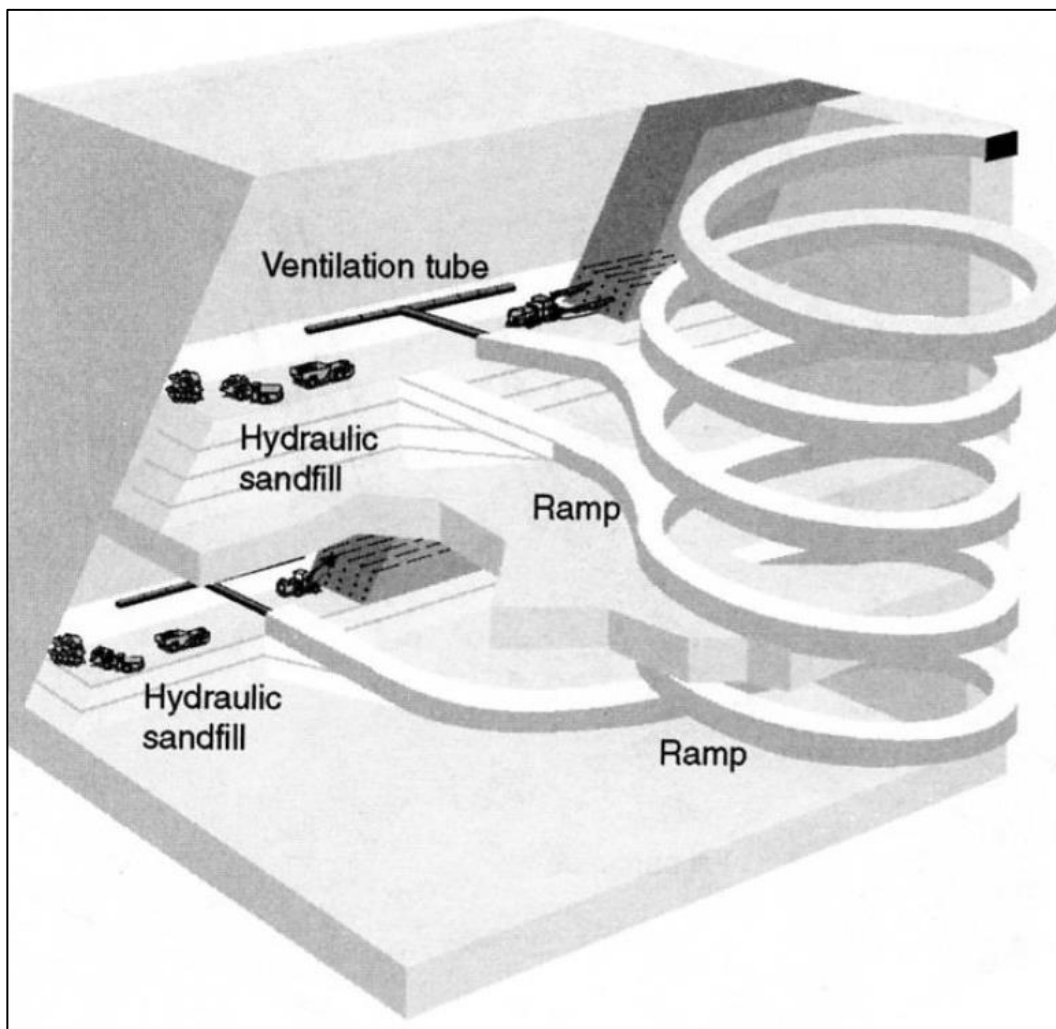


Figura 2.1. Cut & Fill, Hustrulid 2001.

2.1.2. Bench & Fill

Según Hustrulid (2001), Bench & Fill es una variante del método Cut & Fill, donde se logra una mejora en la productividad y una reducción de los costos de producción.

El método Bench & Fill es aplicado a caserones verticales o casi verticales que tienen suficiente largo, ancho y la competencia del macizo rocoso para permitir un sistema de extracción con tiros laterales, seguido por relleno con estéril. Este método permite variantes

en el modo de efectuar el relleno. La cantidad de estéril expuesto entre la tronadura y la extracción del mineral, y la frente de avance de relleno con estéril, pueden ser ajustados de acuerdo a las condiciones locales. En algunos casos, el relleno con estéril está tan avanzado al punto que los espacios abiertos son completamente eliminados. Esto último, permite soportar condiciones de paredes colgantes y pisos débiles, para así reducir la dilución y la pérdida de mineral. El uso de relleno cementado puede también aumentar la recuperación.

El diseño de los caserones está determinado por la competencia tanto de la roca caja como de la roca mineralizada, así como también de la condición de esfuerzos, estructuras y forma del yacimiento.

Entre las labores necesarias para la explotación de un bloque mineralizado se tienen el nivel de producción y el nivel superior de perforación.

El nivel de producción consiste en una galería de transporte y estocadas de carguío, las cuales intersectan de tal manera que aseguran la continuidad del diseño a lo largo del nivel. El diseño de la galería de transporte debe permitir el movimiento expedito del equipo de carguío, evitando quiebres en el recorrido que reduzcan la velocidad y contribuyan al deterioro de las pistas. Además, debe tener una sección adecuada para el tránsito de camiones. Las estocadas de extracción se deben diseñar considerando que los equipos puedan transitar sin mayores dificultades y que carguen alineados. Sus parámetros de diseño son la longitud y la distancia entre estocadas. La longitud es variable y depende de las dimensiones de las cámaras de explotación, las que a su vez depende de la geometría del bloque de mineral a extraer. La distancia entre estocadas depende del ancho de las unidades de explotación y de los pilares que otorgan la estabilidad al caserón.

En el nivel superior de perforación ocurre la operación de los equipos DTH para las perforaciones descendientes. Su orientación es paralela al nivel de extracción y sus parámetros de diseño son los mismos mencionados en el nivel de producción.

Los pivotes de acceso se utilizan para acceder al nivel a explotar y su excavación es en material estéril.

La secuencia de explotación de los bloques consiste en la extracción de un caserón por medio. Primero, se explotan las cámaras primarias, para luego rellenar y explotar los caserones restantes contra-relleno. La secuencia operativa es:

- Perforación descendente
- Explotación de los caserones primarios en retroceso
- Relleno del caserón explotado
- Tronadura de caserón contra-relleno
- Relleno faltante

En la Figura 2.2 se muestra un esquema de la extracción de mineral mediante Bench & Fill.

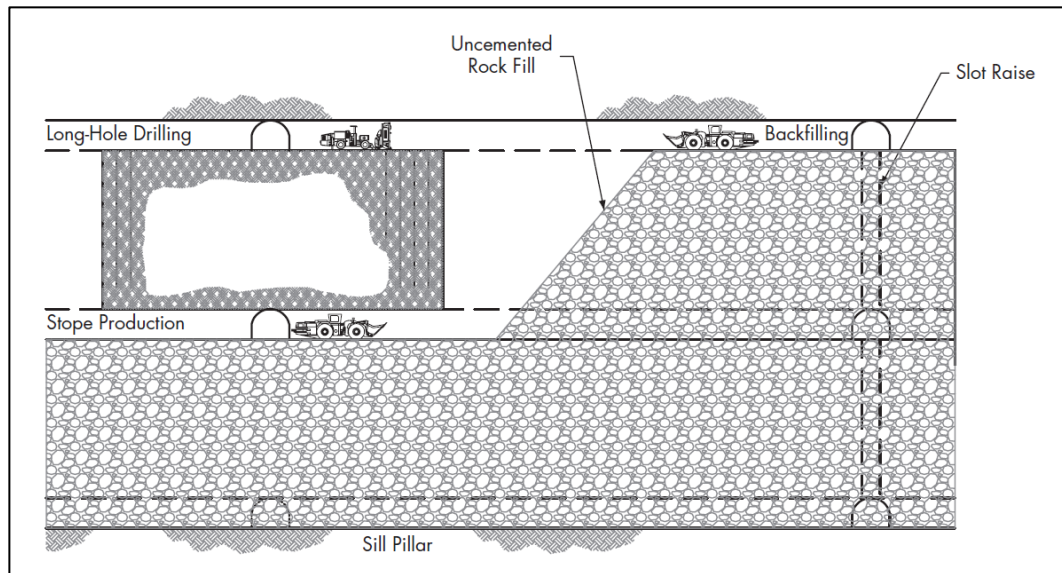


Figura 2.2. Esquema Bench & Fill, Darling 2011.

Para los demás métodos de explotación minera subterránea, el modelo puede ser aplicado en aquellos que necesiten operar en distintos niveles de producción y cuya profundidad haga que sea rentable la extracción del mineral por la rampa, en lugar de utilizar shaft. Esto quiere decir, que los métodos a los cuales apunta el presente trabajo se enfocan en el uso de niveles de producción, tonelajes y distancias de acarreo no tan grandes para que se justifique el uso de equipos en la extracción hasta superficie. De este modo, los métodos masivos como Block

Caving, resultan ser difíciles de aplicarles esta metodología, pues consideran un gran tonelaje a extraer y las profundidades a las que se trabaja son grandes.

2.2. Sistemas de acceso a minas subterráneas

De acuerdo con Brazil (2006), en muchas minas se accede al mineral y éste se lleva a superficie a través de una red de túneles. Los túneles incluyen rampas, galerías horizontales y en algunos casos, piques verticales.

Para las minas subterránea de roca dura (oro, plata, plomo, zinc, cobre, o depósitos multimetal) explotado por métodos de caserones o de *caving*, se tiene las siguientes etapas de desarrollo. Primero, la ubicación y concentración de mineral son determinadas por pruebas geológicas hechas en superficie y con sondajes. Esto entrega información sobre cuáles son las zonas de mineral económicas que pueden ser delineadas. La ubicación y la geometría de los caserones y los tonelajes de mineral pueden ser determinados en esta etapa. A partir de esta información de los caserones los ingenieros de minas pueden determinar los puntos de extracción adecuados. Existen sectores en los límites de cada caserón desde los cuales se accede al mineral y éste se acarrea a superficie.

Una consideración clave en el diseño de una mina subterránea es que todos los desarrollos de accesos subterráneos deben ser transitados por camiones y equipos mineros. Esto quiere decir que los accesos deben tener una gran sección que se acomode a los equipos de acarreo; deben tener un límite superior en la gradiente vertical (típicamente los equipos modernos pueden acarrear en pendiente de hasta 1:7); deben ser transitables (el radio de giro debe ser lo suficientemente grande para que todos los equipos puedan operar, donde el radio mínimo de diseño va en el rango de 15-30 m).

Al igual que los puntos de extracción, el portal en superficie puede ser asumido como predeterminado. En muchas minas reciente (particularmente en Australia) el desarrollo subterráneo es una extensión de una mina cielo abierto ya explotada o de una mina subterránea antigua, donde se han descubierto nuevos cuerpos mineralizados. En estos casos, la ubicación del portal en superficie desde infraestructura de mina existente es probable que sea modificada o al menos quede fuertemente restringida.

Las prácticas de hoy en día en la industria no involucran una optimización rigurosa para el diseño de desarrollos en minas subterráneas. La aproximación usual en la industria es relacionar con la experiencia de ingenieros de minas para encontrar soluciones de diseño factibles “buenas”. El principal progreso en esta área desde mediados de 1980s, tanto en la literatura como en la práctica, ha sido la mejora en las capacidades de softwares de visualización asistidos por computador, permitiendo que un gran número de soluciones factibles sean diseñadas y modeladas de forma más precisa y de manera más rápida. Un punto de vista general de la industria sobre el diseño óptimo en minería subterránea es el siguiente: “La planificación minera asistida computacionalmente puede automatizar muchos de los procedimientos manuales y cálculos de la planificación minera, permitiendo así evaluar varios layouts y estrategias mineras para así seleccionar el plan óptimo con mayor seguridad” (Chatterjee et al. 2004).

El modelamiento computacional en esta área ha experimentado avances rápidos desde los 1980s. Algunos de los muchos modelos comerciales sofisticados y paquetes de visualización para minería subterránea incluyen: Maptek, Vulcan 3D Software, Datamine y Surpac. Además, muchas de las grandes compañías mineras tienen sus propios programas hechos por ellos. Sin embargo, aunque todos estos paquetes de softwares son muy útiles para asistir la generación de soluciones de diseño factibles, ninguno de ellos incorpora alguna capacidad de optimización sistemática para el diseño de una mina subterránea.

Así como la capacidad de optimización es importante para producir mejores diseños de layouts mineros, también lo es para permitir la realización de buenas decisiones en la planificación minera subterránea. Muchas de las decisiones importantes en planificación, como lo son la viabilidad económica de un proyecto minero propuesto o la decisión si el manejo de materiales se hará vía piques o rampas, depende en la capacidad de modelar rápida y precisamente, junto con optimizar costos asociados a los diseños propuestos. Actualmente, las tomas de decisiones han estado basadas en estimaciones de costos limitadas y altamente subóptimas.

2.3. Mecanismos de transporte en minas subterránea

Una de las principales etapas de operación en una mina subterránea es transportar el mineral extraído a los stocks o la planta de procesamiento ubicados en superficie, que es conocido como sistema de manejo de materiales. A pesar de que existen diferentes sistemas de manejo de materiales, el sistema de skip/shaft ha sido el más ampliamente utilizado para cuerpos mineralizados que están muy por debajo del punto de partida de acceso. Por bastante tiempo este sistema ha sido la forma más económica de transportar mineral desde la mina subterránea a la superficie. Sin embargo, los últimos desarrollos tecnológicos en equipos diésel/eléctricos subterráneas han resultado en cambios en los sistemas de manejo de materiales en minas (Elevi et. al.). El sistema de acarreo de mineral mediante rampa, si es que es aplicable, se ha convertido en una nueva alternativa al sistema de shaft para algunas operaciones subterráneas. Como resultado, varias minas han adoptado el sistema de rampa para el transporte de mineral. Por ejemplo, en Australia dos tercios de las minas subterráneas han escogido el sistema de acarreo de mineral en rampa (Chadwick).

Si es que se escoge la alternativa de rampa como acceso subterráneo, el mineral extraído es acarreado a superficie por medio de equipos subterráneos. En este caso, se requiere de trabajos de desarrollo que incluye rampa desde un nivel principal a otro nivel y un drift horizontal en cada nivel.

2.4. Construcción de túneles en minería subterránea

Las rampas, shafts, galerías y otros tipos de excavaciones son de gran importancia para la explotación de mina subterráneas, pues generan los accesos a los sectores mineralizados y preparan las unidades de explotación.

La excavación de estructuras subterráneas mediante perforación y tronadura consiste en un ciclo compuesto de diferentes actividades. Suorineni (2008) detalla la siguiente secuencia: perforación de la superficie de la galería, carga con explosivos y tronadura, ventilación (considerada con una interferencia en el ciclo), acuñadura y remoción del material quebrado, e instalación de fortificación. Es importante destacar que estas operaciones son llevadas a cabo durante cambio de turno u hora de trabajo, lo cual es una constante que también ha influido en el tiempo de ejecución del ciclo de construcción.

El principio general es llevar a cabo la perforación en la frente de la excavación para cargar los explosivos, los cuales, al tronar, quiebran la roca, produciendo la abertura que se convierte en el túnel. Luego de quebrar la roca, es necesario ventilar el lugar para eliminar los gases nocivos que provienen de la tronadura, una operación que en el ciclo es considerada usualmente como interferencia. Luego, se lleva a cabo la acuñadura, la cual consiste en remover la roca suelta del techo que queda luego de la tronadura, seguido por la remoción del material fragmentado. El ciclo finaliza con la fortificación de la sección del túnel que ha sido excavada para asegurar la estabilidad. La fortificación de la excavación subterránea es una tarea que se realiza solo si es necesario, dependiendo principalmente de la calidad de la roca. En la Figura 2.3 se muestra el ciclo operacional para la construcción de un tramo de túnel en minería subterránea.

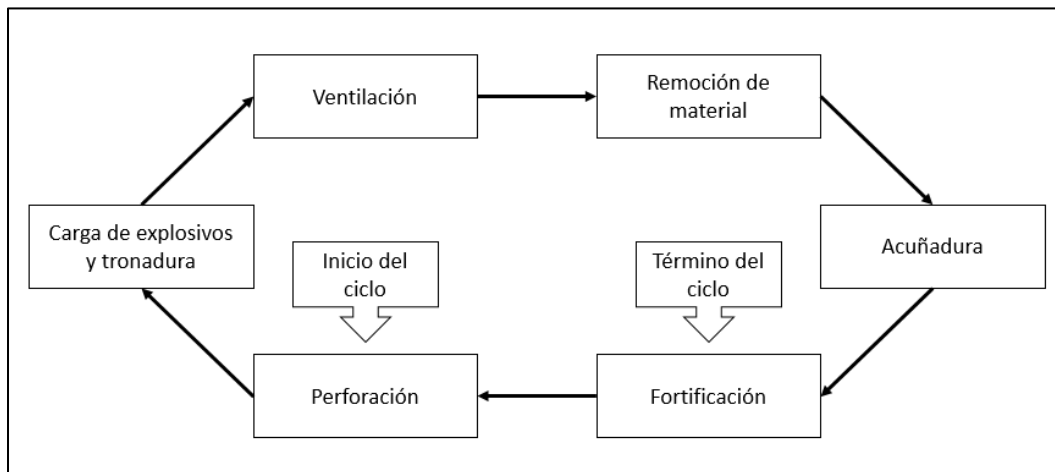


Figura 2.3. Ciclo de excavación subterránea (Vargas et al. 2014).

2.5. Ventilación en minería subterránea

El ambiente de trabajo en minas subterráneas es un espacio confinado, donde la calidad del aire necesita ser controlada artificialmente. En los procesos de construcción de túneles, minería y transporte, la polución como polvo, gases nocivos y ruidos es producida por los métodos tradicionales de perforación y tronadura, por equipos diésel y otros equipamientos. La contaminación del aire en el ambiente de trabajo no solo pone en riesgo la salud de los trabajadores, sino que también acorta la vida útil de los equipos.

Dependiendo del tipo de mineral, el procesamiento puede causar una variedad de contaminaciones. Para minería subterránea, los contaminantes son principalmente polvo, gases peligrosos y ruido. Chen et al. detectaron polvo, monóxido de carbono (CO), óxidos nitrosos (NO_x) y ruido como contaminantes en una mina subterránea. Los resultados indicaron que el lugar más contaminado fueron los túneles ciegos, seguido de las galerías de ruta de equipos diésel y túneles de perforación profundos. Jiang et al. concluyeron que la contaminación que amenazó la salud de los trabajadores en una mina de hierro fue principalmente gases CO y NO_x, los cuales son generados por las operaciones de tronadura, equipos diésel y equipos de perforación.

La ventilación es usualmente un importante medio para resolver el problema de la contaminación del aire en espacios confinados. Para lograr el efecto de ventilación deseado, se necesita de una tasa de cambio de aire fresco adecuada y de una organización correcta del flujo de aire.

La contribución de aire desde el exterior tiene que ser calculada con el fin de garantizar la presencia de aire fresco tanto en circunstancias operacionales como en emergencias o accidentes excepcionales. La ventilación bajo condiciones de emergencia como lo son situaciones de fuego debe asegurar una evacuación rápida y un manejo eficiente del humo.

Dado esto, es que se nota la importancia que tiene la ventilación en la operación de una mina subterránea, por lo cual debe ser considerada en los diseños de ésta desde etapas tempranas.

2.6. Optimización de rutas

La optimización de rutas es un procedimiento que se desea efectuar en los diseños de caminos de variadas industrias pues permite hacer un mejor uso de los recursos disponibles. El problema tiene como objetivo encontrar el camino más corto entre el nodo s y el nodo t , es decir, identificar la secuencia de arcos dirigidos y adyacentes entre s y t , de longitud mínima.

La longitud del arco puede ser interpretada en términos de costos, tiempo, distancia, etc. El problema se escribe de acuerdo a Ecuación 2.1 y Ecuación 2.2.

$$\text{mín} \sum_{(i,j) \in A} c_{ij} x_{ij}$$

Ecuación 2.1. Función objetivo del problema general de camino más corto.

s. a.

$$\sum_j x_{sj} = 1 \quad \text{Nodo } s \text{ ofrece una unidad}$$

$$\sum_k x_{kt} = 1 \quad \text{Nodo } t \text{ ofrece una unidad}$$

$$\sum_j x_{ij} - \sum_k x_{ki} = 0, \quad i \neq s, t \quad \text{Balance de nodos intermedios}$$

$$x_{ij} \in \{0, 1\} \quad \forall (i, j) \in A$$

Ecuación 2.2. Restricciones del problema general de camino más corto.

Esta formulación se basa en que una unidad de producto viaja desde el nodo origen s al nodo destino t , de manera que al minimizar el costo total se está definiendo un camino de costo mínimo.

Dentro de las ventajas de diseñar rutas de acceso optimizadas a los sectores productivos de una mina subterránea, se pueden identificar:

- Ahorro de costos de logística asociada a la construcción de dichos accesos.
- Ahorro en los tiempos de trabajo, tanto para la construcción como para la posterior operación.
- Mayor utilización de equipos, debido a que se generarán rutas óptimas de trabajo.

2.7. Secuenciamiento de labores en la industria minera

El tiempo y los costos de construcción de un proyecto han sido identificados como los mayores factores para tener en cuenta en el proceso de toma de decisión (Ammar, 2010). En el método de ruta crítica, generalmente el objetivo es establecer el costo mínimo del proyecto

con tiempo agendado que sea razonable basado en restricciones realistas, siendo el dinero el que impacta en mayor medida en los tiempos del proyecto.

Dado que los costos pueden ser expresados en función del tiempo, es posible realizar análisis de *trade-off* de tiempo y costo, con el fin de encontrar la mejor configuración donde se incurra en el menor costo dentro del menor tiempo posible. Un análisis de este tipo permite resolver dos clases de problemas: (i) para encontrar la ruta más corta del proyecto dentro de un presupuesto dado, y (ii) para minimizar el costo total mientras se llega a un objetivo dado.

La optimización del valor presente neto en un proyecto de secuenciamiento ha sido investigada bajo una variedad de suposiciones del proyecto. La suposición básica es que se puede estimar el flujo neto dentro de un tiempo de finalización de cada actividad. Los flujos de caja están asociados a actividades o eventos, y el objetivo es maximizar el valor de los flujos descontados en el tiempo. Este análisis es aplicable en situaciones donde el proyecto retorna un gran valor presente neto positivo, su ejecución parece ser bastante sencilla y los resultados no requieren necesariamente de alguna validación.

El secuenciamiento de un proyecto, y en particular el de uno con restricción de recursos con una minimización de la duración ha sido tema para una gran cantidad de investigaciones en los últimos años. Se ha enfocado mucho en las medidas de rendimiento, las cuales son funciones no decrecientes de los tiempos de término de las actividades, como en el caso de los problemas con restricción de recursos.

La industria minera global se enfrenta a la inevitable tendencia de tener que explotar yacimientos cada vez más profundos y de menores leyes, en escenarios de gran volatilidad de precios e incertidumbre geológica. El proceso de secuenciamiento permite a la compañía una maximización del beneficio, un alto grado de utilización de los equipos y una alta calidad de productos en cada período de acuerdo con la demanda requerida.

Numerosos autores han avanzado en resolver problemas de secuenciamiento en grandes minas superficiales, lo que ha resultado en el desarrollo de paquetes de optimización en minas a cielo abierto. Sin embargo, el problema de secuenciamiento en minas subterráneas se ha vuelto más relevante el último tiempo, por lo que ha recibido mayor atención.

La falta de programas disponibles para asistir el proceso de secuenciamiento de la producción en minas subterráneas ha significado que esto sigue siendo en gran parte llevado a cabo de forma manual, donde incluso a veces incluye el uso intensivo y complejo de hojas de cálculo. De esta forma, no cabe duda de que este es un proceso altamente demandante de tiempo y tedioso donde se puede obtener una posible solución, y existe una mínima posibilidad de lograr una solución óptima.

2.8. Diseño de rampas en minería subterránea

El problema del diseño de acceso óptimo es crear una red de túneles que minimicen los costos de desarrollo y los costos asociados a la operación a lo largo de la vida de la mina.

Los constituyentes claves de una mina subterránea y su red de accesos que son relevantes para este problema son los siguientes:

- **Cuerpo Mineralizado:** Son las regiones de mineralización que contienen el material que la compañía minera desea extraer y enviar a procesamiento. Cada cuerpo mineralizado es dividido en niveles, los cuales tienen una cierta altura en la cual se lleva a cabo la extracción. Cada nivel es subdividido en caserones, los cuales son discretizados en bloques de tamaño similar, donde cada uno puede ser explotado en período relativamente corto.
- **Rampas:** Son túneles principales con pendiente que conectan los niveles de un cuerpo mineralizado a la superficie. Las rampas deben ser diseñadas para permitir el acarreo de mineral por medio de camiones hacia la superficie lo más eficiente posible.
- **Cruzados:** Corresponden a túneles horizontales o con muy poca pendiente que proveen el acceso de vehículos desde las rampas a los sectores cercanos a los caserones en un nivel dado.
- **Disposición de nivel:** Es la red de galerías horizontales que otorgan servicio directo a los caserones en un nivel dado. Esta configuración consta de una red de galerías que se ubican paralelamente a una cara del cuerpo mineralizado frente a los caserones, galerías de acceso a caserones y otras galerías que conectan con cruzados y en determinados puntos (por ejemplo, pique de ventilación).

La red de accesos debe satisfacer un número de restricciones, dos de las cuales son de vital importancia. La primera es que los camiones y equipos mineros deben poder transitar por las rampas. Este requerimiento impone restricciones en el gradiente y en el radio de curvatura de las rampas. La segunda hace referencia a que las rampas deben estar a una cierta distancia mínima del cuerpo mineralizado con el fin de evitar daño por esfuerzos creados durante la explotación de los caserones y permitir un largo de trabajo mínimo en los cruzados.

El objetivo es encontrar la configuración de accesos sujeta a dichas restricciones que permita maximizar el beneficio. Esto se ve reflejado en el hecho de que al realizar un diseño eficiente de rampas y galerías puede tener un gran impacto en la economía y viabilidad del proyecto.

De acuerdo con Brazil (2004), plantea la creación de una herramienta de optimización que permita obtener la mejor alternativa para la construcción de rampas, piques y galería de manera que se minimicen los costos asociados. Para lograr esto, basado en las redes de Steiner, se establecen nodos que representan los lugares por donde se debe transitar obligatoriamente, dado el diseño de la mina. Luego, estos nodos deben ser unidos mediante tramos (rampa/galería) que tienen asociados costos correspondientes a la construcción del tramo y al costo por el tránsito de mineral por él. En la Figura 2.4 se observa un ejemplo de una red de tramos unidos a un shaft.

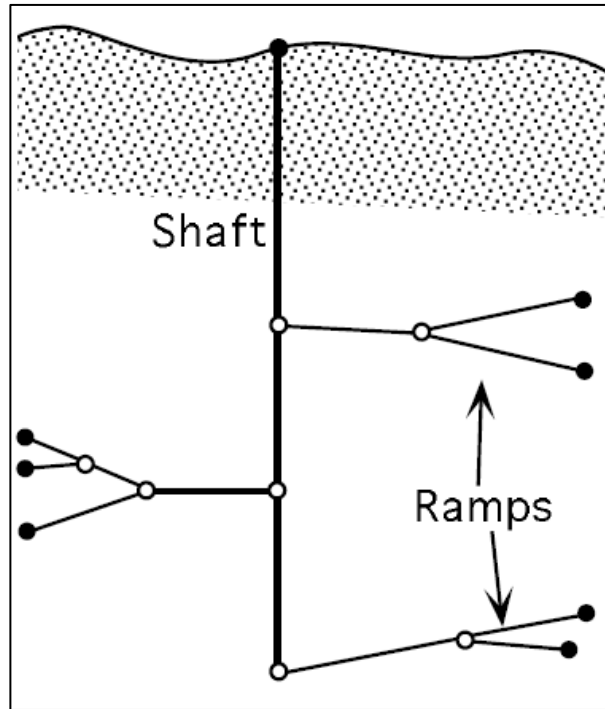


Figura 2.4. Red simple de los tramos. Brazil 2002.

Estos costos están definidos como se muestra a continuación en Ecuación 2.3 y Ecuación 2.4, de acuerdo con Brazil (2002).

$$C_{rampa} = d_{ij} + f_{ij}(G(i,j))t_{ij}$$

Ecuación 2.3. Costo por metro de rampa

d_{ij} : costo por metro construido

$G(i,j)$: gradiente entre los nodos i y j

f_{ij} : costo por metro de manejo de material asociado al gradiente del tramo ij

t_{ij} : tonelaje estimado a ser transportado por el tramo ij

$$C_{pique} = d'_{ij}L_E(i,j) + (a_1 + a_2L_E(i,j))t_{ij}$$

Ecuación 2.4. Costo por metro de pique.

d'_{ij} : costo por metro de desarrollo en el pique

L_E : distancia euclidiana del tramo

a_1 y a_2 : constantes asociadas al costo por metro de manejo de materiales.

Como restricciones se tienen los planos de falla existentes en el sector, la topología del diseño y resistencias de las rocas presentes, que se pueden ingresar al algoritmo.

Se han creado dos softwares para la optimización en el diseño de accesos a minas subterráneas: UNO™ (Underground Network Optimiser) y DOT™ (Decline Optimisation Tool). UNO™ consiste en un algoritmo que busca el costo mínimo para conectar nodos y el costo de la red corresponde a la suma de dichos costos. DOT™ utiliza puntos de Steiner a partir de los cuales se va construyendo la ruta mediante concatenación de rampas y galerías con largos variables. Este último software se mejoró y se creó DOT2™. Se realizó una comparación entre ambos aplicado a un proyecto donde el diseño original planteaba 1,964 metros construidos. En el estudio se revela la mayor rapidez y menor trazado de DOT2 (1,768 m vs ,1883 m) y que, además, permite un ahorro del 10% con respecto al diseño original. En cuanto a la construcción de los accesos existe un ahorro de AU\$784,000 y AU\$2.3 millones asociados al costo de manejo de materiales total a lo largo de la vida de la mina estudiada. En la Figura 2.5 se observa una comparación entre los resultados obtenidos por Brazil mediante sus desarrollos y el diseño de un ingeniero.

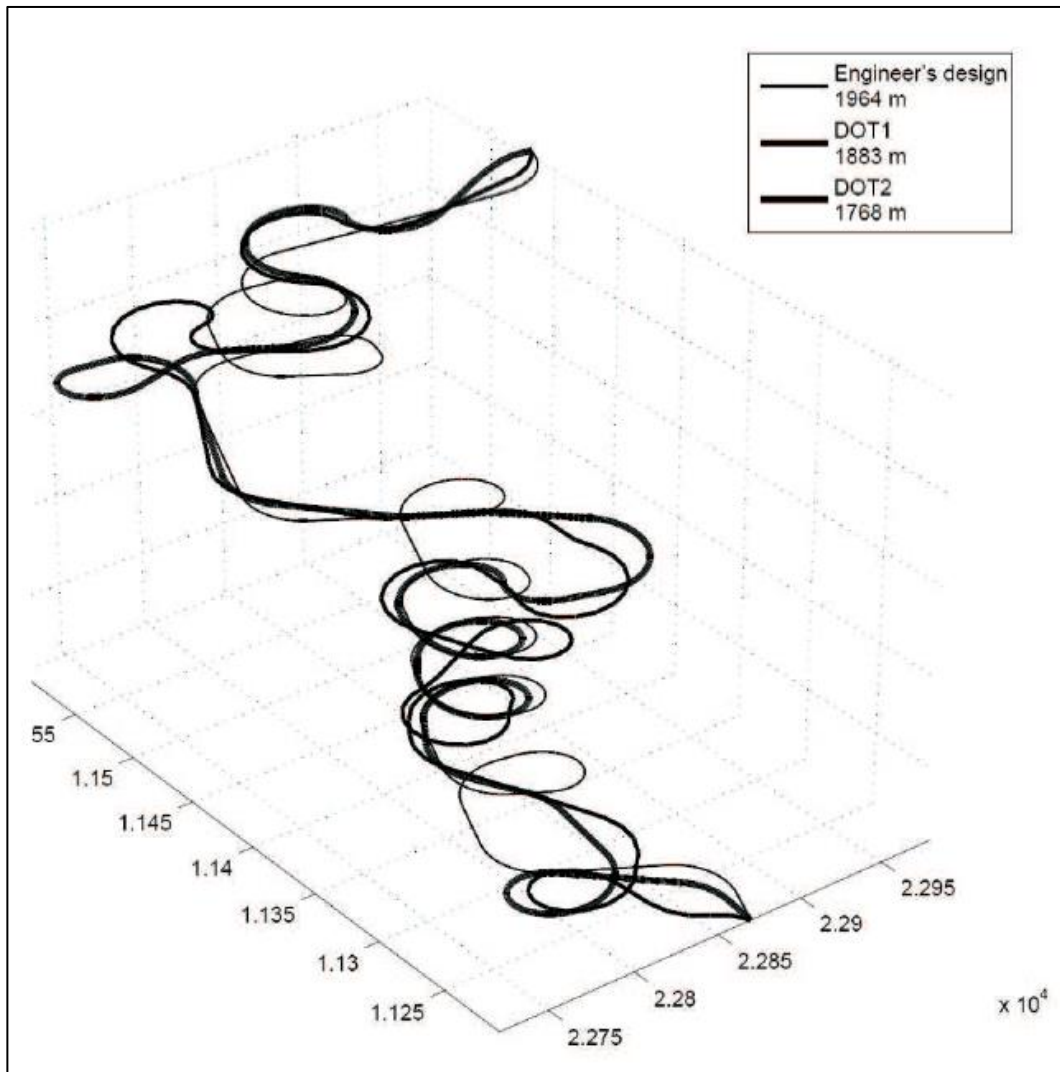


Figura 2.5. Diseños propuestos por DOT1 y DOT2. Brazil 2007.

Dentro de los problemas que presenta esta solución propuesta por Brazil mediante el software DOT, se identifican claramente los siguientes:

- Las propuestas de solución que se plantean son redes de rampas que satisfacen las restricciones, pero los diseños no son necesariamente los óptimos.
- Al utilizar redes de Steiner, resulta difícil retener las propiedades de la representación que uno está realmente buscando, tales como las condiciones de gradiente y curvatura.
- Los tiempos de ejecución del algoritmo se incrementa rápidamente a medida que se agregan datos, lo que vuelve al programa poco eficiente en términos operativos.

- No se consideran los cruzados como parte del problema de optimización, haciendo que se deba hacer un diseño posterior para ello, pudiendo no converger en lo mismo.
- La ventilación es un parámetro no incluido en el problema, siendo ésta uno de los factores de mayor relevancia en un proyecto de mina subterránea

Por otro lado, en el trabajo de Sirinanda (2014), se identifica la oportunidad de desarrollar algoritmos para el diseño de accesos a una mina para maximizar el VAN, por lo que se propone una forma genérica de optimizar este tipo de problemas. Dado esto, es que se crea un espacio de trabajo para desarrollar una herramienta que permita obtener un diseño óptimo de rampas de acceso a la mina. Se propone el algoritmo de punto de unión descontado (DJPA), el cual busca encontrar la ubicación de los puntos de unión, considerando las redes de Steiner para su formulación. Este algoritmo puede ser aplicado a una mina subterránea con rampas. Una vez que este punto ha sido ubicado, el acceso a la mina puede ser diseñado incluyendo los cruzados desde el punto de unión a cada uno de los niveles de producción y al punto de acceso a superficie. En general, estos cruzados representan la distancia mínima transitable entre los puntos de conexión.

Dentro de las consideraciones del modelo se asume que los tramos de la rampa son rectos, por lo que la teoría y el algoritmo propuesto solo puede ser directamente aplicado a minas subterráneas donde los puntos terminales están en un plano casi horizontal y, por lo tanto, la restricción de pendiente puede ser satisfecha.

2.9. UDESS

UDESS (Universal Delphos Sequencer and Scheduler) es un agendador de actividades desarrollado completamente en el Laboratorio de Planificación Minera DELPHOS de la Universidad de Chile. El objetivo fue crear una herramienta en la que fuese posible planificar y agendar de manera simultánea las actividades de preparación y producción para minas explotadas mediante los métodos Block/Panel Caving (Rocher, 2012).

El software requiere de 3 parámetros de entrada para poder funcionar: Actividades, Precedencias y Restricciones. Las actividades o tareas corresponden a los elementos que se quieren agendar en un cierto horizonte temporal para maximizar el beneficio (o minimizar el

costo). Además, poseen un valor económico cuando se ejecutan y consumen recursos para poder ser llevadas a cabo. Para ingresar las actividades, se debe construir un archivo de texto (.txt) el cual debe contener al menos la siguiente información:

- ID actividad: Nombre con el que se identifica a la actividad
- Ingreso: Valor que se obtiene al ejecutar la actividad (positivo o negativo)
- Max rate: Máximo avance realizable de la actividad en un mes

Las precedencias son las relaciones que se establecen entre las actividades, de manera que el inicio de cierta actividad está ligado al término de una o varias actividades. Las precedencias son ingresadas mediante un archivo de texto al igual que las actividades, donde su formato es en tres columnas: predecesor, sucesor y grupo. Existen dos tipos de precedencias: tipo “y” y tipo “o”, tal como se muestra en la Figura 2.6.

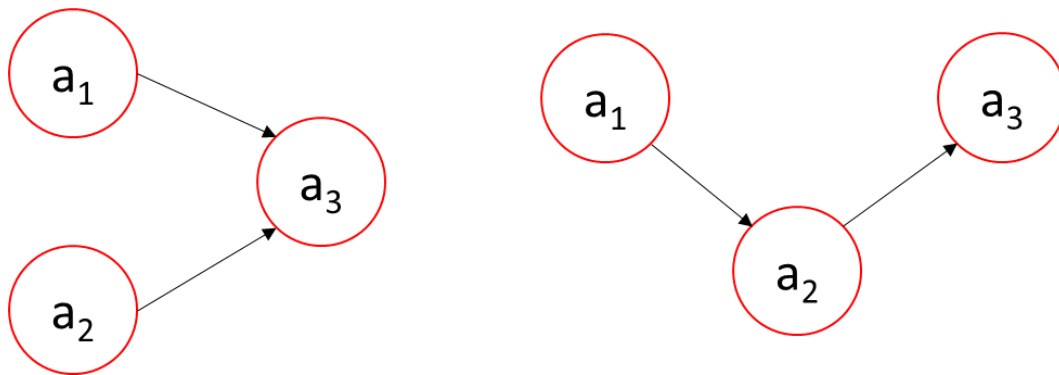


Figura 2.6. Precedencia tipo “o” (izquierda) y precedencia tipo “y” (derecha).

En el primer caso se tiene una actividad a_3 que tiene dos actividades predecesoras: a_1 y a_2 , tal que la actividad a_3 puede comenzar si se ha ejecutado a_1 o a_2 . En el segundo caso la actividad a_3 se podrá inicial sólo si tanto a_1 como a_2 se han ejecutado.

Por último, se tienen las restricciones, las cuales se ingresan directamente en el *software*. Éstas van a limitar el uso de los recursos que se necesitan para realizar actividades en los períodos respectivos.

UDESS entrega como salida un archivo Excel que contiene una carta Gantt donde se detalla el porcentaje de cada actividad período a período y el valor obtenido en la función objetivo.

3. Metodología de trabajo

1. Secuenciamiento de construcción y extracción

Aplicar el Software UDESS a los diseños ya conocidos para obtener los planes de construcción y operación de dichas configuraciones, con el fin de tener un caso base con el cual comparar los resultados siguientes.

2. Interacción Modelo de Rampas y UDESS

Crear un procedimiento que permita interactuar tanto el modelo de rampas como UDESS para tener como resultado un diseño de rampas y cruzados, junto con su respectivo plan de construcción y operación, de manera que se maximice el valor del proyecto.

Incorporar al modelo de optimización el secuenciamiento de construcción de rampas y cruzados y el secuenciamiento de extracción del mineral desde los niveles de producción de la mina. Esto contempla plantear el nuevo problema, desarrollar el modelo de optimización y encontrar el método de resolución. Se evalúan alternativas que permitan resolver el problema de lograr un diseño de acceso a la mina, el cual entregue un secuenciamiento de construcción y extracción que maximicen el beneficio del proyecto.

3. Aplicación a un caso de estudio

Se utiliza la metodología confeccionada en un caso de estudio, en el cual se espera tener diseños de rampas factibles de realizar y planes de construcción y extracción acordes a la configuración obtenida. Luego, se comparan los resultados con los que se tenían del estudio de factibilidad del caso de estudio.

4. Análisis posteriores

Realizar un estudio de los resultados obtenidos, mediante comparaciones y análisis acordes a cada caso, para verificar la lógica de éstos.

4. Caso de estudio

Los datos que se utilizan en el desarrollo del presente caso son proporcionados por una empresa de ingeniería, cuya identidad no será revelada por acuerdos de confidencialidad. Los datos provienen de un estudio de prefactibilidad realizado por la empresa en el año 2014, que abarca desde el ámbito geoestadístico hasta el análisis económico final. El proyecto (desde ahora “Proyecto B”) corresponde a una mina cuyos productos principales son oro y plata y su método de explotación es Bench & Fill.

El Proyecto B está ubicado en un país de Sudamérica, a 75 kilómetros de una importante ciudad, en una región montañosa con elevaciones que varían desde los 600 msnm hasta los 2,200 msnm. El clima del sector es tropical, cuyas temperaturas oscilan entre 17°C y 26°C, con precipitaciones durante todo el año, no obstante, estas condiciones climáticas no afectan el desarrollo de una posible operación de la mina.

La zona mineralizada corresponde a un depósito epitermal de oro, plata y metales base, donde se distinguen dos sectores principales: el sector Y, parcialmente desarrollado, y el sector V, aún sin desarrollo. En la Figura 4.1. se observa una vista en planta del depósito, donde la mineralización corresponde a un sistema de vetas y brechas, alojados en un intrusivo de composición intermedia.

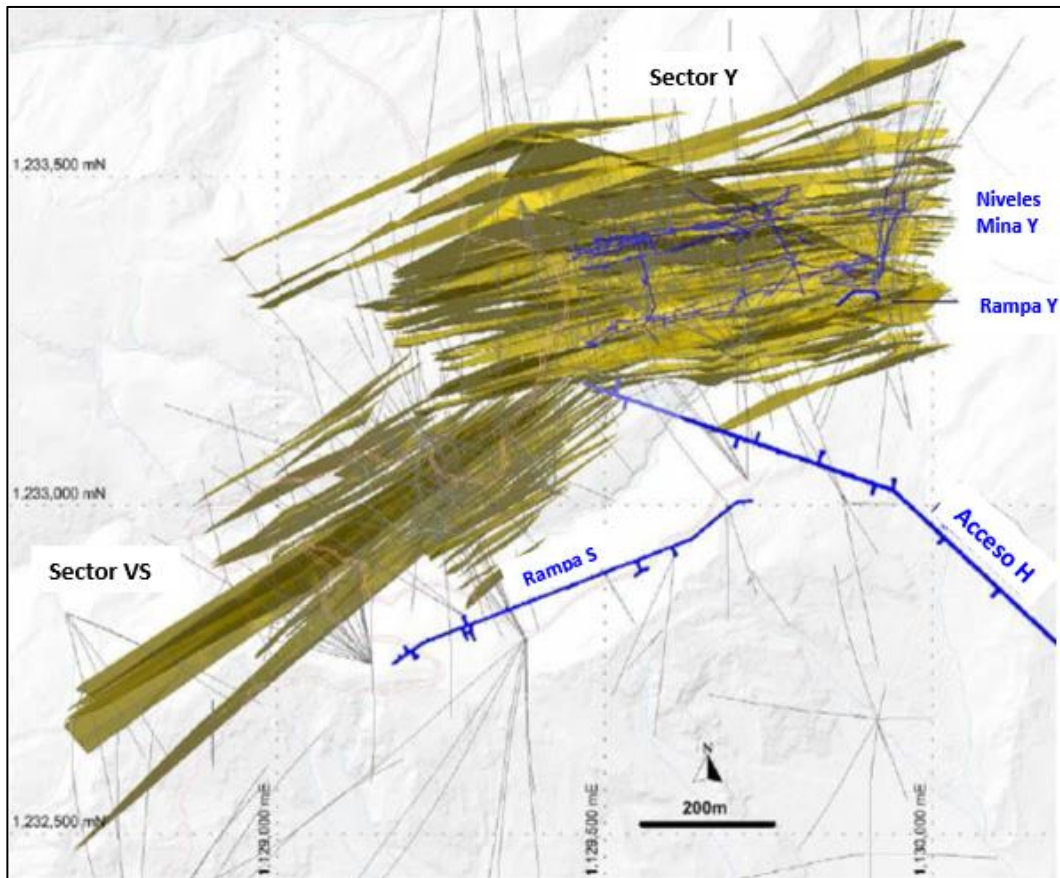


Figura 4.1. Vista en planta del depósito epitermal.

Los recursos minerales estimados, para el sector V y el sector Y, corresponden a 25 [Mt], con una ley media de 9.1 [g/t] de oro equivalente ($AuEq = Au + Ag/50$).

Tal como se mencionó previamente, el método de explotación seleccionado es Bench & Fill y el layout propuesto considera los siguientes criterios:

- La mina estará dividida en tres zonas de explotación: Mina Y Este, Mina Y Oeste y Mina V. Cada una de estas minas tendrá su propia rampa de acceso, las que estarán ubicadas de acuerdo con la distribución y morfología del yacimiento.
- Los niveles de producción estarán separados cada 12 metros verticalmente, los que tendrán un drift principal para conectar los cruzados que permiten el acceso a los drifts de extracción.

Se destaca, además, que desde el nivel 1,187 [m] hasta el nivel 1,475 [m], existe un drift principal que conecta dos niveles consecutivos a través de galerías llamadas pivotes,

como se muestra en la Figura 4.2. Desde el nivel 1,487 [m] hasta el nivel 1,691 [m] se tiene un drift principal por cada nivel, esto quiere decir que no existen pivote desde el nivel 1,487 [m] hacia arriba. En la Figura 4.2 se observa el sistema de conexión entre dos niveles adyacentes, mediante el sistema de drift.

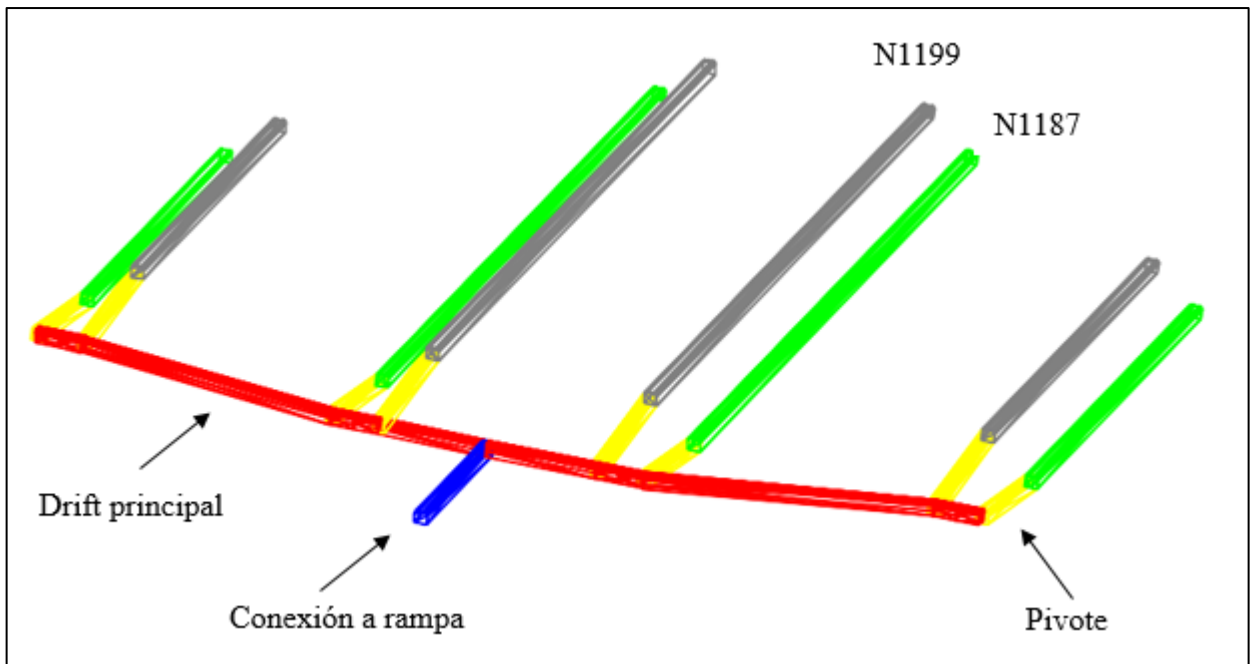


Figura 4.2. Vista isométrica de niveles 1,187 y 1,199, Mina Y Este.

El layout de la mina se muestra en la Figura 4.3 donde los recuadros marcan las zonas donde se va a llevar a cabo el modelo de rampas subterránea, identificando tres zonas: Zona Y Este, Zona Y Oeste inferior y Zona Y Oeste superior.

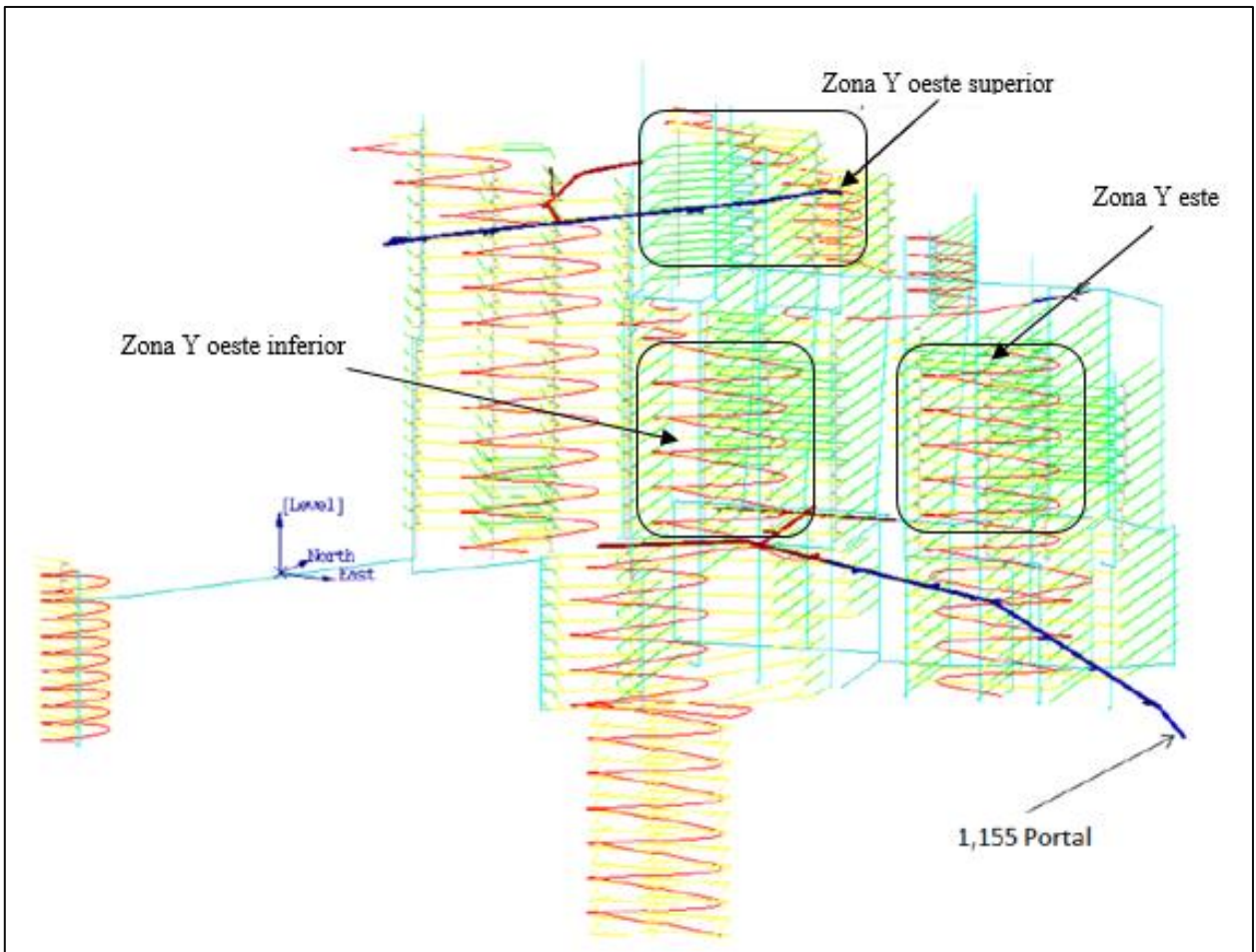


Figura 4.3. Layout mina informe de prefactibilidad.

4.1. Funcionamiento

El caso de estudio contempla el uso shaft verticales para acceder desde superficie hasta los niveles inferiores de cada uno de los sectores, para que a partir desde allí se comienza a construir la rampa de forma ascendente, junto con los cruzados a medida que se llega a los puntos de conexión. Una vez que se logra el desarrollo de un cruzado, se procede a la preparación y extracción de los niveles de producción correspondientes a éste. De este modo, a medida que se va ascendiendo en los niveles, es como se va accediendo a los niveles de producción para comenzar con su respectiva extracción. Como restricción entre niveles de producción, se deja una distancia de seguridad 60 metros que se debe tener avanzado en extracción y relleno en un nivel para que el nivel inmediatamente superior pueda comenzar a ser explotado.

El sistema de manejo de materiales contempla el uso de equipos LHD para la extracción para luego traspasar el mineral a camiones los que acarrearán el mineral desde cada uno de los niveles de producción hasta los shaft, para llevarlo desde allí hasta superficie.

5. Resultados

El mineral que se debe extraer desde cada nivel de producción es valorizado económicamente, con el objetivo de que se busque la maximización del beneficio al momento de secuenciar el diseño. Para esto se utilizan los parámetros de la Tabla 5.1.

Tabla 5.1. Parámetros económicos para la valorización.

<i>Parámetro</i>	<i>Valor</i>	<i>Unidad</i>
<i>Costo Mina</i>	54	USD/ton
<i>Costo plata</i>	31.2	USD/ton
<i>Precio Au</i>	1,200	USD/oz
<i>Precio Ag</i>	17	USD/oz
<i>Royalty</i>	3.2	%
<i>Costo venta</i>	4.9	USD/oz
<i>Oro pagable</i>	99.2	%
<i>Recuperación de Au</i>	93	%
<i>Recuperación de Ag</i>	48.5	%

Por otro lado, se consideró que los turnos de trabajo son de 8 horas, de las cuales 6 son efectivas y una disponibilidad de los equipos de 80%.

Cabe destacar que la apertura de los niveles de producción del caso estudiado es desde abajo hacia arriba, por lo que el mineral de cotas menores se comienza a extraer primero.

Con los parámetros de la Tabla 5.1 se realizan los experimentos del caso de estudio, donde en una primera instancia se verifica la aplicabilidad de utilizar el secuenciamiento de construcción y operación para los diseños de rampas y cruzados ya obtenidos, presentado en “*Methodology to Optimize and Sequence the Semiautomated Ramp Design in Underground Mining*” (Anexo 8.2).

5.1. Fundamentos de un modelo matemático no estático

En esta sección se estudia el modelo de rampas estático para identificar cómo funciona y cómo se puede incorporar el secuenciamiento en él. Luego de un análisis, se identificaron dos metodologías:

- Hacer una interacción entre el modelo de rampas y UDESS
- Realizar un modelo de rampas no estático

La primera opción es más segura en el sentido de que utiliza dos herramientas ya funcionales, donde los cambios a realizar son mínimos y el enfoque radica en cómo se manejan las salidas de ambos y cómo influyen entre ellos.

La segunda opción es mucho más compleja, pues se debe crear un modelo nuevo prácticamente desde cero, pues muchos aspectos del modelo estático deben cambiar. A continuación, se presenta un análisis de esta opción y los cambios que requiere.

Se definen las 5 variables que se necesitarían.

$$x_{k,t}^i = \begin{cases} 1, & \text{si todos los bloques del nivel } k \text{ de } s_k^i \text{ son parte de la rampa del nivel } k \\ & \text{y se extraen a más tardar en el período } t \\ 0, & \text{si no} \end{cases}$$

s_k^i corresponde al conjunto de todos los caminos i que se pueden generar en el nivel k , dentro del conjunto de bloques se establece para construir la rampa. Esta variable tiene dominio en todos los niveles k , excepto en aquellos donde se pretende realizar la conexión entre rampa y cruzado.

$$y_{b,t} = \begin{cases} 1, & \text{si el bloque } b \text{ pertenece a la rampa y se extrae en el período } t \\ 0, & \text{si no} \end{cases}$$

Para los niveles k en los que se realiza la conexión rampa-cruzado, se definen dos variables que se muestran a continuación.

$$x_{pk,t}^i = \begin{cases} 1, & \text{si la primera parte de los bloques del nivel } k \text{ de } s_k^i \text{ son parte de la} \\ & \text{rampa del nivel } k \text{ y se extraen a más tardar en el período } t \\ 0, & \text{si no} \end{cases}$$

$$x_{ak,t}^i = \begin{cases} 1, & \text{si la segunda parte de los bloques del nivel } k \text{ de } s_k^i \text{ son parte de la} \\ & \text{rampa del nivel } k \text{ y se extraen a más tardar en el período } t \\ 0, & \text{si no} \end{cases}$$

El subíndice pk indica que esta variable se ubica en el nivel k y corresponde al tramo previo a la conexión rampa-cruzado. El subíndice ak , indica que el tramo se ubica posterior al punto de conexión en el nivel k . En la Figura 5.1 se muestra un diagrama de su ubicación.

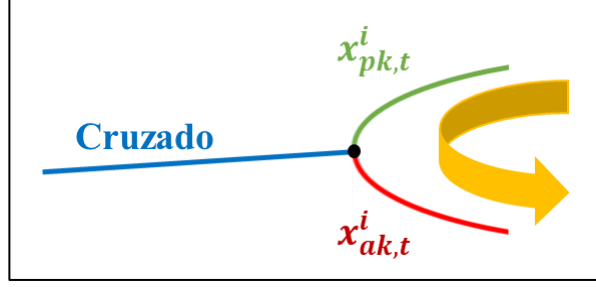


Figura 5.1. Ubicación de las variables $x_{pk,t}^i$ y $x_{ak,t}^i$ en el nivel k de conexión rampa-cruzado.

Por último, está la variable $f_{n,t}$ continua para establecer los avances de extracción de los niveles de producción.

$$f_{n,t} = \text{porcentaje de extracción del nivel } n \text{ en el período } t$$

Una vez definidas estas variables, se procede a transformar las 7 restricciones del modelo de rampas estático de acuerdo con estas nuevas definiciones que consideran el tiempo.

5.1.1. Restricción de conectividad

Esta restricción corresponde a asegurar la conectividad entre los tramos de la rampa, para lo cual se definen cuatro casos.

- i. Entre dos tramos de nivel k donde no hay conexión rampa cruzado.

$$\sum_1^t \sum_{i \in I_k | f_k^i = o_{k-1}^j} x_{k,t}^i \geq x_{k-1,t}^j \quad \forall k \geq 1 | k \notin N, \forall j \in I_{k-1}, \forall t \in T$$

- ii. Entre un tramo ubicado en un nivel de conexión y un tramo en el nivel siguiente.

$$\sum_1^t \sum_{i \in I_k | f_k^i = o_{k-1}^j} x_{ak,t}^i \geq x_{k-1,t}^j \quad \forall k \in N, \forall j \in I_{k-1}, \forall t \in T$$

- iii. Entre los tramos previo y posterior al punto de conexión rampa-cruzado.

$$\sum_0^t \sum_{i \in I_k | f_k^i = o_k^i} x_{pk,t}^i \geq x_{ak,t}^i \quad \forall k \in N, \forall t \in T$$

- iv. Entre un tramo en nivel k sin conexión y un tramo previo a un punto de conexión rampa-cruzado en el nivel siguiente

$$\sum_0^t \sum_{i \in I_k | f_k^i = o_{k-1}^j} x_{k,t}^i \geq x_{pk-1,t}^j \quad \forall k-1 \in N, \forall j \in I_{k-1}, \forall t \in T$$

5.1.2. Restricción de unicidad por nivel

Se asegura que solo exista a lo más una rama por nivel.

$$\sum_1^t \sum_{i \in I_k} x_{k,t}^i \leq 1 \quad \forall k \geq 1 | k \notin N$$

$$\sum_1^t \sum_{i \in I_k} x_{pk,t}^i \leq 1 \quad \forall k \in N$$

$$\sum_1^t \sum_{i \in I_k} x_{ak,t}^i \leq 1 \quad \forall k \in N$$

5.1.3. Restricción de pertenencia (1)

Para un camino seleccionado dentro de la rampa, todos los bloques pertenecientes a él deben ser parte de la rampa.

$$x_{k,t}^i \leq \sum_1^t y_{b,t} \quad \forall k \geq 1 | k \notin N, \forall b \in s_k^i / f_k^i, \forall t \in T$$

$$x_{pk,t}^i \leq \sum_1^t y_{b,t} \quad \forall k \in N, \forall b \in s_k^i / f_k^i, \forall t \in T$$

$$x_{ak,t}^i \leq \sum_1^t y_{b,t} \quad \forall k \in N, \forall b \in s_k^i / f_k^i, \forall t \in T$$

5.1.4. Restricción de pertenencia (2)

Inversa a la restricción 3, se asegura que los bloques de la rampa deben pertenecer a un camino elegido para la ruta de la rampa.

$$\sum_t^T \sum_{i \in I_k | b \in s_k^i / f_k^i} x_{k,t}^i \geq y_{b,t} \quad \forall b \in F, \forall t \in T, \forall k \geq 1 | k \notin N$$

$$\sum_t^T \sum_{i \in I_k | b \in s_k^i / f_k^i} x_{pk,t}^i \geq y_{b,t} \quad \forall b \in F, \forall t \in T, \forall k \in N$$

$$\sum_t^T \sum_{i \in I_k | b \in s_k^i / f_k^i} x_{ak,t}^i \geq y_{b,t} \quad \forall b \in F, \forall t \in T, \forall k \in N$$

5.1.5. Restricción de inicio

Se obliga a que la rampa comience desde el bloque de partida establecido en un inicio.

$$\sum_1^T \sum_{i \in I_k | o_k^i = b_{start}} x_{k,t}^i \geq 1$$

5.1.6. Restricción de término

Se fuerza a que la rampa realice la conexión de la rampa con el último punto de acceso a nivel de producción ingresado.

$$\sum_1^T \sum_{i \in I_{\bar{k}}} x_{\bar{k},t}^i \geq 1 \quad \forall b \in F$$

5.1.7. Restricción de continuidad

Se previene a que un camino no conectado sea elegible como tramo de la rampa.

$$\sum_1^T x_{k,t}^i = 0 \quad \forall k < K, \forall i \in I_k | \{s_{k+1}^j | f_{k+1}^j = o_k^i\} = \emptyset$$

5.1.8. Función objetivo

La función objetivo es una maximización del beneficio entregado por la extracción del mineral de los niveles de producción a los cuales se accede, menos el costo de construcción atribuido al desarrollo de rampas y cruzados.

$$\begin{aligned}
& \sum_{t=1}^T \sum_n \frac{(Ton_{n,t} * Ley * R * (Precio - C_V) - Ton_{n,t} * (C_M + C_P)) * f_{nt}}{(1+r)^t} \\
\max & - \sum_{t=1}^T \sum_{k=1}^K \sum_{i \in I_k} \frac{(C_{RD} + C_{VD}) * (1 + Pen * c_k^i) * (l_k^i * x_{k,t}^i + l_{pk}^i * x_{pk,t}^i + l_{ak}^i * x_{ak,t}^i)}{(1+r)^t} \\
& - \sum_{t=1}^T \sum_{k=1 | \exists e \in E_k}^K \sum_{i \in I_k} \frac{(C_{CD} + C_{VD}) * \|eb_{k,t}^i\| * x_{pk,t}^i}{(1+r)^t}
\end{aligned}$$

5.1.9. Discusión

El modelo matemático definido tiene bien definidas las variables y se adaptaron correctamente las correspondientes al diseño de la rampa. Sin embargo, aún queda incorporar las restricciones del secuenciamiento, las cuales deben ser bien analizadas, de modo que no interfieran con las ya existentes y no les quiten forma a las variables definidas.

Por otro lado, implementación de este modelo se torna compleja de resolver, debido a la gran cantidad de parámetros que deben ser definidos previamente. Esta dificultad radica en el tiempo requerido para el desarrollo del modelo a nivel de programación, por lo cual se decide dejar en estado de espera.

5.2. Metodología propuesta

Luego de los resultados mostrados, se comprueba que la temporalidad de los ingresos y los costos influye en los resultados que se puede tener en los diseños de acceso obtenidos, por lo cual se construye un procedimiento de uso para la heurística de rampas y UDESS, mostrado en la Figura 5.2.

En primer lugar, se debe definir el caso en el cual se busca un diseño de rampas y cruzados, por lo que se requiere el respectivo modelo de bloques, que sirve como referencia espacial de la ubicación de la mina, y la zona disponible para el diseño.

Luego, se deben establecer los parámetros de entrada a la heurística de rampa, definiendo pendiente, radio de curvatura para el funcionamiento de equipos, costo de construcción, costo de acarreo de mineral, costo de ventilación y niveles de producción (cantidad, ubicación, y tonelaje asociado a extraer). Cabe mencionar que estos parámetros son propios de cada caso en el cual se aplique el procedimiento.

Una vez que estos parámetros son ingresados a la heurística, se obtiene el diseño de rampas y cruzados, el cual se debe refinar para dejarlo operativo. De esta forma, se establecen actividades, precedencias y restricciones correspondientes. Las actividades corresponden a los tramos de rampa, tramos de cruzados y sectores productivos desde los cuales se extrae el mineral; las precedencias se establecen de acuerdo con el orden con el cual se desea construir la infraestructura y la posterior extracción del mineral, junto con la relación que pueda existir entre los distintos niveles de producción; las restricciones limitan el consumo de recursos que se necesitan para la realización de las tareas.

Posteriormente, se obtiene el plan de construcción de los accesos y plan de extracción de mineral desde cada uno de los niveles de producción. Con estos planes resultantes, se ajustan los costos de construcción, acarreo y ventilación que son entradas a la heurística de rampa, con el fin de considerar estos parámetros ajustados en el tiempo. Se vuelve a correr la heurística con estos nuevos valores y se analizan los cambios que pueda tener el diseño. En caso de que el diseño de rampas y cruzados varíe, se debe proseguir con los pasos restantes; en caso contrario, se tiene el diseño final, pues las variaciones que pueda tener en las siguientes iteraciones van a ser muy leves.

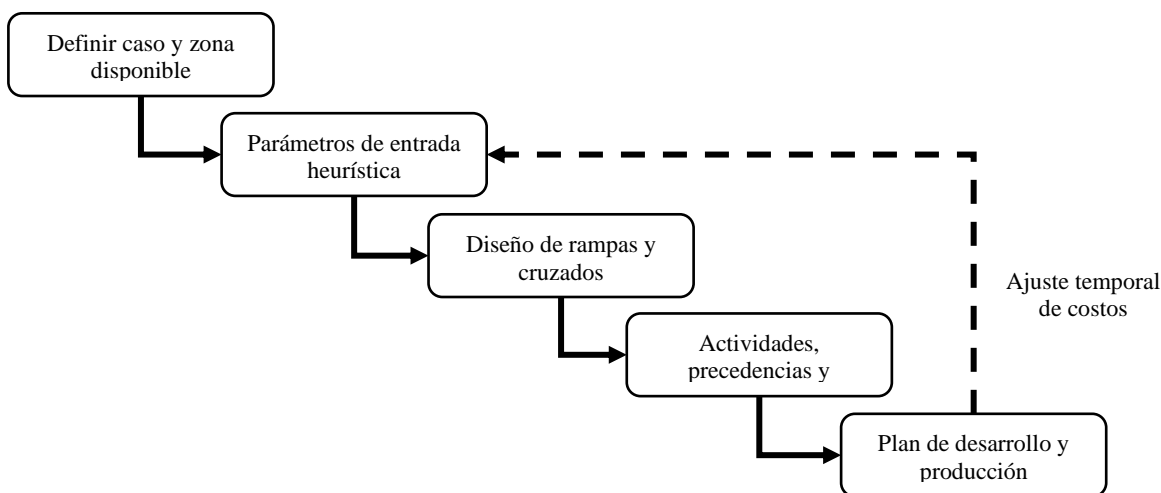


Figura 5.2. Metodología propuesta.

5.3. Resultados metodología propuesta

5.5.1. Sector Y Este

Se aplica la metodología presentada en la zona Y Este, sector en el que se obtiene el diseño presentado en la Figura 5.3, luego de 5 iteraciones. Esta cantidad de iteraciones se debe a que los cambios que se obtienen en el diseño al considerar la temporalidad son muy leves, por lo que, al realizar la tercera, las variaciones son imperceptibles. En la Tabla 5.2 se muestran los resultados numéricos del sector, mientras que en Gráfico 5.1 y Gráfico 5.2 se muestran los planes de construcción y extracción de mineral respectivos.

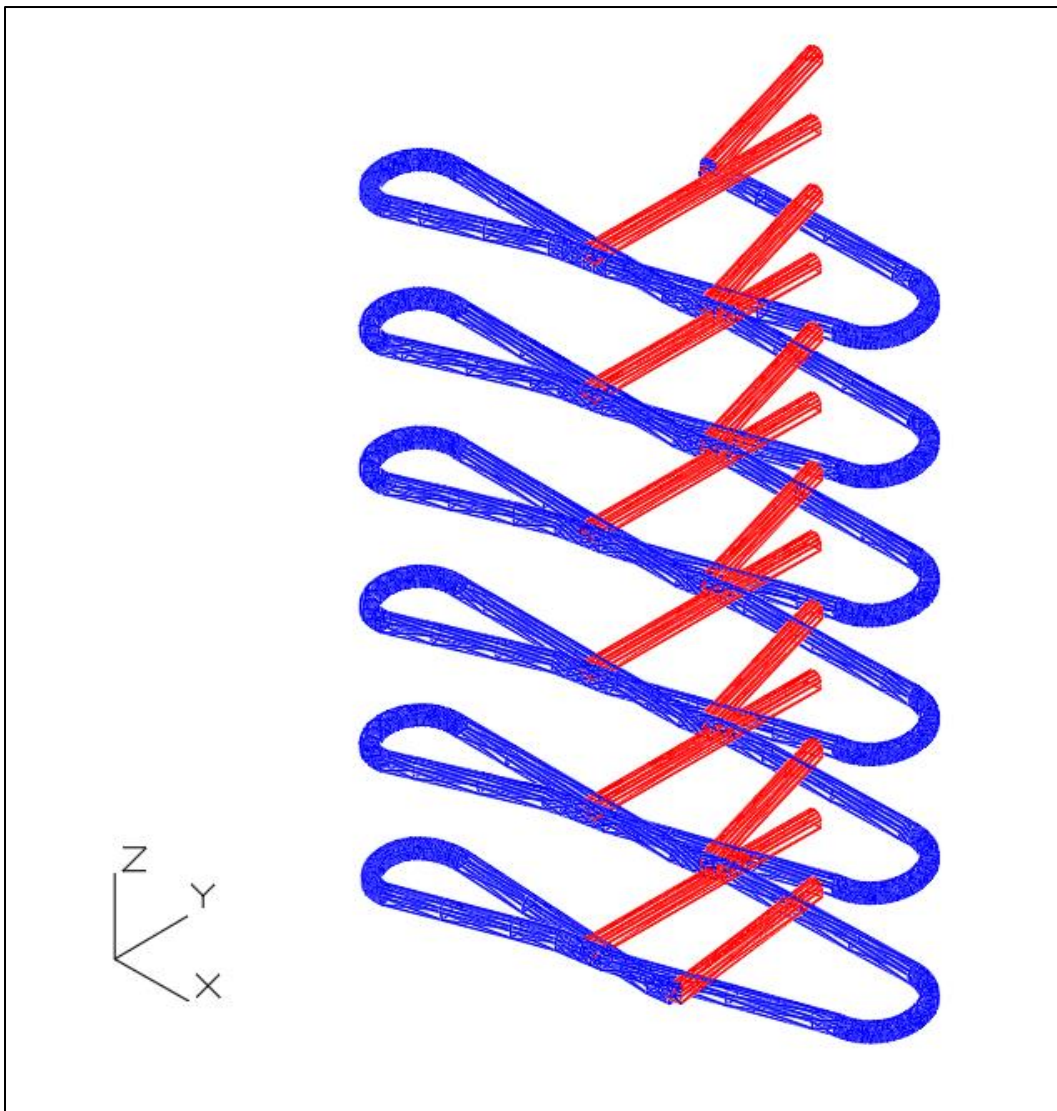


Figura 5.3. Diseño de rampas y cruados Y Este con metodología propuesta.

Tabla 5.2. Parámetros de salida Y Este.

<i>Metros construidos [m]</i>	3,453
<i>Costo [MUSD]</i>	3.9
<i>VAN [MUSD]</i>	395.2

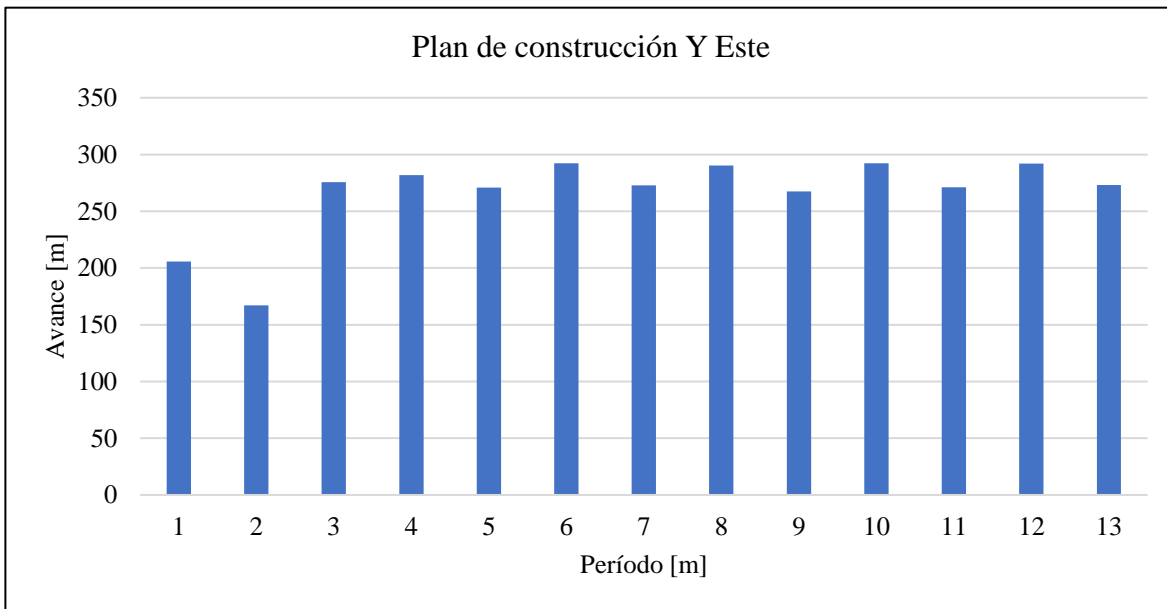


Gráfico 5.1. Plan de construcción Y Este con metodología propuesta.

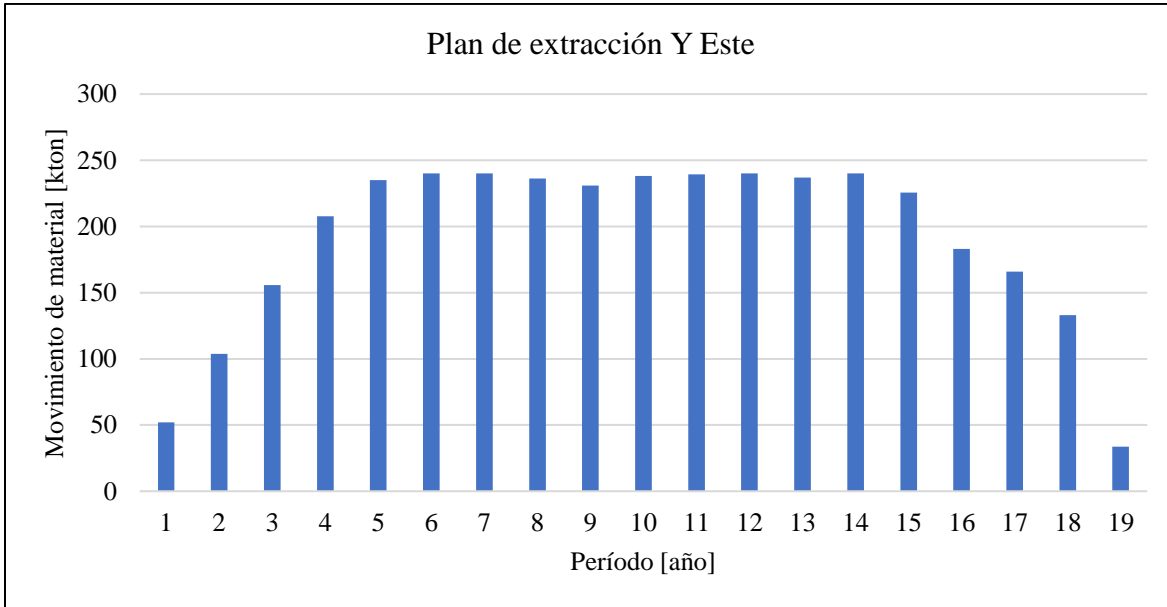


Gráfico 5.2. Plan de extracción Y Este con metodología propuesta.

En el plan de desarrollo se observa que la construcción de rampa y cruzados se realiza postergando estos costos, pues de esta forma se van reduciendo los flujos de caja negativos en los períodos iniciales debido a que se requiere que los niveles de producción inferiores tengan un cierto porcentaje de avance para el que nivel que se superior a ellos comience a ser extraído.

Por otro lado, se observa que este sector presenta un *ramp-up* de 4 años, debido al porcentaje que se requiere de los niveles más inferiores para que se vayan incorporando otros a la producción.

5.3.1. Sector Y Oeste inferior

Para este sector, se realizan cuatro iteraciones para encontrar el diseño de rampas y cruzados final, pues en las siguientes no se aprecian diferencias. En Figura 5.4 se visualiza la configuración de rampa y cruzados obtenida, mientras que en Tabla 5.3 se tienen los metros construidos y VAN asociado. En Gráfico 5.3 y Gráfico 5.4 se muestran los planes de avance de construcción y extracción, respectivamente.

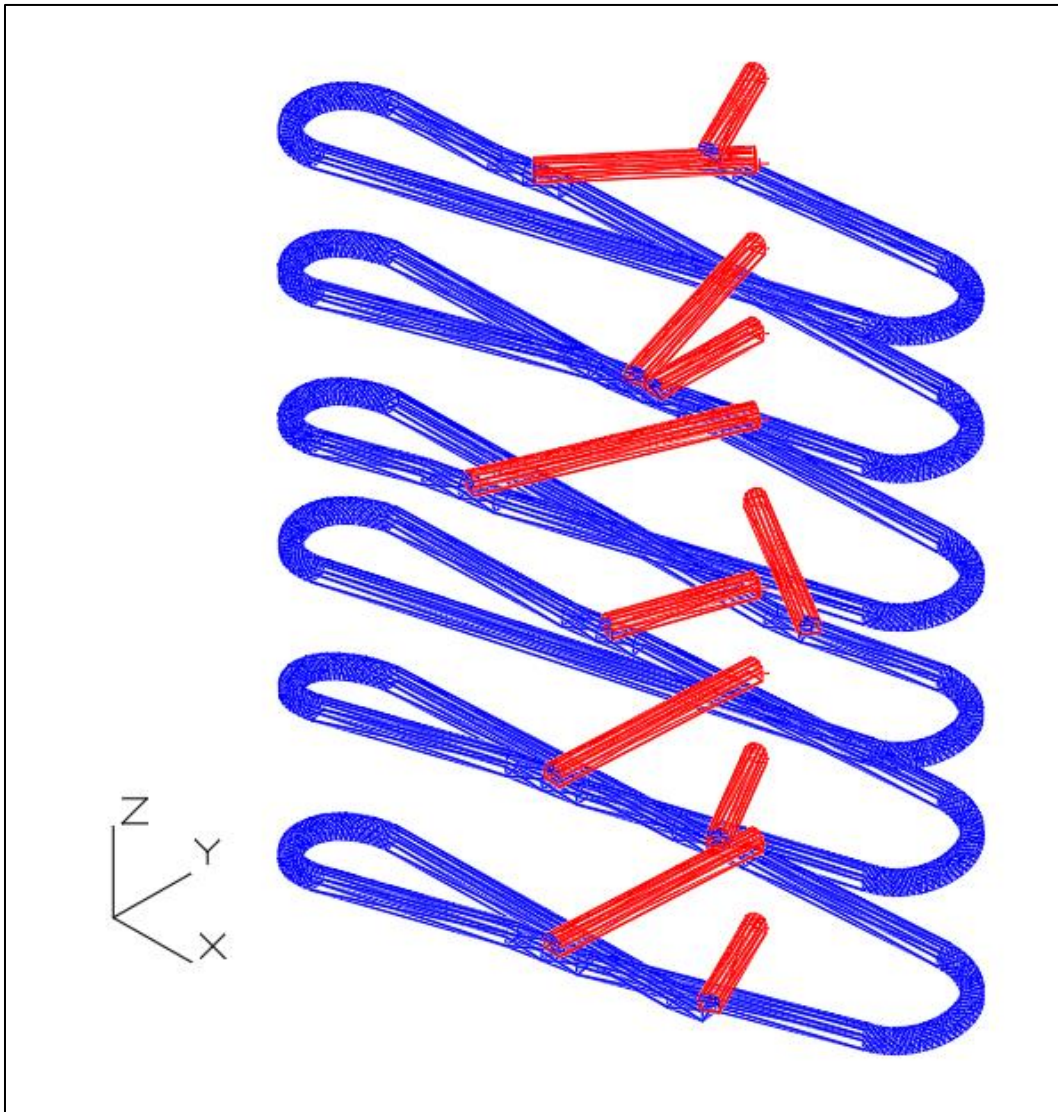


Figura 5.4. Diseño de rampa y cruzados Y Oeste inferior con metodología propuesta

Tabla 5.3. Parámetros de salida Y Oeste inferior.

<i>Metros construidos [m]</i>	2,974
<i>Costo [MUSD]</i>	3.7
<i>VAN [MUSD]</i>	342.4

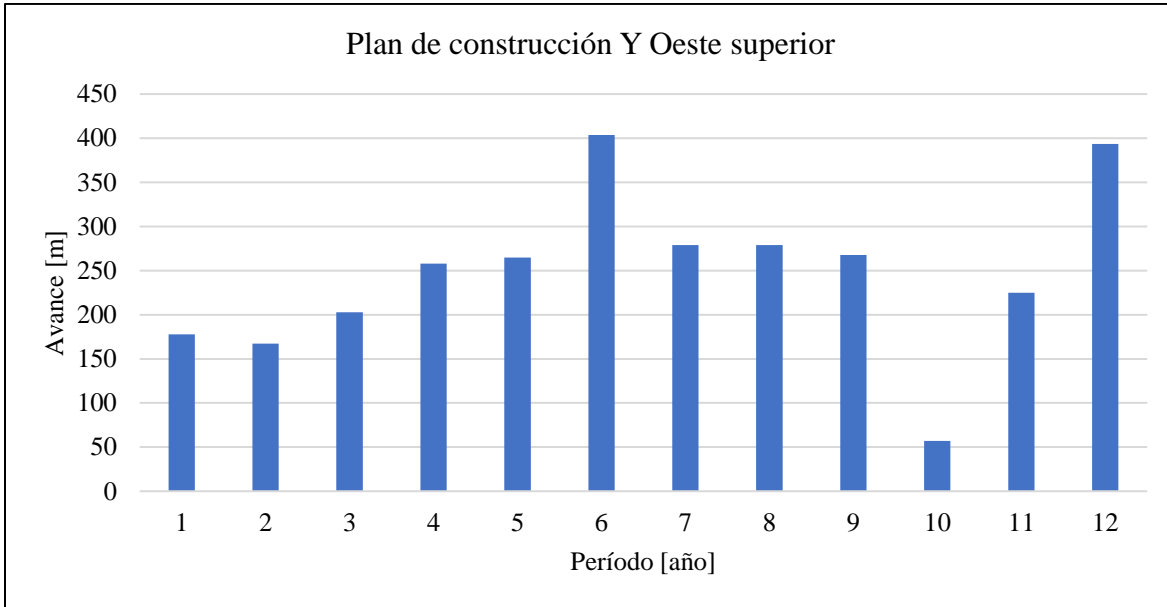


Gráfico 5.3. Plan de construcción Y Oeste inferior con metodología propuesta.

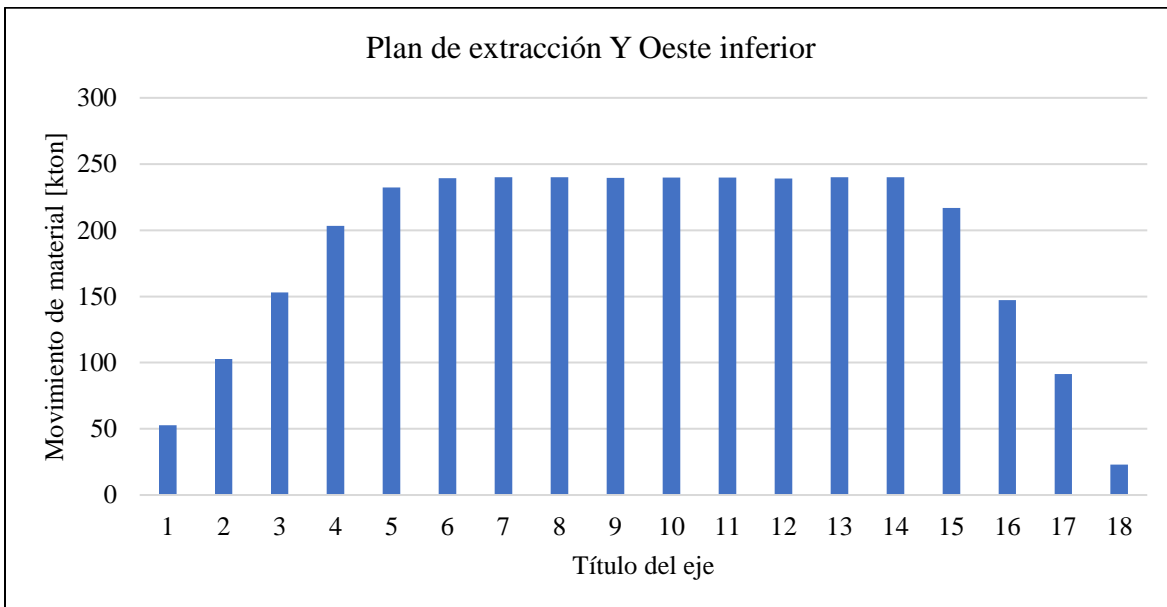


Gráfico 5.4. Plan de extracción Y Oeste inferior con metodología propuesta.

En el plan de desarrollo se observa un ritmo que no es continuo, debido a que se decide postergar ciertos túneles producto de que los niveles a los que se accedería no se encuentran listos para ser explotados, pues los niveles inferiores a ellos no tienen el suficiente avance requerido.

En cuanto al plan de producción, se observa un *ramp-up* de 4 años, para luego alcanzar un ritmo de extracción estable que ronda los 240,000 [ton/año].

5.3.2. Sector Y Oeste superior

En este sector el diseño final se obtuvo con dos iteraciones, debido a que la zona no contaba con más holgura como para que el diseño se modificara en mayor medida. En la Figura 5.5 se expone el diseño de rampa y cruzados de este sector y en

Tabla 5.4 se muestran los parámetros numéricos resultantes. En Gráfico 5.5 y Gráfico 5.6 se muestran los respectivos planes de construcción y extracción para el sector.

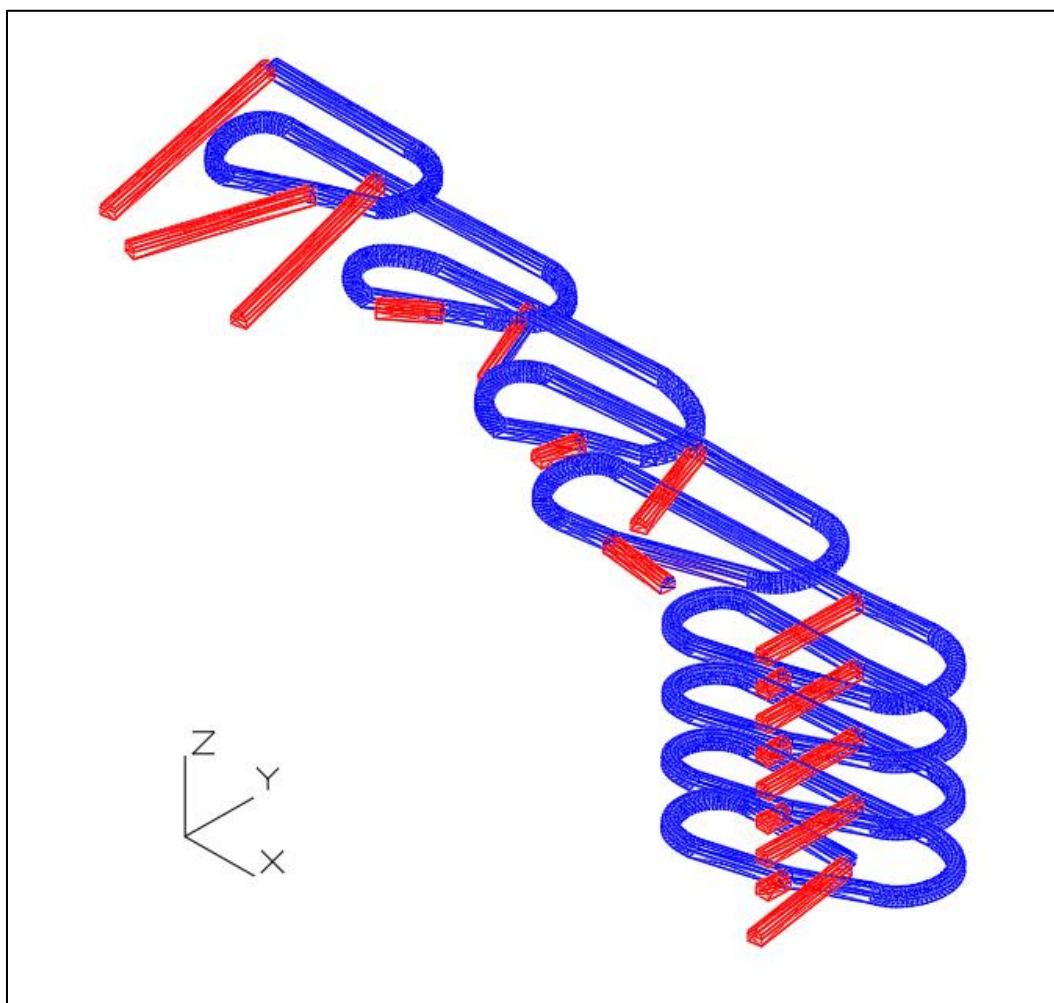


Figura 5.5. Diseño de rampa y cruzados Y Oeste superior con metodología propuesta

Tabla 5.4. Parámetros de salida Y Oeste superior.

<i>Metros construidos [m]</i>	2,464
<i>Costo [MUSD]</i>	2.6
<i>VAN [MUSD]</i>	281.8

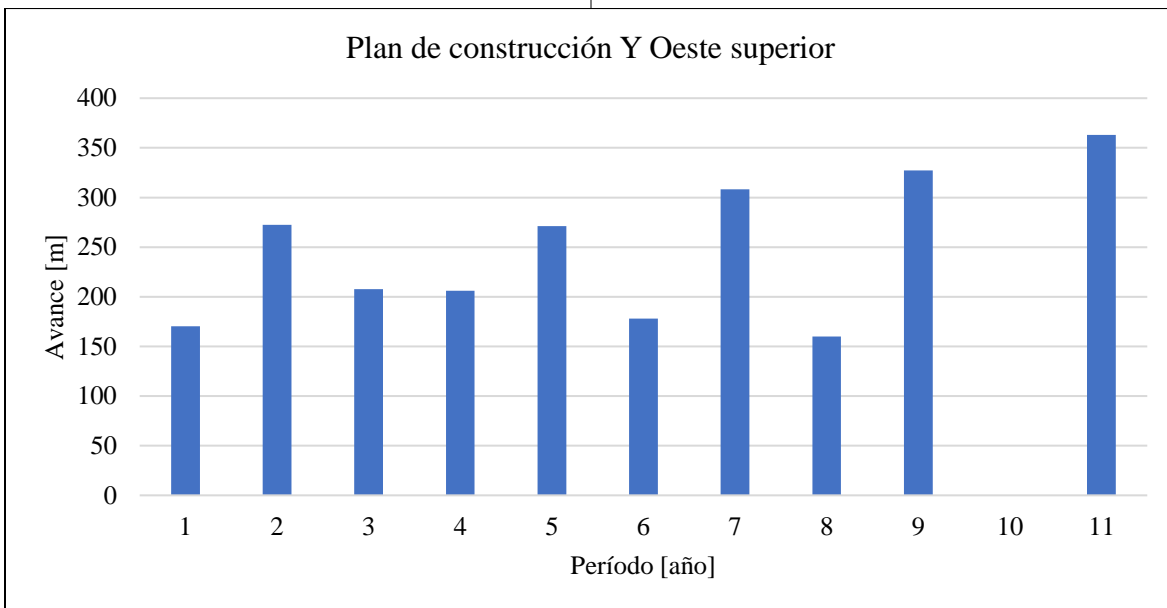


Gráfico 5.5. Plan de construcción Y Oeste superior con metodología propuesta.

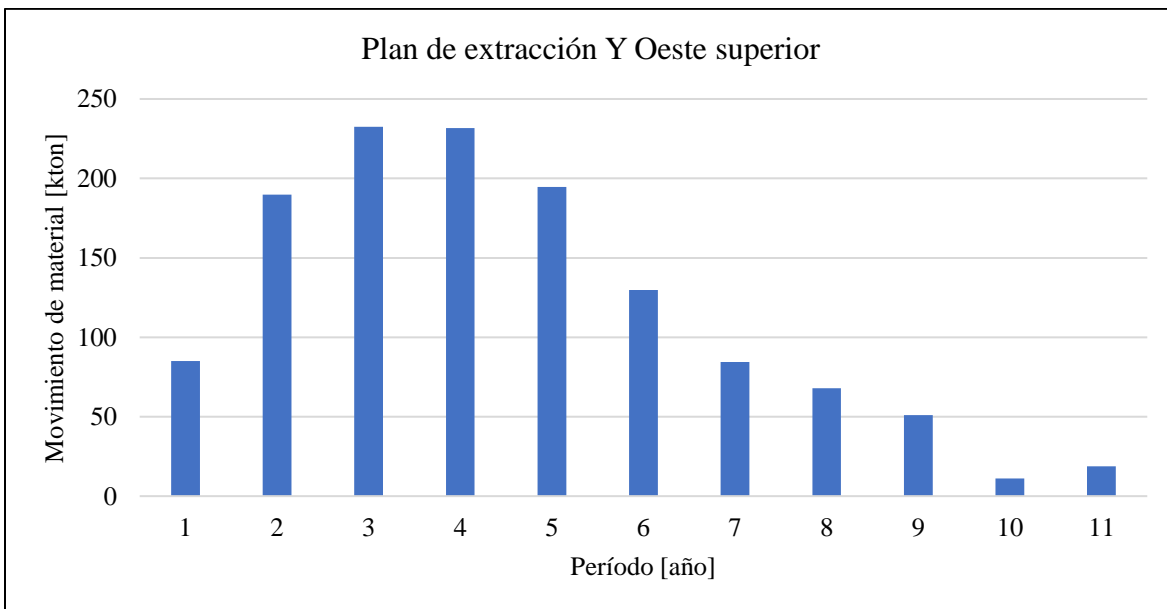


Gráfico 5.6. Plan de extracción Y Oeste superior con metodología propuesta.

Se observa que el plan de desarrollo de este sector no es regular y presenta bastante variabilidad, donde incluso existen períodos en los que no se hacen desarrollos de rampa ni

de cruzados. Esto se debe a que en los primeros períodos los tramos que deben ser construidos son muy cortos, por lo que se alcanzan a hacer en menos de un período; mientras que, por otro lado, se tiene que los primeros niveles no alcanzan a avanzar lo suficiente como para que el nivel que tienen sobre ellos pueda comenzar a ser extraído.

Por otro lado, el plan de extracción refleja las diferencias de tonelajes que existe en los niveles de producción del sector, pues a medida que avanzan los períodos el tonelaje que se saca va disminuyendo debido a la menor cantidad que se tiene en los niveles superiores.

5.4. Análisis metodología

Al realizar una comparación de los resultados obtenidos en la metodología propuesta y los resultados previos de los ejercicios de agendamiento de los diseños de réplica, se puede observar que existen diferencias en los diseños y, por ende, en los valores económicos de éstos.

Para el análisis de la flota de camiones a utilizar en cada diseño presentado, se realiza un cálculo de factor VAC para determinar la cantidad máxima de equipos que se necesitan por período y la cantidad total de adquisiciones que se requieren durante toda la operación. En la sección 8.1.1 de Anexos se puede ver la evolución en el requerimiento de camiones por período. En Tabla 5.5, Tabla 5.6 y Tabla 5.7 se comparan los resultados de la simulación de diseño que fue agendada con los resultados obtenidos del diseño simulado cuando se le aplica la metodología propuesta en las tres zonas.

Tabla 5.5. Comparación resultados sector Y Este.

	<i>Simulación agendada</i>	<i>Simulación con metodología</i>	<i>Variación</i>
<i>Metros construidos [m]</i>	3,108	3,453	+11.8%
<i>Costo de construcción [MUSD]</i>	3.5	3.9	+11.4%
<i>Costo unitario construcción [USD/ton]</i>	0.97	1.08	+11.4
<i>Costo de transporte [MUSD]</i>	3.9	4.1	+5.1
<i>Costo unitario transporte [USD/ton]</i>	1.08	1.14	+5.1
<i>VAN [MUSD]</i>	392.4	395.2	+0.8%
<i>Flota</i>	9	8	-11.1%

Tabla 5.6. Comparación resultados sector Y Oeste inferior.

	<i>Simulación agendada</i>	<i>Simulación con metodología</i>	<i>Variación</i>
<i>Metros construidos [m]</i>	2,601	2,974	+14.3%
<i>Costo de construcción [MUSD]</i>	3.1	3.7	+19.3%
<i>Costo unitario construcción [USD/ton]</i>	0.92	1.09	+19.3%
<i>Costo de transporte [MUSD]</i>	3.3	3.4	+3.0%
<i>Costo unitario transporte [USD/ton]</i>	0.98	1.01	+3.0%
<i>VAN [MUSD]</i>	339.9	342.4	+0.7%
<i>Flota</i>	8	8	-

Tabla 5.7. Comparación resultados sector Y Oeste superior.

	<i>Simulación agendada</i>	<i>Simulación con metodología</i>	<i>Variación</i>
<i>Metros construidos [m]</i>	2,469	2,464	-0.2%
<i>Costo de construcción [MUSD]</i>	3.1	2.6	-16.1%
<i>Costo unitario construcción [USD/ton]</i>	2.38	2.0	-16.1%
<i>Costo de transporte [MUSD]</i>	1.1	1.1	-
<i>Costo unitario transporte [USD/ton]</i>	0.85	0.84	-
<i>VAN [MUSD]</i>	275.6	281.8	+2.2%
<i>Flota</i>	4	4	-

Se observa que los diseños obtenidos con la metodología que incorpora la temporalidad en los costos presentan mejores retornos económicos, debido a las diferencias en la configuración de rampa y cruzados, lo cual permite que la extracción desde los niveles de producción comience más temprano. En cuanto a la flota de camiones, la cantidad máxima a utilizar en un período varía solo en la primera zona, debido a los requerimientos del plan; sin embargo, la cantidad total de equipos a utilizar disminuye al utilizar la metodología, pues las rutas están mejor diseñadas.

Si bien, los diseños se ven mejorados desde el punto de vista económico, el porcentaje de aumento no es tan significativo, considerando, además, el aumento de en los costos de construcción de la configuración y los costos de operación en la misma. Dado esto, se debe hacer un trade-off entre el límite de costo de inversión hasta el cual se está dispuesto arriesgar y el valor adicional que se podría obtener al escoger una de las alternativas que incrementan los retornos. Los criterios que van a permitir definir qué estrategia escoger van a estar basados en los objetivos que tenga la compañía, la cual puede optar por tratar de maximizar sus

utilidades o ser adversa al riesgo y tomar la decisión que le aporta beneficio a menor costo posible.

Otra observación importante es que los aumentos de VAN que se obtuvieron con la metodología son muy bajos, versus el costo adicional que se requiere en construcción y operación, por lo que la mejora no es tan significativa y se requiere hacer un análisis extra que se presenta a continuación.

Finalmente, se estudia el efecto que tiene el valor de GAP establecido en la obtención de resultados, el cual se muestra en la Tabla 5.8.

Se observa que, en general, al disminuir el GAP se obtienen soluciones con mejor VAN, pero el tiempo requerido para llegar a ello es bastante mayor, por lo que no es algo que valga la pena para utilizar. Cabe destacar que, en el tercer sector, se obtiene GAP menor a 1% directamente, lo cual se debe a los menores márgenes para obtener soluciones en dicho caso dadas las restricciones espaciales y operacionales presentes allí. En la Tabla 5.8 se muestra una comparativa de los GAP y tiempos de resolución de la metodología.

Tabla 5.8. Análisis de GAP diseño simulado.

<i>GAP ingresado [%]</i>		<i>Simulación agendada</i>		<i>Simulación con metodología</i>	
		5	1	5	1
<i>Y Este</i>	<i>VAN [MUSD]</i>	392.4	-	395.2	396.3
	<i>GAP [%]</i>	0.57	-	2.28	0.99
	<i>Tiempo [hrs]</i>	7.4	-	9.7	63.1
<i>Y Oeste Inferior</i>	<i>VAN [MUSD]</i>	339.9	340.7	342.4	342.8
	<i>GAP [%]</i>	3.89	0.97	1.72	1.34
	<i>Tiempo [hrs]</i>	10.3	15.8	5.4	160.9
<i>Y Oeste Superior</i>	<i>VAN [MUSD]</i>	275.6	-	281.8	-
	<i>GAP [%]</i>	0.03	-	0.39	-
	<i>Tiempo [s]</i>	36.8	-	92.5	-

5.5. Metodología con minimización de costos

Se decide realizar un análisis adicional, utilizando la misma metodología descrita anteriormente, pero con un cambio significativo: se modifica la función objetivo en el agendamiento para pasar a minimizar los costos en el diseño y se agrega una restricción

donde se exige VAN mínimo que se debe cumplir, con el fin de garantizar la rentabilidad del diseño.

Para el funcionamiento de esta variante, se requiere del uso de la herramienta de rampas y de UDESS, al igual que la metodología previa, por lo que se generan los mismos tipos de resultados: carta Gantt del desarrollo de actividades y un VAN de la configuración de rampas y cruzados generada.

La idea es seguir la misma secuencia anterior, partiendo desde el diseño preliminar que entrega la herramienta de rampas hasta llegar a una configuración final agendada por UDESS, luego de algunas iteraciones del proceso.

5.7.1. Sector Y Este

Para el sector Y Este, se tiene que, el VAN obtenido en la primera iteración es bastante menor a los que se tenían inicialmente. No obstante, al realizar tres iteraciones, se tienen resultados bastante mejores en términos de costos, pues la nueva configuración logra reducir tanto los costos de construcción como de operación debido a la menor longitud de túneles. Sin embargo, se tiene un menor VAN en el proyecto debido a la tardanza que se tiene en la extracción. En la Tabla 5.9 se muestra una comparación de los parámetros de los diseños obtenidos, mientras que en la Figura 5.6 se visualizan ambos diseños.

Tabla 5.9. Comparación parámetros de diseño metodología de costo Y Este.

	<i>Simulación agendada</i>	<i>Simulación con metodología costo</i>	<i>Variación</i>
<i>Metros construidos [m]</i>	3,453	3,407	-1.3%
<i>Costo de construcción [MUSD]</i>	3.8	3.5	-7.9%
<i>Costo de operación [MUSD]</i>	4.0	3.8	-5.0%
<i>VAN [MUSD]</i>	377.3	363.6	-3.6%

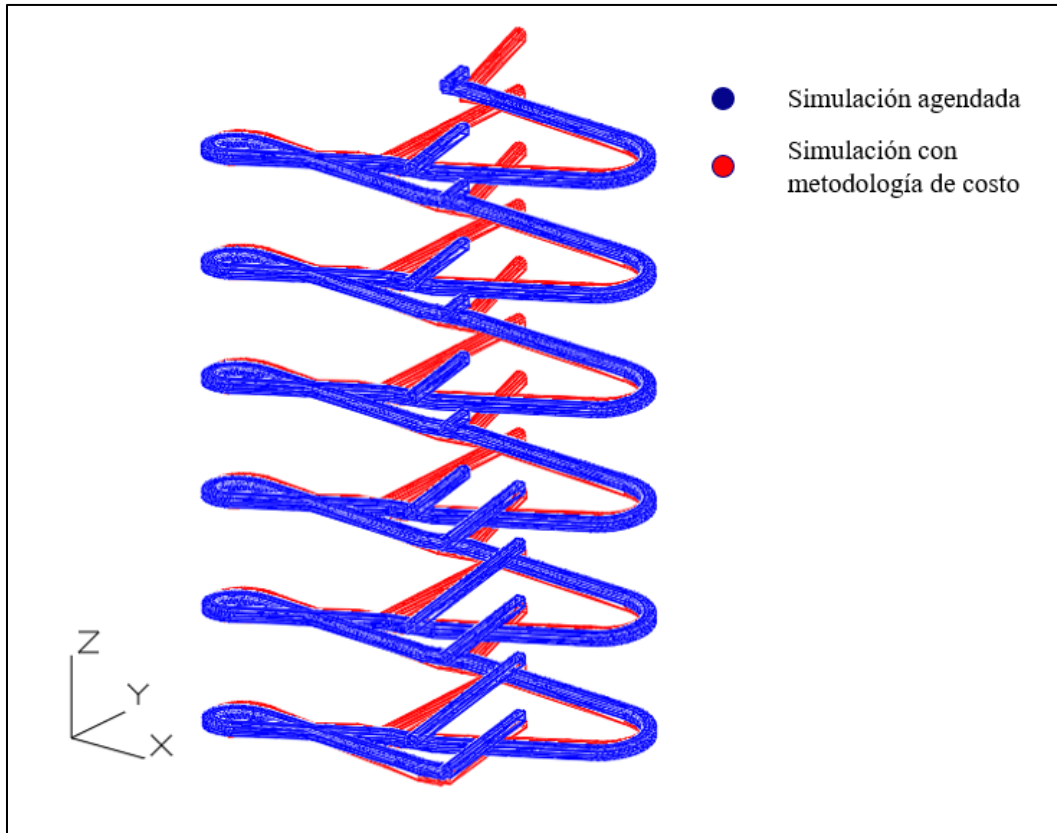


Figura 5.6. Comparación diseños sector Y Este.

Se observa cierta similitud en los diseños, debido a que éstos se originan con la misma referencia. Sin embargo, se nota una disposición distinta en los cruzados, lo cual hace más eficiente el diseño en término de costos, pero a cambio de retrasar la entrada en producción de los niveles, lo que genera un menor VAN en la configuración. En Gráfico 5.7 y Gráfico 5.8 se muestran una comparación de los planes de extracción y construcción del sector.

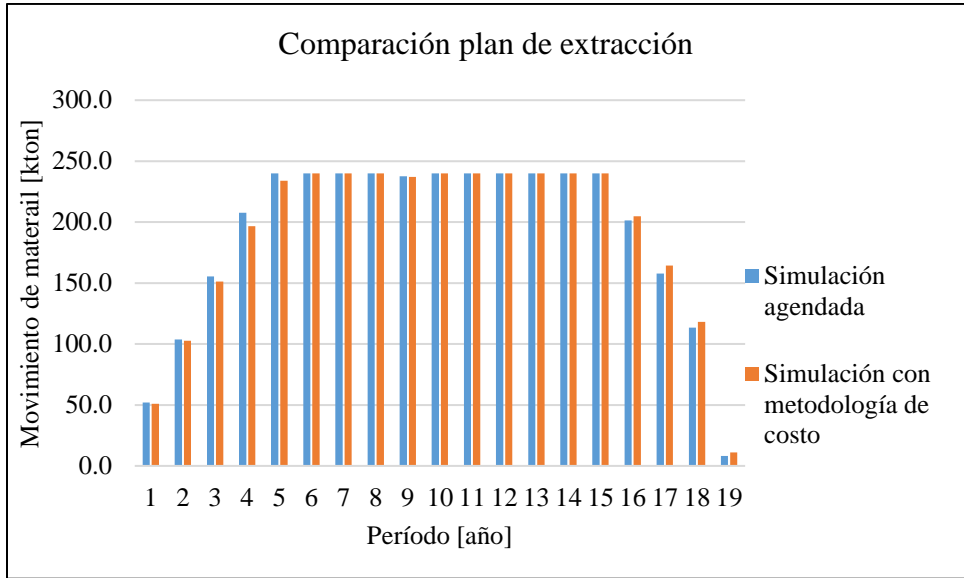


Gráfico 5.7. Comparación planes de extracción metodología de costo Y Este.

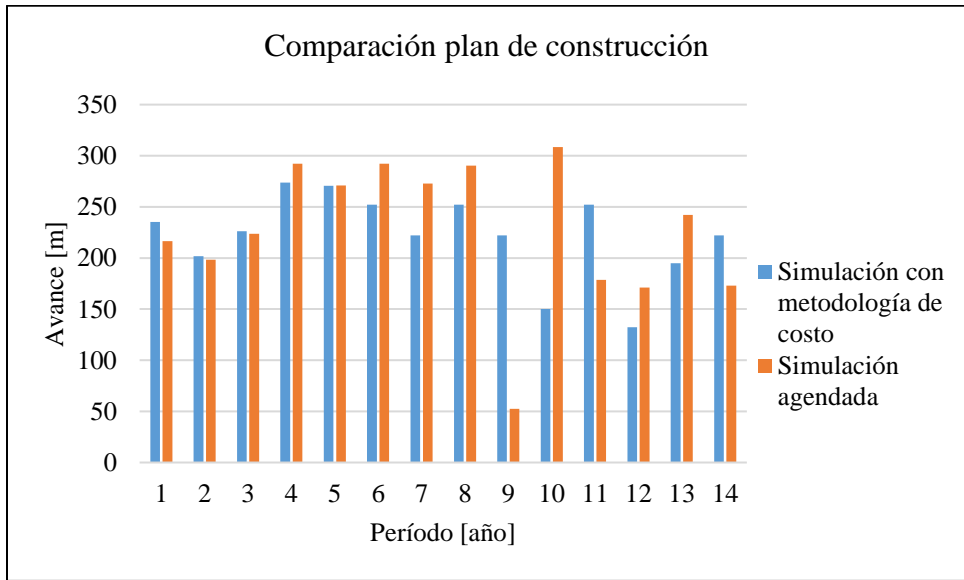


Gráfico 5.8. Comparación planes de construcción metodología de costo Y Este.

5.5.1. Sector Y Oeste Inferior

Al aplicar la metodología en este otro sector, se tiene nuevamente una disminución de los costos, que es el objetivo que se busca. Sin embargo, el VAN es notoriamente más bajo debido a que se trata de retrasar las construcciones y avances de la infraestructura, por lo mismo los flujos de caja que dan valor al proyecto entran más tarde. En la Tabla 5.10 se

comparan los parámetros de los diseños resultantes y en la Figura 5.7 se visualizan ambas configuraciones de rampa y cruzados para el sector.

Tabla 5.10. Comparación parámetros de diseño metodología de costo Y Oeste Inferior.

	<i>Simulación agendada</i>	<i>Simulación con metodología costo</i>	<i>Variación</i>
<i>Metros construidos [m]</i>	2,974	2,979	0.0%
<i>Costo de construcción [MUSD]</i>	3.3	3.2	-3.0%
<i>Costo de operación [MUSD]</i>	3.6	3.5	-2.8%
<i>VAN [MUSD]</i>	339.3	318.2	-6.2%

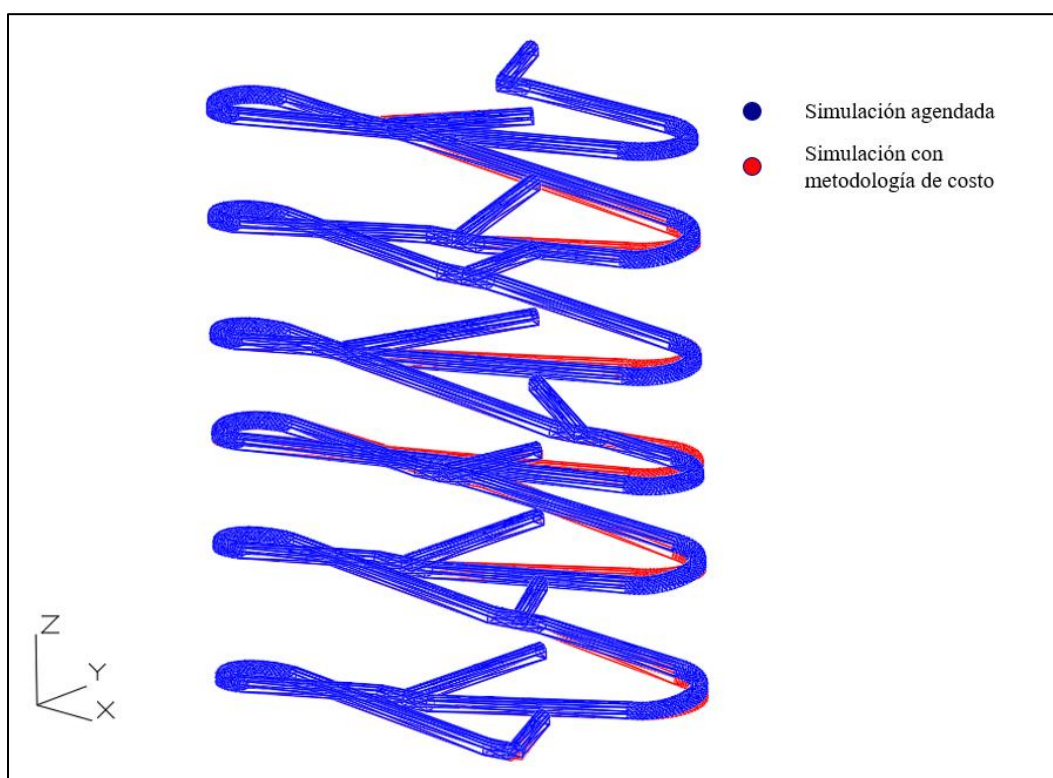


Figura 5.7. Comparación diseños sector Y Oeste Inferior.

Los diseños obtenidos son prácticamente los mismos, pues los márgenes de nuevas propuestas son menores en el caso que se requiera disminuir el costo. Esta reducción se ve marcada principalmente por el agendamiento efectuado, pues se disminuye la tasa de avance y extracción en los primeros períodos. Gráfico 5.9 y Gráfico 5.10 se muestra una comparación de los planes de construcción y extracción respectivos.

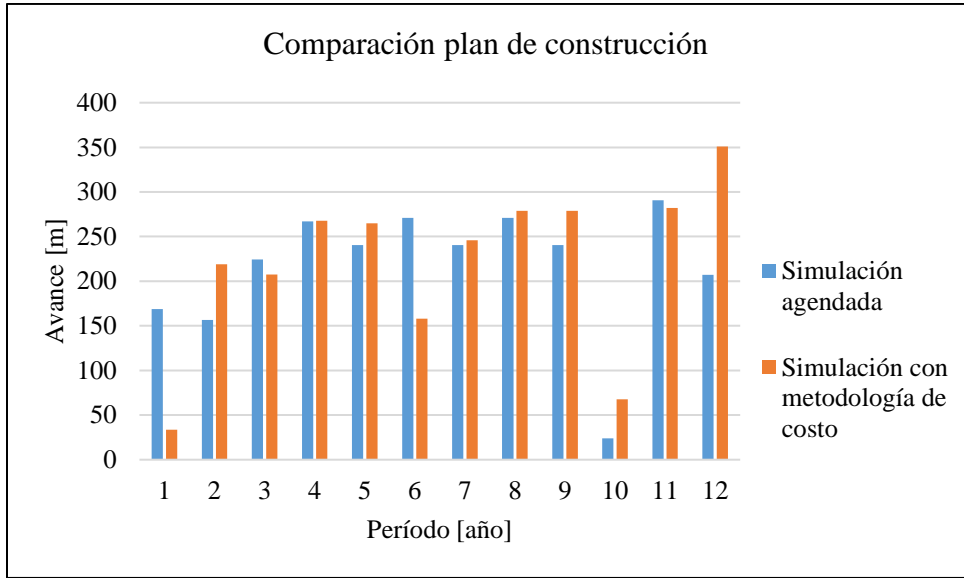


Gráfico 5.9. Comparación planes de construcción metodología de costo Y Oeste Inferior.

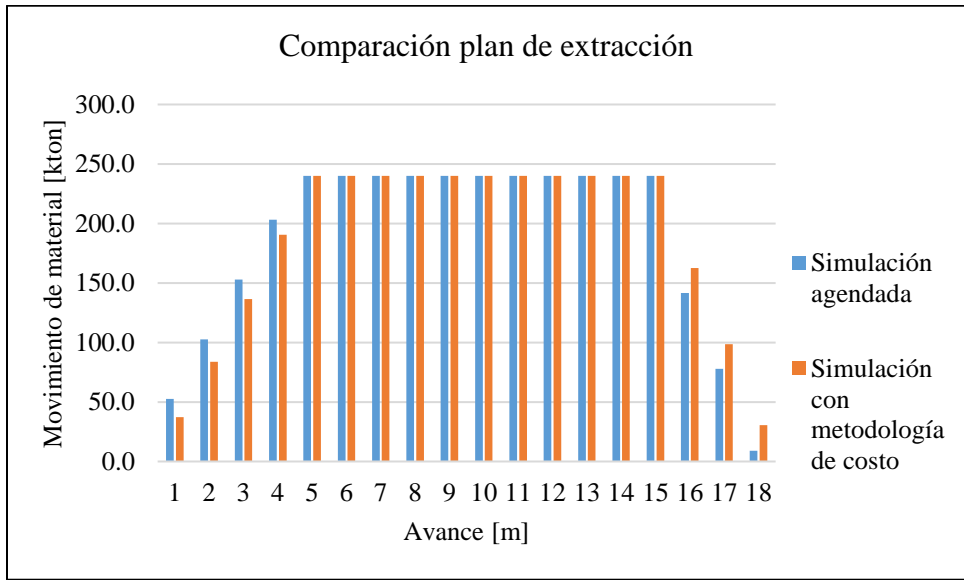


Gráfico 5.10. Comparación planes de extracción metodología de costo Y Oeste Inferior.

5.5.2. Sector Y Oeste Superior

En el último sector no se tiene excepción con respecto a la disminución de costos y del VAN en los diseños, debido principalmente al retraso en la extracción producto de un programa de construcción distinto. En Tabla 5.11 se tiene una comparación de los parámetros de diseño, mientras que la Figura 5.8 se visualizan ambas configuraciones de rampa y cruzados del sector.

Tabla 5.11. Comparación parámetros de diseño metodología de costo Y Oeste Superior.

	<i>Simulación agendada</i>	<i>Simulación con metodología costo</i>	<i>Variación</i>
<i>Metros construidos [m]</i>	2,469	2,471	0.0%
<i>Costo de construcción [MUSD]</i>	3.1	3.0	-3.2%
<i>Costo de operación [MUSD]</i>	1.1	1.0	-9.1%
<i>VAN [MUSD]</i>	275.6	263.6	-2.9%

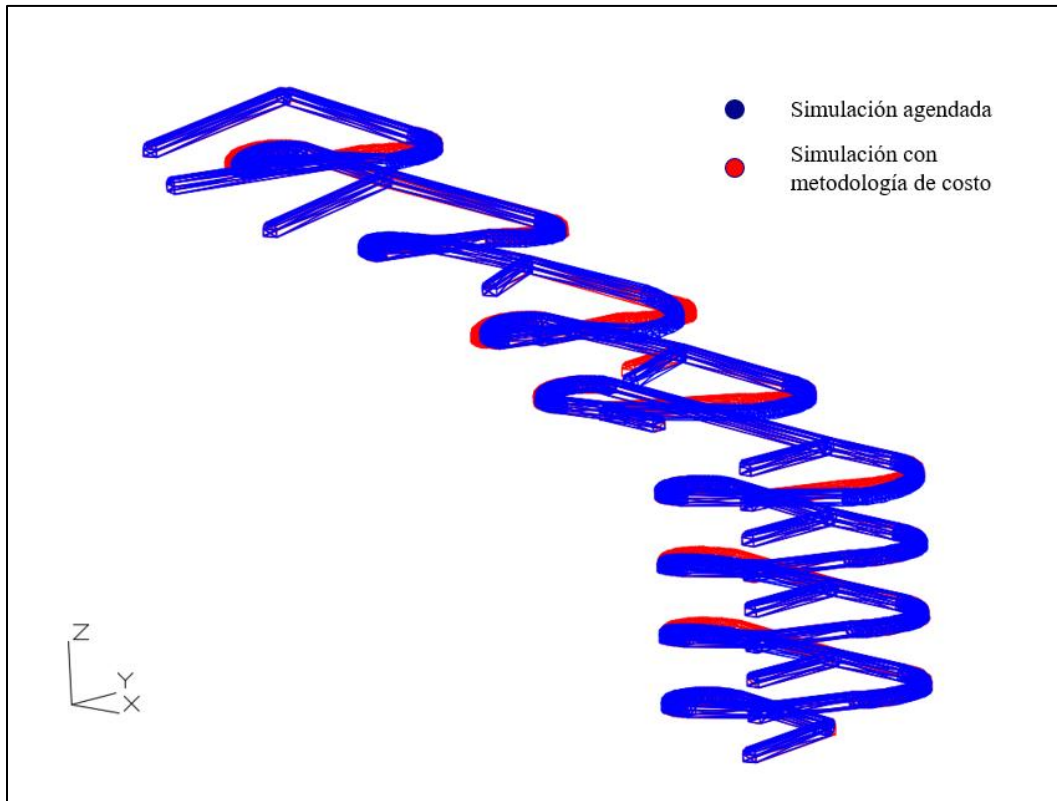


Figura 5.8. Comparación diseños sector Y Oeste Superior.

Los diseños son bastante parecidos y difieren en pequeños detalles, como curvas y puntos de conexión rampa-cruzado, lo cual se refleja en los parámetros de diseño y las diferencias se deben principalmente al diferente agendamiento en se obtiene en ambos casos. En Gráfico 5.11 y Gráfico 5.12 se tienen las comparaciones de los planes de construcción y extracción para este sector.

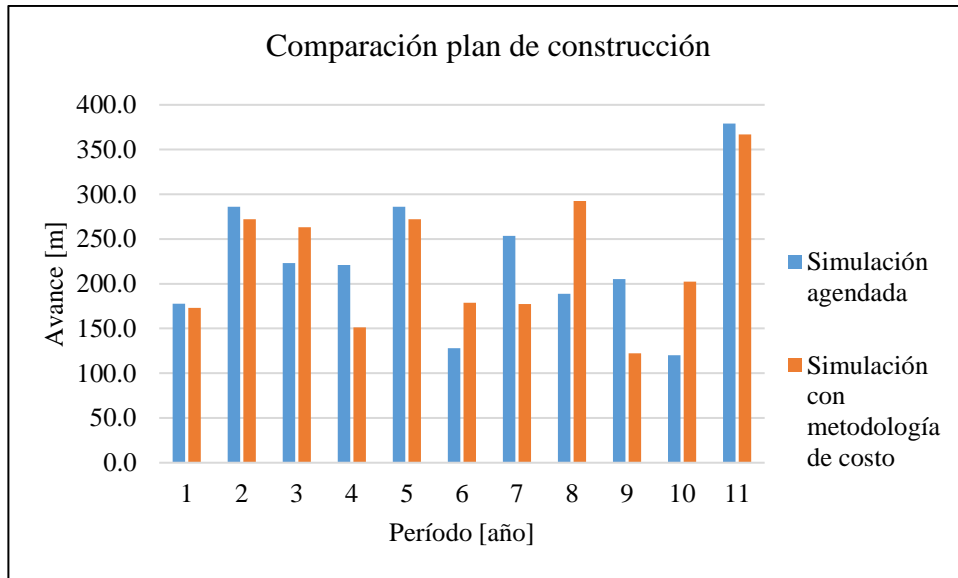


Gráfico 5.11. Comparación planes de construcción metodología de costo Y Oeste Superior.

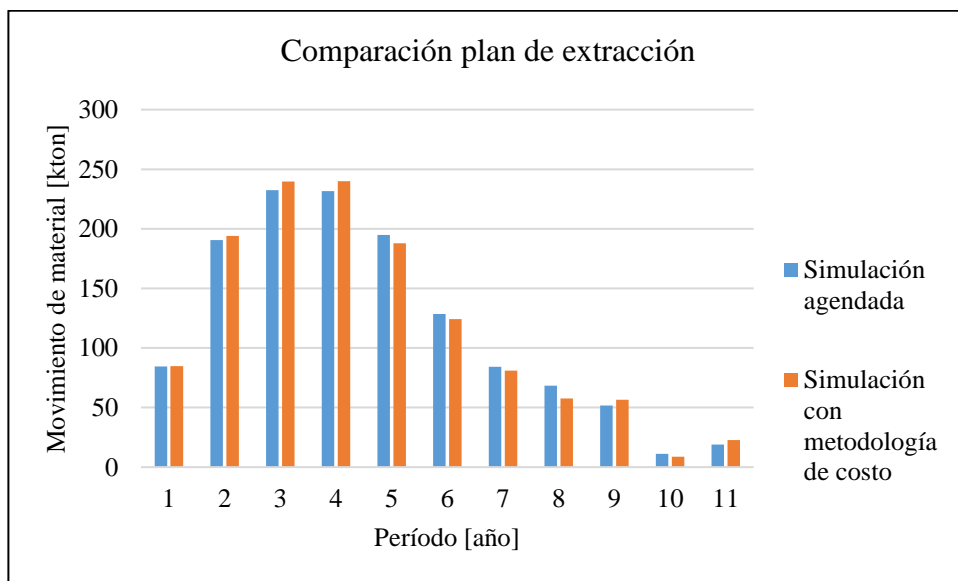


Gráfico 5.12. Comparación planes de extracción metodología de costo Y Oeste Superior.

5.5.3. Análisis

La variante en la metodología, donde se tiene como función objetivo minimizar los costos asociados tanto a construcción como operación considerando el factor temporal muestra resultados que son interesantes, pues se logra disminuir estos costos a través de las iteraciones realizadas. Sin embargo, el VAN obtenido nunca logra ser el obtenido mediante la metodología inicial, pues este tipo de problema resulta ser una función del tipo

asintóticamente creciente, donde si se tiene un menor costo, no se podrá llegar un VAN tan elevado, dado un cierto punto de la función. Esto quiere decir algo esperable desde un comienzo como es el hecho de no poder maximizar el VAN a la vez que se minimiza el costo. Por otro lado, el trabajo de esta última metodología permite verificar que es posible generar diseños a partir de una minimización de costos considerando el factor temporal para la entrada de flujos en el cálculo del VAN.

El hecho de considerar la restricción adicional de un VAN mínimo para efectuar las iteraciones permite genera un margen razonable de resultados a obtener para que de este modo el valor del proyecto no se vea perjudicado.

6. Conclusiones

Del experimento hecho en UDESS presentado en *“Methodology to Optimize and Sequence the Semiautomated Ramp Design in Underground Mining”* se muestra que los diseños obtenidos en el modelo de rampas se pueden secuenciar en un horizonte temporal establecido, entregando resultados que son acordes a la configuración y son factibles de llevar a cabo.

Por otro lado, dicho ejercicio tiene utilidad para la proposición de la metodología, pues permite comenzar a utilizar parámetros claves de un secuenciamiento como lo son las precedencias y las restricciones a las cuales están sujetas las actividades a la hora de definir en tiempos en los que se deben efectuar.

En cuanto al estudio que se realiza para el modelo de rampas no estático, se tiene que las variables definidas permiten describir de buena forma el problema. Éstas se complementan con las restricciones modificadas, que le otorgan los márgenes de libertad.

El modelo matemático tuvo cierta complejidad cuando fue creado, pues se tienen muchos parámetros para considerar en él y, por otro lado, éste ya considera varias variables y bastantes restricciones de tal forma que pueda lograr un diseño operativo. Además, se requiere redefinir de forma estratégica todos los parámetros de entrada de tal forma que pueda funcionar correctamente. Por lo tanto, su implementación necesita de un profundo análisis para que todos los elementos necesarios queden bien definidos y operen de acuerdo con lo que se quiere. Dado esto, se deja el modelo hasta este punto y queda como un estudio a futuro que no se incluye en la presente tesis.

En cuanto a los análisis de interacción que se realiza entre las salidas del modelo de rampas y las salidas de UDESS, se observa que el ajuste realizado al costo, al considerar su temporalidad en la ejecución, permite obtener un diseño distinto que mejora respecto al inicial.

La metodología propuesta permite incorporar la temporalidad en los costos cuando éstos se ingresan a la heurística de rampas, lo cual permite obtener soluciones más acertadas tanto

operativa como económicamente. La cantidad de iteraciones necesarias para obtener la solución de cada caso es variable y depende de cada uno de éstos en particular.

Por otro lado, se observa que los diseños luego de aplicar la metodología son distintos y las mejoras económicas que se logran son respetables, incrementos de hasta 2% del VAN. Sin embargo, el resultado no es el esperado en cuanto a los costos en los que se incurre tanto para construcción como para operación, pues pueden llevar a cambiar la toma de decisiones en un proyecto. Esta variación en la metodología, al buscar minimizar los costos considerando una restricción de VAN mínimo a cumplir, entrega otra perspectiva del problema, generando diseños que logran mejorar de acuerdo con lo solicitados, pues estos costos se reducen. Sin embargo, dada esta mejora en costos es imposible mejorar el VAN del proyecto, pues es el trade-off que se debe hacer dado el tipo de problema que se está abordando.

Ambas aplicaciones de la metodología demuestran la factibilidad de su uso para considerar escenarios de acuerdo con los objetivos de la compañía que busca realizar los proyectos, ya sea la búsqueda de la mayor ganancia posible en el proyecto (maximizar VAN) o generar una rentabilidad razonable a cambio de la menor inversión posible (minimizar costo, sujeto a VAN mínimo).

Es importante destacar que existen pocas investigaciones en torno al diseño de rampas en minería subterránea y éste trabajo ha sido exitoso para comprobar su funcionalidad y las ventajas que trae, pues permite evaluar más de un diseño posible, dado que el modelo tiene la capacidad de se le ingresen distintos parámetros de entrada, con lo cual se generan más de un escenario para cada caso. Por otro lado, se tiene la reducción en los tiempos que se dedican para realizar estas tareas de diseño, teniendo como ventaja clara el saber el impacto que tendrá éste en el funcionamiento de la mina, mediante el impacto que genera en el VAN del proyecto. Los tiempos que se reducen van del 70% a 80%, pudiendo obtener el diseño en unos 2 días aproximadamente, considerando desde que se reciben los datos hasta que se tiene un diseño operativo que es capaz de implementarse.

Finalmente, se tiene una metodología completamente aplicable en la industria que busca asistir en el diseño de rampas y cruzados, entregando además su desempeño tanto en

construcción como en operación, lo cual permite tener realizar un análisis tanto cualitativo como cuantitativo del diseño, lo que lleva a tomar mejores decisiones para la realización del proyecto.

7. Bibliografía

- [1] Ammar, M. A. (2010). Optimization of project time-cost trade-off problem with discounted cash flows. *Journal of Construction Engineering and Management*, 137(1), 65-71.
- [2] Anderson, A. E. and Nelson, J. (2004) Projecting vector-based road networks with a shortest path algorithm. *Canadian Journal of Forest Research-Revue*. Vol. 34 (7): 1444-1457.
- [3] Brazil, M., Lee, D. H., Rubinstein, J. H., Thomas, D. A., Weng, J. F., & Wormald, N. C. (2000). Network optimisation of underground mine design. *In Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy* (Vol. 305, No. 1, pp. 57-66). Parkville, Vic.: The Institute, [1990]-c2001.
- [4] Brazil, M., Lee, D. H., Van Leuven, M., Rubinstein, J. H., Thomas, D. A., & Wormald, N. C. (2003). Optimising declines in underground mines. *Mining Technology*, 112(3), 164-170.
- [5] Brazil, M., Grossmann, P. A., Lee, D. H., Rubinstein, J. H., Thomas, J. F. and Wormald, N. C. (2007). Constrained path optimisation for underground mine layout. *Proceedings of the World Congress on Engineering: July 2-4, 2007, London U.K.*
- [6] Brazil, M., Grossman, P., Rubinstein, J. H. and Thomas, D. A. (2014) Improving underground mine access layouts using software tools. *Interfaces*. Vol. 44 (2): 195-203.
- [6] Chadwick, J. *Underground haulage*. Mining Magazine, September 2000: 103-110.
- [7] Chatterjee, P. K. and Sridhar, C. K. (1986) *Computer-aided mine design and planning for underground mines*. Can Inst Mining Metallurgy Bull. Vol. 79: 55-60.
- [8] Chen, M., Jiang, X. and Xu, Z. (2008) *Fuzzy comprehensive evaluation of working environmental quality under mines*. China Saf Sci J, Vol. 18: 119-124.
- [9] Elevi, B., Demirci, A., & Dayi, O. (2002). Underground haulage selection: shaft or ramp for a small-scale underground mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 102(5), 255-260.
- [10] Espejo, N, & Nancel-Penard, P. (2017) Modelos matemáticos UDESS. Informe Técnico.

[11] Halatchev, R. (2005). A model of discounted profit variation of open pit production sequencing optimization. Proceedings of Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, 315-323.

[12] Hustrulid, W. and Bullock, R. *Underground Mining Methods*. Colorado, SME, 2001.

[13] Jiang, X., Ye, Y. and Xu, Z. (2005) *Assessment of poisonous and harmful gas pollution in mining site of Chengchao iron mine*. Metal Mine, Vol 353: 66-67.

[14] Leyman, P., & Vanhoucke, M. (2017). Capital-and resource-constrained project scheduling with net present value optimization. European Journal of Operational Research, 256(3), 757-776.

[15] Nehring, M., & Topal, E. (2007). Production schedule optimisation in underground hard rock mining using mixed integer programming. Proceedings-Project Evaluation. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, 169-175.

[16] 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, 110(8), 437-446.

[17] Nilson, D. *Ramp and electric truck can be more economic than shaft and hoist*. WME, 1997: 48-52.

[18] Rocher, W., Rubio, E., Morales, N. (2011). Secuenciamiento de Preparación y Desarrollo Minero en Faenas Subterráneas. Delphos Mine Planning Laboratory, Universidad de Chile. 62° Convención Anual Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, Calama, Chile.

[19] Rupprecht, S. M. (2012). Mine development–access to deposit.

[20] Sirinanda, K. G., Brazil, M., Grossman, P. A., Rubinstein, J. H., & Thomas, D. A. (2014). Strategic underground mine access design to maximise the Net Present Value. *Orebody modelling and strategic mine planning*, 235-242.

[21] Stebbins, S. (2011) *Mining Cost Service*. CostMine, InfoMine USA.

[22] Vargas, J. P., Koppe, J. C. and Pérez, S. (2014) *Monte Carlo simulation as a tool for tunneling planning*. Tunneling and Underground Space Technology. Vol. 40: 203-209.

[23] Zhang, G., Li, L., Ji, H., Xiao, K., Yin, G. and Li, S. (2013) *In situ investigations of gaseous pollution in the ramp of an underground gold mine*. Indoor and Built Environment, Vol. 23(2): 293-298.

8. Anexos

8.1. Resultados

8.1.1. Flota de camiones

En Gráfico 8.1, Gráfico 8.2 y Gráfico 8.3 se muestra la evolución del requerimiento de camiones para llevar a cabo el plan productivo para extraer el mineral desde los niveles de producción considerando el diseño de rampas y cruzados obtenido con el uso de la metodología propuesta. Se observa que ésta permite reducir la cantidad máxima de camiones que deben estar operando simultáneamente, lo cual permite un ahorro desde las inversiones y una mejor congestión desde el punto de vista operacional.

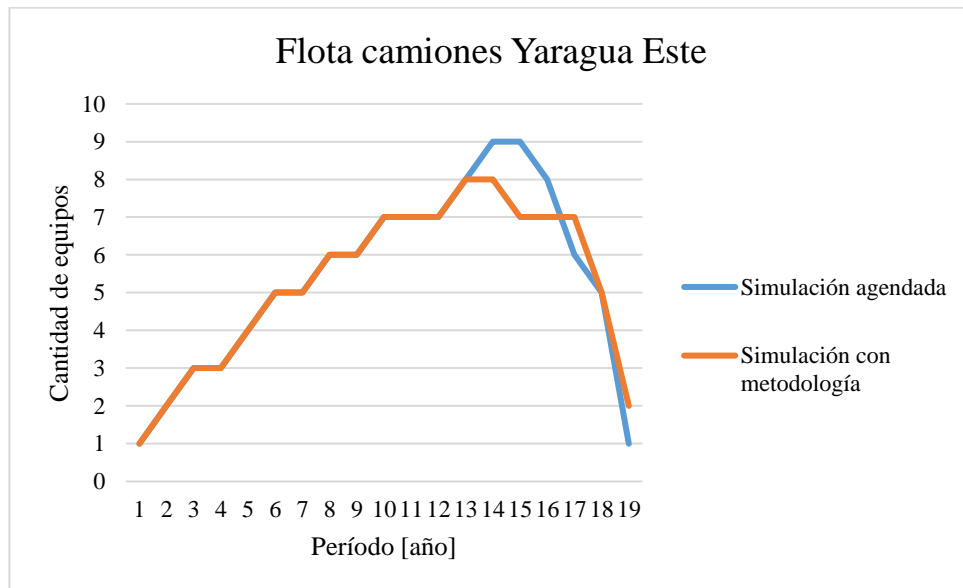


Gráfico 8.1. Requerimiento de camiones por período de operación, sector Y Este.

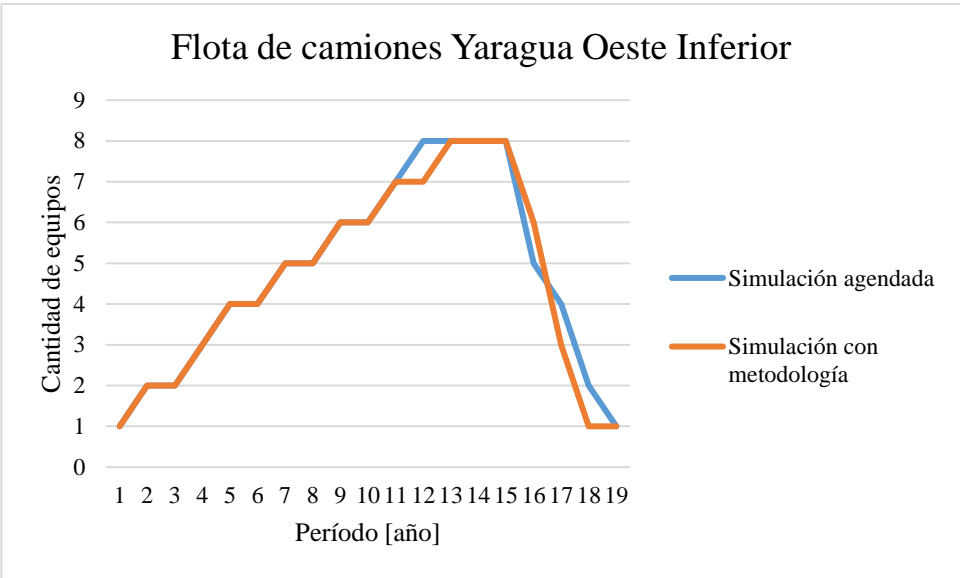


Gráfico 8.2. Requerimiento de camiones por período de operación, sector Y Oeste Inferior.

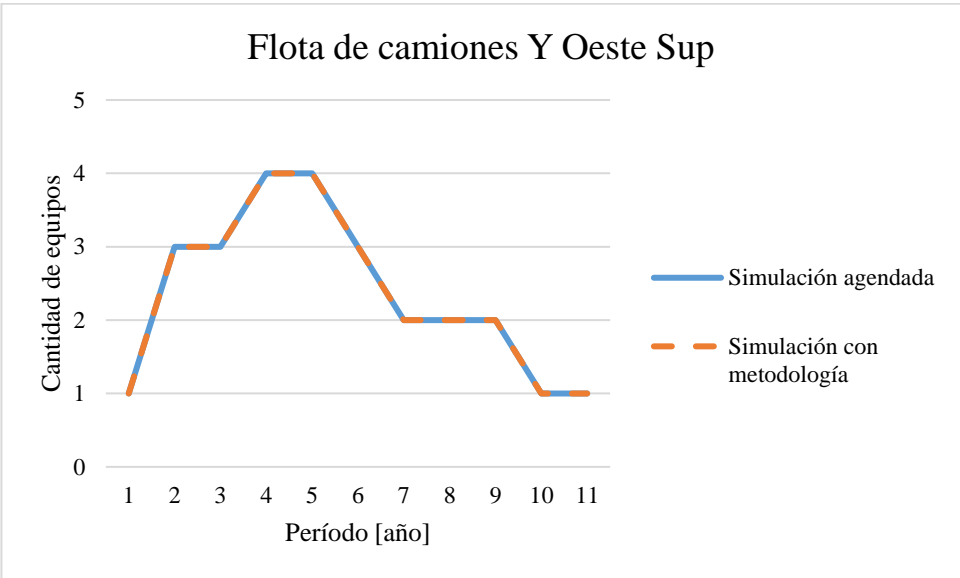


Gráfico 8.3. Requerimiento de camiones por período de operación, sector Y Oeste Superior.

8.2. Papers

A continuación, se adjuntan los dos trabajos presentados en conferencias que fueron desarrollados a partir de la investigación realizada.

Methodology to Optimize and Sequence the Semiautomated Ramp Design in Underground Mining

S. Montané^{1,2}, P. Nancel-Penard¹ and N. Morales^{1,2}

¹ DELPHOS Mine Planning Laboratory & AMTC, University of Chile, Chile

²Department of Mining Engineering, University of Chile, Chile

Email of Corresponding author: smontane@delphoslab.cl

pierre.nancel@amtc.cl

nelson.morales@amtc.cl

Abstract. There are few optimizing methodologies that may guide the process of ramp design in underground mining; they contemplate designing the accesses and then completing the mine exploitation schedule, which does not reflect the development costs in the NPV of the project and relies on the engineer's knowledge.

The methodology presented in this paper focuses on the assisting the ramp design in underground mining using an optimization model that gives the operational costs associated with the accesses, during the development and the operation of the mine. Additionally, a sequence of construction is obtained as a complement of the design with a scheduling software. The methodology aims to obtain a design and sequence of the ramps and crosscuts configuration considering initial parameters that must be entered the optimization model, such as production levels, maximum slope, curvature, construction costs, transportation costs, among others. After applying the optimization model, the result is the identification of the points belonging to the ramp design, the ramp construction and operation sequence and the total cost associated with the project. This result must be refined using CAD software to obtain the final configuration. When this methodology is applied to a case study, a gold and silver mine exploited using the Bench & Fill method, the results show that the optimization model can replicate the design obtained by the pre-feasibility study of the project and provide additional design options that can reduce the total cost. The methodology provides operationally feasible solutions and can be used as a guide for the design of ramps in underground mining while reducing the time allocated to these tasks and delivering more than one design according to the initial parameters.

Keywords: Ramp Design, Optimization Model, Underground Mining.

1 Introduction

The mining industry market competitiveness forces the companies to continuously seek cost reduction strategies to improve the profit. On the other hand, there are few investigations about optimization of design of access routes in underground mining.

De Smith et al. [6] focused on the analysis of the gradient and on the curvature restrictions for road forms and lengths, to find optimal routes. The study contemplated three steps for the selection of the optimal route:

- initial alignment of the route subject to a preset range of gradient restrictions,
- horizontal smoothing of the route to find objectives of curvature and smoothness of horizontal route and
- vertical smoothing of the route to achieve similar objectives, with a minimum of cut/fill in the vertical plane.

Ghaffariyan et al. [7] developed a study to determine optimal path spacing, where the best solution found was based on a modification of the shortest path algorithm. The objective of the study was to apply a mixture of integral programming and network analysis to optimize the route.

Brazil et al. [1], [2], [3], [4] proposed the creation of an optimization tool that allowed obtaining the best alternative for the construction of ramps, shafts and tunnels to minimize the associated costs. Their work was based on Steiner's networks, where nodes are established that represent the places through which one must necessarily pass, given the design of the mine. These nodes must be joined by sections (ramp/gallery) that have associated costs corresponding to the development of the section and the cost for the transit of ore through it. Brazil et al. [5] developed some software to obtain the design of ramp using his algorithms.

In this paper, we present a methodology to assist the ramp design in underground mining, minimizing both development and operational costs. The methodology considers an optimization model that obtains an initial ramp design, which is subsequently, refined to arrive at the final configuration. A sequencing of ramps' construction is generated using the UDESS software. The general sequencer model Universal Delphos Sequencer and Scheduler (UDESS) seeks to maximize the NPV of the scheduling, subject to resource constraints and precedencies, to generate a Gantt Chart of development of activities.

2 Optimization Model

The proposed methodology contemplates the creation of a mathematical model to solve a problem of minimization of costs of the ramp route, granting access to production levels via tunnels in a straight line called crosscut to extract the mineral. The mathematical model considers predefined starting point and the height for the connection between the crosscuts and the ramp.

The optimization model uses the following input parameters; the values of the parameters depend on the case to which the methodology is applied:

- a guiding form from which the ramp is generated, which defines the available space and the final form. A tolerance border is established for the location of the solution.
- the quantity and location of the access points to production levels, with the associated tonnage to be extracted from each level.
- the maximum tolerable slope in the construction of the ramp that the equipment can operate.
- development costs of ramps and crosscuts.
- operational costs of ramps and crosscuts.
- direction of the ramp (clockwise or counterclockwise).
- starting point of the ramp.
- cost of ventilation

In addition, a penalty is established in the optimization model whereas the curved sections generated during the modelling are “punished”, because they are more complicated to construct operationally. These considerations were established after meetings with experienced consultants.

Similarly to the design of ramps in open pit mines [8], the methodology consists of precomputing shortpaths at block level for each level of the mine within a predefined boundary and using the mathematical model to determine which are the best shortpaths to assemble to generate the full ramp.

The nomenclature for the proposed mathematical modelling is as follows:

B	the block model
K	the maximum level at which the ramps can begin
B_k	the set of blocks of level $k, k \in \{0, 1, \dots, K\}$, level 0 is lower level, K is ramp top level
b_{startk}	the starting block of the ramp
F	the defined boundary of blocks where ramps can pass
E	the set of the access points
E_k	the set of the access points for the production level k
\hat{k}_e	the level of the connection of the crosscut starting from e with the ramp
$\underline{\hat{k}}$	the minimum level for the connection of the crosscut, that start from the lower access point with the ramp ,
I_k	the set of indexes i of all precomputed paths of level k
s_k^i	the i th precomputed path of level k
o_k^i	the first block of s_k^i
f_k^i	the last block of s_k^i

$b_{e,k}^i$	the block of s_k^i nearest to the access point e
l_k^i	the approximation of length of s_k^i
$l_{e,k}^i$	the approximation of length of $(f_k^i, b_{e,k}^i)$
c_k^i	the value equal to 1 if s_k^i is a curve, else equal to 0
C_{H1k}	the haulage cost of all the mine production for one meter of ramp that must pass on level k
C_{H2e}	the haulage cost of the production of the access point e for one meter of ramp
C_{Te}	the haulage cost of the production of the access point e for one meter of crosscut
C_{RD}	the cost of development of 1 meter of ramp
C_{CD}	the cost of development of 1 meter of crosscut
C_{VD}	the cost of ventilation of development of 1 meter of tunnel
V_T	the cost of ventilation that corresponds to the haulage
P_{RD}	the penalization of one meter of curve tunnel development

The variables of the problem are defined as follows:

$$y_b = \begin{cases} 1 & \text{if block } b \text{ belongs to ramp,} \\ 0 & \text{otherwise.} \end{cases}$$

$$x_k^i = \begin{cases} 1 & \text{if all blocks of level } k \text{ of } s_k^i \text{ are part of the ramp of level } k \\ & \text{and } f_k^i \text{ is the first block of the ramp of level } k - 1, \\ 0 & \text{otherwise.} \end{cases}$$

Domain definition of variable y is F , domain definition of index k of variable x is $\{1, 2, \dots, K\}$, domain definition of index i of variable x is I_k

Therefore, the Single Ramp Underground Design Problem (SRUDP), can be formulated as follows:

$$\begin{aligned}
(SRUDP) \quad \min \quad & \sum_{k=1}^K \sum_{i \in I_k} ((C_{RD} + C_{VD}) \cdot (1 + P_{RD} \cdot c_k^i) + C_{H1k} \cdot (1 + V_T)) \cdot l_k^i \cdot x_k^i \\
& - \sum_{e \in E} \sum_{i \in I_{\bar{k}_e}} C_{H2e} \cdot (1 + V_T) \cdot l_{e,k}^i \cdot x_k^i \\
& + \sum_{k=1}^K \sum_{i \in I_k} (C_{CD} + C_{VD} + C_{Te} \cdot (1 + V_T)) \cdot \|eb_{e,k}^i\| \cdot x_k^i
\end{aligned} \tag{1}$$

s. t.

$$\sum_{i \in I_k \mid f_k^i = o_{k-1}^j} x_k^i \geq x_{k-1}^j \quad (\forall k > 1, \forall j \in I_{k-1}) \quad (2)$$

$$\sum_{i \in I_k} x_k^i \leq 1 \quad (\forall k \geq 1) \quad (3)$$

$$x_k^i \leq y_b \quad (\forall k \geq 1, \forall b \in s_k^i) \quad (4)$$

$$\sum_{i \in I_k \mid b \in s_k^i} x_k^i \geq y_b \quad (\forall b \in F) \quad (5)$$

$$\sum_{i \in I_k \mid o_k^i = b_{start}} x_k^i \geq 1 \quad (6)$$

$$\sum_{i \in I_{\hat{k}}} x_{\hat{k}}^i \geq 1 \quad (7)$$

$$x_k^i = 0 \quad (\forall k < K, \forall i \in I_k \mid \{s_{k+1}^j \mid f_{k+1}^j = o_k^i\} = \emptyset) \quad (8)$$

The objective function (1) minimizes the overall development and operational costs of ramp sections in a level, crosscuts and ramp connection between levels.

Constraint (2) ensures the connectivity between ramp paths. Constraint (3) states that there is at most one ramp per level. Constraint (4) ensures that for each chosen path, all blocks in the path are part of the ramp. Constraint (5) states that ramp block belongs to an elected precomputed path. Constraint (6) states that the ramp will start from the defined start block. Constraint (7) forces the existence of a ramp to connect the lower crosscut. Constraint (8) prevents a no connected path from being an eligible path.

SRUDP model is equivalent to a shortest path problem to minimize the function cost (1) instead of the length of paths. The graph of connection of all precomputed paths is constructed. Each arc is associated with the cost that corresponds to the development of this tunnel part and the corresponding operational cost. The operational cost includes the haulage cost of material that goes through the arc, considering the crosscut development and operational costs, if the level of path corresponds to a fixed connection height \hat{k}_e . The shortest path problem can be solved very fast; however, the proposed methodology is addressing a more general problem because the optimal height of the crosscut connections with the ramp is not known in advance. To solve this more general problem, a heuristic approach that tries different heights of connection starting from horizontal crosscuts was made to approximate the optimal ones. The heuristic keeps the ones that improve the cost function starting from the higher crosscut, considering only a feasible connection boundary and preventing the intersection of crosscuts. The heuristic iterates while the value of the objective decreases.

3 Methodology and Performance

The procedure to use the heuristic optimization model requires a block model of the workspace, where the access points to production levels are identified and the shape and working space for the design of the ramp are defined. This block model must be in a text file format separated by tabs. The input values are defined as: costs, slope, tonnage to be extracted from production levels, direction, start point, and penalty of arcs.

To execute the modelling code, a server with a Xeon processor E5-2660v32 @ 2.6GHz. 128 GB RAM with a CPU that has 20 threads was used. The execution time is approximately 2 minutes, although this depends on the amount of data within the block model. The outputs are the approximate total cost of the design and the points where the ramp passes. When these points are viewed, they are blocks, whose size varies depending on the resolution used. This design contemplates the original dimensions of the final design, its costs and the tonnage associated with the development. This solution must be refined by the engineer in charge of the design, to transform the points into a triangulation that represents the real section of the gallery, using mining CAD software. The data flow of the methodology is summarized in Figure 1.

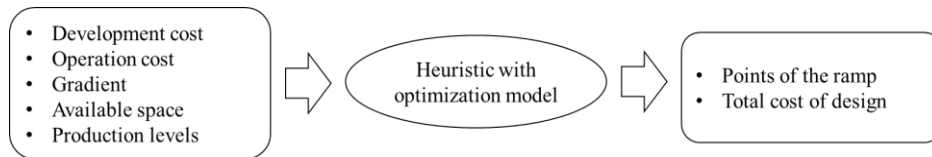


Fig. 1. Flow chart of methodology.

4 Case Study

A case study of a gold and silver mine operated by Bench & Fill was undertaken. The data used in this section was provided by a confidential prefeasibility study made in 2014, which includes from geostatistical study until final economic analysis.

The mine had two main sectors and three exploitation zones: Y east mine, Y west mine and V mine. Production levels were separated by 12 meters vertically. Some levels had a principal drift to connect crosscuts to access the extraction galleries, while in other levels, it was possible to access directly without using the drifts.

The methodology to design ramps was used in three zones: Y east, Y west lower and Y west higher. The objective of the case study was to replicate as much as possible the original designs of the prefeasibility study and, therefore, each zone was considered independently of the others, it was expected to use the same space available and respect a gradient 13% proposed in the report of the project.

Y east zone had 26 production levels, but the design had to reach an access to 13 main drift because in these levels the drift system was implemented. In Y west lower zone there were 11 drifts to access; therefore, there were 22 production levels. Finally, Y west higher zone did not have the drift system; there were 15 production levels to access directly.

4.1 Ramp Design Result

The results obtained with the application of the new methodology are showed in Table 1. Because there were three zones, the methodology was used three times and the time for execution required was about three minutes for each zone.

Table 1. Developed meters and total cost for each zone.

Zone	Y east	Y west lower	Y west higher
Long developed ramp [m]	1,099	1,136	1,455
Long developed crosscuts [m]	979	522	443
Total cost [MUSD]	10.8	10.5	5.5

Figure 2 shows a comparison between designs obtained using the proposed methodology and designs obtained by prefeasibility study. In general, the designs are very similar in the three zones. The main difference is in Y west lower zone, where the upper half is different because the prefeasibility study design had two values of gradient: 13% and 15%, while the design obtained by methodology used a gradient of 13% only.

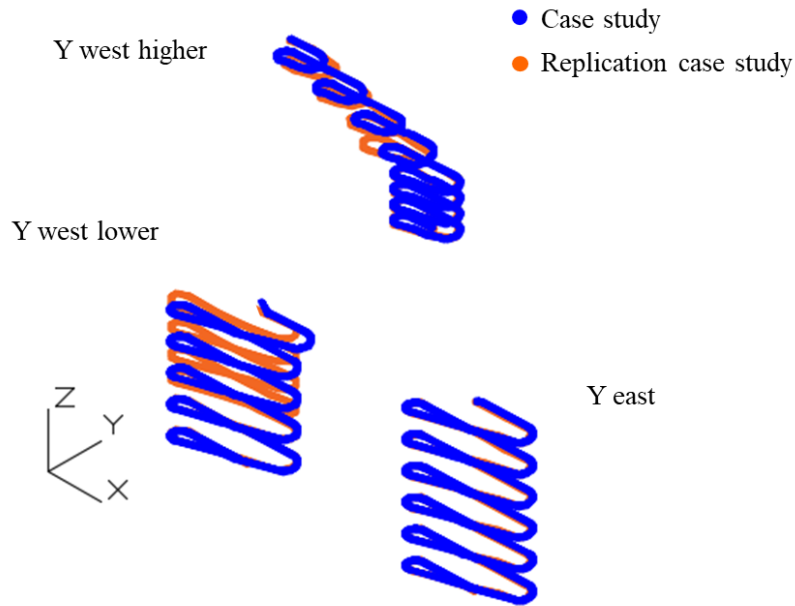


Fig. 2. Comparison of designs.

4.2 Sequencing Result

The UDESS tool was used to accomplish the sequencing of ramp and crosscuts construction and extraction of ore from production levels, through a maximization of NPV. Three types of activities were defined: ramp sections, crosscut sections and production levels, which had associated revenues and costs. In addition, three types of restrictions were set: maximum tonnage extracted per period, effective hours of work and availability of equipment for construction.

The sequencing of the three zones was considered as a single problem in UDESS and each sector was considered as independent of each other. The exploitation of production levels was from the bottom up. The problem considered by UDESS consisted of 467 activities and 728 precedencies and the execution time was 4.6 hours. The result yielded a NPV of 1,041.8 MUS\$D, 13 years of ramp and crusher construction and 18 years of ore extraction, as shown in Figures 3 and 4.

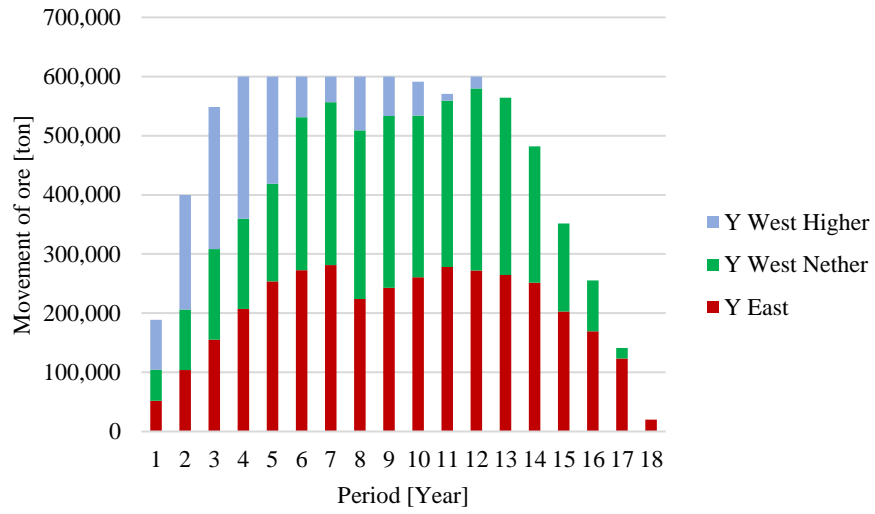


Fig. 3. Tonnage extracted per year obtained from UDESS.

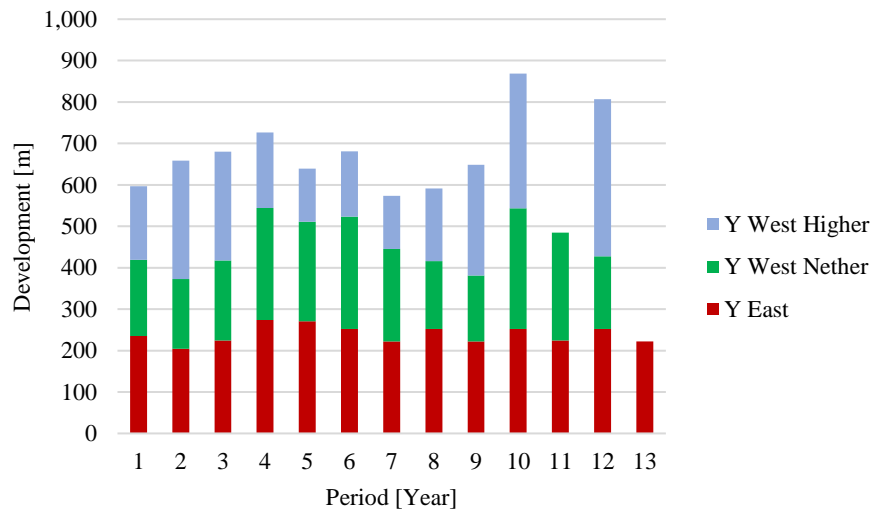


Fig. 4. Development per year obtained from UDESS.

In general, the results are consistent with the maximum extraction rates. The ramp-up lasted three years and the ramp-down four years, which are reasonable times for the scale of the project. The progress of development of ramps and crosscuts was related to the opening of production levels, which had precedence among them to extract the ore from the lower levels as a priority.

5 Conclusions

The designs made in the case study allowed to verify that the proposed model is capable of replicating the designs of the engineering study, which proves that this tool can provide feasible solutions for the industry.

The times required for the execution of the heuristic are prudent, between one to three minutes, depending on the case study. The complexity lies in a good establishment of the ramp guide form according to the conditions of each case.

On the other hand, the heuristic with optimization model is capable of delivering solutions that can assist in the design of ramps, facilitate the work of the engineer and deliver options with more objectivity.

For the construction sequencing, it is observed that the times needed are linked with the dimensions of the deposit and the amount of infrastructure needed. This scheduling is a good complement of ramp design because it allows to verify the times of the project from initial stages.

As future work, the construction of a heuristic which can obtain the ramp and crosscut design and, in addition, the sequencing of construction thereof, maximizing the NPV of the associated project, is proposed. The idea is to generate designs that involve some aspects of the production to include, from the beginning of the project, the costs of the infrastructure necessary for the operational stage.

Acknowledgments. The authors would like to thank the Advanced Mining Technology Center (Basal Grant FB0809) and Eleonora Widzyk-Capehart for supporting this work.

References

1. Brazil, M., Lee, D. H., Rubinstein, J. H., Thomas, D. A., Weng, J. F., & Wormald, N. C. A network model to optimize cost in underground mine design. *Transactions-South African Institute of Electrical Engineers* (2002), 93(2), 97-103.
2. Brazil, M., Lee, D. H., Rubinstein, J. H., Thomas, D. A., Weng, J. F. and Wormald, N. C. Optimization in the design of underground mine access. *Uncertainty and Risk Management in Orebody Modelling and Strategic Mine Planning* (2004).
3. Brazil, M., & Thomas, D. A. Network optimization for the design of underground mines. *Networks* (2007), 49(1), 40-50.

4. Brazil, M., Grossman, P. A., Lee, D. H., Rubinstein, J. H., Thomas, D. A., & Wormald, N. C. Constrained Path Optimization for Underground Mine Layout. In World Congress on Engineering (2007) (pp. 856-861).
5. Brazil, M., Grossman, P., Rubinstein, J. H., & Thomas, D. Improving Underground Mine Access Layouts Using Software Tools. *Interfaces* (2013), 44(2), 195-203.
6. De Smith, M. J. Determination of gradient and curvature constrained optimal paths. *Computer-Aided Civil and Infrastructure Engineering* (2006). Vol. 21 (1): 24-38.
7. Ghaffariyan, M. R., Stampfer, K., Sessions, J., Durston, T., Kuehmaier, M. and Kanzian, C. Road network optimization using heuristic and linear programming. *Journal of Forest Science* (2010). Vol. 56 (3): 137-145.
8. Morales, N., Nancel-Penard, P., Parra, A.: An Integer Linear Programming Model for Optimizing Open Pit Ramp Design. *APCOM 2017 proceedings*. (2017) Session 11 9-16
9. Yardimci, A., Karpuz, C. Optimized Path Planning in Underground Mine Ramp Design Using Genetic Algorithm 26th International Symposium on Mine Planning & Equipment Selection, MPES2017, Luleå, Sweden, Volume: 1: 247-252.

Optimization and Sequencing a Semiautomated Ramp Design in Underground Mining: A Case Study

Sergio Montané¹, Pierre Nancel-Penard¹^[0000-0001-7311-0073] and Nelson Morales¹

¹ DELPHOS Mine Planning Laboratory, AMTC & Department of Mining Engineering, University of Chile, Chile

smontane@delphoslab.cl

Abstract. Access ramp design in underground mining is an important challenge to mining engineers, however, there are few optimizing methodologies that may guide the process. These methodologies consider only very simple costs when they made the economic evaluation of the project, because they design access first and then they complete the extraction schedule.

This work presents a methodology to generate ramp designs in underground mining, their development plan and the extraction of ore plan, and then apply it in a gold and silver mine extracted by Bench & Fill method. We consider two models to approach the problem, which are combined. A first model determines a ramp design that aims to minimize both CAPEX and OPEX without considering time. The second model considers a given ramp and maximizes the net present value (NPV), i.e., it schedules the construction and production over time. Both approaches work on the block model and rely on mathematical programming for optimization. The methodology uses both models iteratively to find a design with high NPV.

We apply the methodology to a case study consisting of three zones of a Bench & Fill mine, for which different scenarios are compared, including an initial design developed using traditional design methods. The results show that the methodology improves the NPV in comparison with initial designs. Interestingly enough, the result also shows there is not necessarily a direct correlation between NPV and costs, that is, the designs with best NPV are not necessarily those with the lowest costs.

Keywords: Ramp design, Scheduling, Underground mining.

Introduction

In the mining industry, there is constant research in methodologies which can improve processes and get the best feasible economic indicators. However, in underground mining, there is little research around access ramp design and tasks scheduling.

[1] and [6] identified the opportunity to develop algorithms for access design in an underground mine to maximize NPV, so a genetic form to solve this kind of problems is proposed. A workspace is created to develop a tool to obtain an optimum access ramp

design to the mine. [6] proposed the discounted junction point algorithm (DJPA) which must find the location of junction which was formulated with using Steiner networks. The proposed model assumes that ramp links are straight lines, so the proposed theory and algorithm can only be applied directly to underground mines in which terminal points are in a near-horizontal plane to satisfy the gradient constraint, i.e., they cannot be used in mines with several production levels.

On the other hand, [5] determined that the lack of available software to assist the production scheduling in underground mines has implied that this task continues being a hand-made procedure, which it includes also an intensive and complex use of spreadsheets. Thus, there is no doubt that this is a highly tedious and time demanding process where a feasible solution can be found, but there is a minimum possibility to obtain the optimum solution, in some sense.

[4] proposed a heuristic with the optimization model capable of obtaining operative ramp designs in a little time, which uses some operational and economical inputs. The input parameters focused on development cost and operational cost of ramps because the objective is to minimize the total cost to obtain a design. This work does not consider temporal factor, so the evolution of mine development and operation are not included, because of this the decision is set by the minimum cost.

In this paper, we propose a methodology from the work made in [4] to assist ramp design in underground mines while economic benefit of the project is maximized, and then we obtain a ramp design with development and production schedule.

Methodology

The proposed methodology in this paper utilizes two tools to work: a heuristic developed to obtain preliminary ramp design while it minimizes costs, and UDESS, a scheduling tool that maximizes NPV of the project.

The heuristic mentioned uses several design parameters to achieve a preliminary operational ramp and some cost values according to the case to minimize the total cost of configuration. This model returns a ramps and crosscuts configuration from inputs like connection points location to access to production levels, start point and endpoint and tonnage to extract.

[2] UDESS is a scheduling tool which needs three inputs: activities, precedences, and constraints. Activities are the tasks that we want to manage in a schedule; the precedences are the relations among activities that set the requirements that need each one to start to develop it; the constraints set limits in using of some resources that are necessary to carry out the activities.

First, we must determine the project in which we are going to work, so a block model is necessary to have a spatial reference of the mine and it allows to define the available zone to design ramp and crosscuts. Then, the inputs of heuristic are set according to each case:

gradient, curvature radius, development cost, operational cost, ventilation cost, production levels (quantity, location, and tonnage to extract from them).

When those inputs are got into, the heuristic is executed to obtain a preliminary ramp and crosscuts configuration to refine. With this design, we set activities, precedences, and constraints. Activities are the segments of ramp, crosscuts and production sectors from where ore is extracted. Precedences set the sequence in which the tunnels must be developed and ore from levels must be extracted, and they define relationships among production levels like the direction of exploitation (for example, from bottom to top). Constraints restrict the resource consumption to carry out the tasks, like available hours of equipment, maximum extraction capacity per period, etc.

Later, we use UDESS to obtain a development plan of ramp and crosscuts, and ore extraction plan from production levels and NPV of the project. With those results, we adjust the development, haulage and ventilation costs value with the time value according to the plan, so the previous costs are changed. We run the heuristic again with the new values and changes in the obtained design are analyzed. If the configuration of ramp and crosscuts vary, we carry on the next steps, otherwise, we have a final design, because the possible changes that it can have will be very mild. This is an iterative process with using heuristic and scheduling tools to obtain the Gantt chart of the project with its NPV.

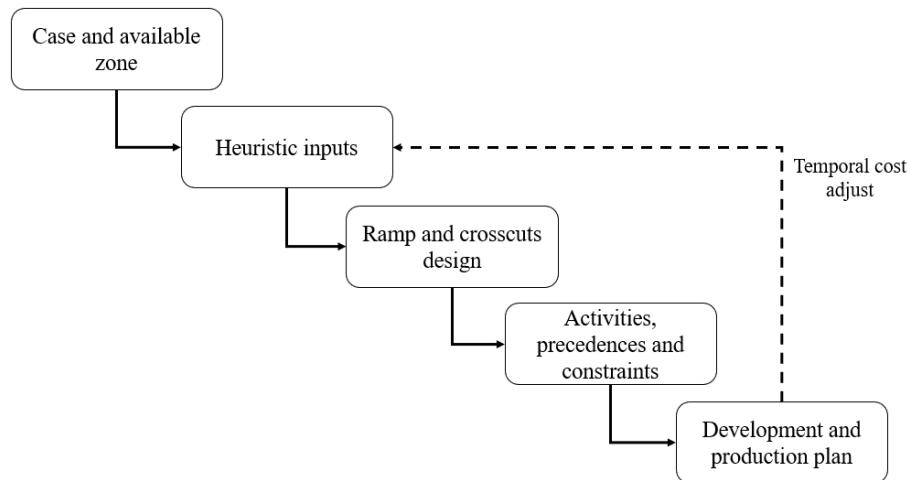


Fig. 1. Proposed methodology steps.

Case Study

We used a gold and silver mine which contemplated Bench & Fill method to extract the ore. The data was provided by an engineering mine company who made a pre-feasibility study, which included from geostatistical study until final economic analysis.

The mine has three exploitation zones: Y East mine, Y West lower mine, and Y West higher mine. The first zone had 26 production levels, but the design had to reach an access to 13 main drift because in these levels the drift system was implemented, which allows to access to two adjacent levels, so the number of developed tunnels can be reduced. The second zone there were 11 drifts to access; therefore, there were 22 production levels. Finally, the third zone did not have the drift system; there were 15 production levels to access directly.

The extraction method considers accessing to the mine by a shaft from surface to the bottom of each mine zone and starts to develop the ramp and crosscuts from there until the higher production level. Thus, as the development is advancing to higher production levels, the journeys are increasingly longer.

From the case study, we took two ramps and crosscuts designs base case to apply the proposed methodology. The first one is a simulation of real design and the second one is a design which seeks to minimize total cost associated without considering the time.

Table 2. Comparison of design parameter results in simulation case.

	Scheduling of design obtained by simulation	Application of methodology in design obtained by simulation	Variation
Length developed [m]	8,178	8,891	+8.7%
Development cost [USD/ton]	1.22	1.29	+5.7%
Haulage cost [USD/ton]	1.01	1.01	-0.2%
NPV [MUSD]	1,008	1,019	+1.1%

Table 3. Comparison of design parameter results in alternative case.

	Scheduling of alternative design	Application of methodology in alternative design	Variation
Length developed [m]	9,978	10,285	+3.1%
Development cost [USD/ton]	1.41	1.49	+5.6%
Haulage cost [USD/ton]	1.24	1.30	+4.4%
NPV [MUSD]	994	1,011	+1.6%

Table 1 and Table 2 show the design parameters obtained when we used methodology with three zones of the case study. Each zone was considered independently from the others.

We can note that in both scenarios the use of methodology allows obtaining a better NPV of the project. In general, length developed, development cost and haulage cost increase, because the methodology makes a trade-off between length and NPV. It is a problematic situation because the increasing total cost sometimes is a difficult scenario when the investors are not willing to risk. But in other scenarios, the investors are willing to risk, and they prefer to pay more expenses in early periods and obtain better NPV of the project. This decision depends on the aim of the company and politics in the state where the project is.

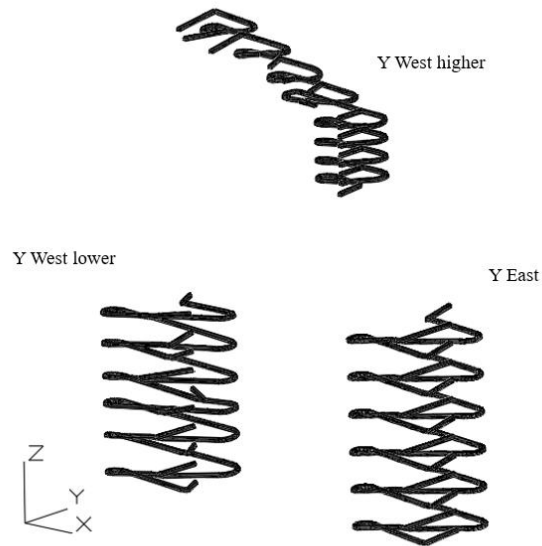
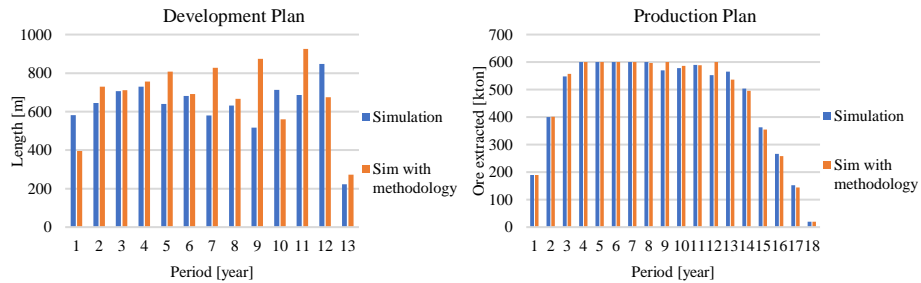
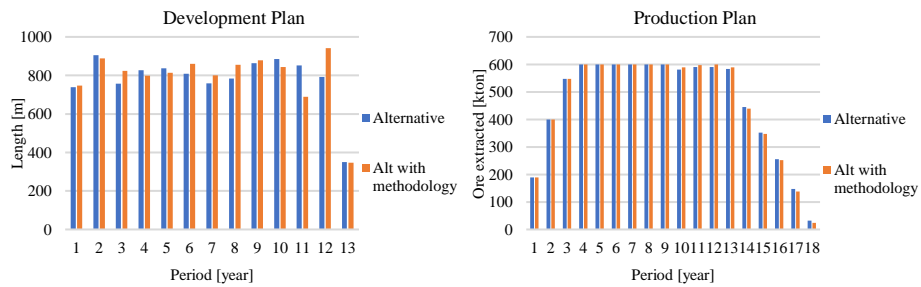


Fig. 2. Ramp and crosscuts configuration.



a. Simulation case.



b. Alternative case.

Fig. 3. Development and Production Plans.

An interesting observation is the second case because in the static methodology it was a good solution to minimize OPEX and CAPEX, but when we consider temporality in this analysis, the sequencing shows a different behavior because of the trade-off to obtain a better benefit.

In Figure 2 we can note that when the design is developing upper levels, distance is increasing, and crosscuts are longer. This explains the different development plan in both cases.

Figure 3 shows the evolution in the development of ramp and crosscuts period by period. When we applied the methodology, the ramp and crosscuts configuration was different, so it allowed the change production plan because it was possible to extract more ore in previous periods. This tendency is noticed in both case and it can explain the better NPV of them.

Conclusions

The designs obtained with the proposed methodology in both cases are operative because they accomplish all operational constraints to allow equipment work and generate a possible plan to perform.

This methodology is capable to assist in designing and scheduling of the access development for the mine and shows its impact on production performance to maximize NPV. On the other hand, this tool allows to obtain results in reasonable time execution, so it is possible a comparison of alternative scenarios and makes an analysis of the advantages and disadvantages of each one.

The incorporation of the time value in this analysis to obtain a schedule of development and operation allows achieving a solution that gives a time reference to be carried out, which allows us to have more information to make decisions.

In both cases, results show that the methodology prefers to obtain better NPV despite increasing meters developed. It is an interesting analysis because while the benefit is higher, sometimes companies are not willing to pay more costs. It would be a good analysis to make in future, changing the objective function to minimize cost while a minimum NPV is required as a constraint to improve the base case.

Acknowledgments. The authors would like to thank CONICYT Basal Grant AFB180004 - Advanced Mining Technology Center.

References

1. Brazil, M., Grossman, P., Rubinstein, J. H., & Thomas, D. Improving Underground Mine Access Layouts Using Software Tools. *Interfaces*, 44(2), 195-203. (2013)
2. Espejo, N., & Nancel-Penard, P. Modelos matemáticos UDESS. *Technical Inform* (2017).
3. Leyman, P., & Vanhoucke, M. Capital-and resource-constrained project scheduling with net present value optimization. *European Journal of Operational Research*, 256(3), 757-776. (2017).
4. Montané, S., Nancel-Penard, P., & Morales, N. Methodology to Optimize and Sequence the Semiautomated Ramp Design in Underground Mining. In *Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection-MPES 2018* (pp. 143-151). Springer, Cham (2019)
5. Nehring, M., & Topal, E. Production schedule optimization in underground hard rock mining using mixed integer programming. *Proceedings-Project Evaluation*, pp. 169-175. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne (2007).
6. Sirinanda, K. G., Brazil, M., Grossman, P. A., Rubinstein, J. H., & Thomas, D. A. Strategic underground mine access design to maximize the Net Present Value. In *Advances in Applied Strategic Mine Planning* (pp. 607-624). Springer, Cham (2018)