



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

METODOLOGÍA PARA DISEÑO ÓPTIMO SEMIAUTOMÁTICO DE
RAMPAS EN MINERÍA SUBTERRÁNEA

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

SERGIO LUIS ANDRÉS MONTANÉ LOBOS

PROFESOR GUÍA:

NELSON MORALES VARELA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

JORGE AMAYA ARRIAGADA

MARCELO VARGAS VERGARA

SANTIAGO DE CHILE

2017

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL
TÍTULO DE: Ingeniero Civil de Minas
POR: Sergio Luis Andrés Montané Lobos
FECHA: 31 de marzo de 2017
PROFESOR GUÍA: Nelson Morales Varela

METODOLOGÍA PARA DISEÑO ÓPTIMO SEMIAUTOMÁTICO DE RAMPAS EN MINERÍA SUBTERRÁNEA

El presente trabajo se enfoca en desarrollar una metodología de asistencia en el diseño de rampas para minería subterránea, debido a que hoy en día existen pocas metodologías optimizantes que permitan guiar este proceso, quedando a criterio de cada ingeniero. Esta metodología busca utilizar un modelo de optimización para apoyar el diseño de rampas y cruzados. El objetivo del modelo es minimizar los costos tanto de construcción como de operación involucrados en dicho proceso.

Se desarrolla un modelo de optimización que asiste el diseño de rampa y cruzados considerando parámetros iniciales propios de un proyecto minero, como lo son los niveles de producción, costo de construcción, costo de transporte, espacio disponible, entre otros.

Se trabaja a partir de un modelo de optimización originalmente desarrollado para el diseño de rampas en minería cielo abierto. En base a esto, se deben fijar los parámetros que deben servir de input en el modelo de minería subterránea y agregar las nuevas restricciones para que el modelo construya los diseños.

Una vez que se tiene el modelo para rampas en minería subterránea, se procede a validarlo, donde los resultados mostraron que el modelo se comporta de acuerdo a lo esperado, entregando soluciones factibles de realizar operativamente y minimizando los costos totales.

Al aplicar el modelo de optimización a un caso de estudio, correspondiente a una mina de explotada mediante Bench & Fill, éste es capaz de replicar soluciones previas y, además, entrega opciones de mejoras, las que están sujetas a las condiciones del yacimiento.

Finalmente, se concluye que el modelo es una herramienta que permite la asistencia en el diseño de rampas en minería subterránea, logrando una conexión desde un punto inicial a los distintos niveles de producción de la mina, minimizando los costos de desarrollo de galería y los de acarreo de mineral. Además, el modelo permite ser una herramienta de aproximación al diseño de la rampa y cruzados, quedando como tarea de la persona a cargo el refinamiento de dicho diseño propuesto.

METHODOLOGY TO SEMIAUTOMATIC OPTIMUM RAMP DESIGN IN UNDERGROUND MINING

The present job focuses on developing a support methodology in the in the ramp design for underground mining, because today there are few optimizing methodologies that allow to guide this process, being at the discretion of each engineer. This methodology seeks to use an optimization model to support the ramp and crosscuts design. The objective of the model is to minimize the costs of both construction and operation involved in this process.

There is a development of an optimization model that supports the design of ramp and crosscut considering initial parameters of a mining project, such as production levels, construction cost, transportation cost, available space, among others.

The job begins from an optimization model originally developed for the ramp design in open pit mining. Based on this, the parameters that should serve as input to the underground mining model must be set and add new constraints for the model to construct the designs.

Once the model for underground mining ramps is ready, it is validated, where the results showed that the model behaves as expected, delivering feasible solutions to be performed operationally and minimizing total costs.

When applying the optimization model to a case study, a mine exploited by Bench & Fill method, it can replicate previous solutions and, in addition, provides improvement options, which are subject to the conditions of the deposit.

Finally, it is concluded that the model is a tool that allow to support ramp design in underground mining, achieving a connection from an initial point to the different production levels of the mine, minimizing the development cost of gallery and ore haulage cost. In addition, the model allows to be a tool of approximation to the ramp and crosscuts design, so refinement of this proposed design is a task of the professional in charge.

AGRADECIMIENTOS

A mis padres, Marlene y Sergio, por su apoyo incondicional que me han dado durante todos mis años de estudio, por darme la oportunidad de estudiar y apoyarme en este camino que recién comienza. Gracias por estar conmigo en las decisiones tomadas, por los consejos que siempre me subían el ánimo cuando estaba deprimido, por la compañía a pesar de la distancia. Este logro, sin duda, también es suyo, pues sin su esfuerzo y cariño esto se habría dificultado mucho.

A mi hermano, Lucas, por darme ánimo cuando me veía cansado y por distraerme cuando lo necesitaba. Gracias por apoyarme siempre y acompañarme cuando lo pedía.

A mi familia, que siempre se preocupan por mí. Mis abuelos, tíos y primos, por el apoyo y la consideración hacia mí a pesar de la distancia. Quiero agradecer sobre todo a mi tío Caco y mi tía Carmen que me ofrecieron su hogar haciéndome parte de él recibíendome cuando realicé mis prácticas profesionales en Rancagua, por darme ánimo y entregar buenas vibras y consejos.

A mi profesor guía, Nelson Morales, por darme la oportunidad de realizar mi memoria en el Laboratorio de Planificación Minera Delphos, por orientarme en mi trabajo y darme consejos para mejorar.

A mis amigos y compañeros de universidad, que fue con quienes pude compartir durante este período, haciendo que fuera ameno y con un ambiente grato para el estudio. Por las experiencias vividas y por los pasatiempos compartidos. Gracias a Marcos, Manuel, Fernando, Eduardo, Pedro, Raúl, Leandro, Bruno, Héctor, Francisca, Rocío; y a mis amigos fuera de la universidad Pablo, Diego y Boris.

A mis compañeros de trabajo en el Delphos, por el grato ambiente y los consejos. Gracias por recibirme y por las actividades compartidas. Quiero agradecer en especial a Pierre, que fue con quien más trabajé y más me ayudó.

Finalmente, gracias a la Universidad de Chile, por las experiencias vividas en mis años de estudio, por permitirme conocer muy buenas personas y por las oportunidades de crecimiento personal y profesional.

TABLA DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN	1
1.1.	Descripción del problema.....	1
1.2.	Objetivos	2
1.2.1.	Objetivo general.....	2
1.2.2.	Objetivos específicos	2
1.3.	Alcances	3
1.4.	Metodología	3
1.5.	Organización de la memoria	3
2.	ANTECEDENTES	5
2.1.	Métodos de extracción subterránea.....	5
2.1.1.	Cut & Fill	5
2.1.2.	Bench & Fill.....	7
2.2.	Sistemas de acceso a minas subterráneas	8
2.3.	Mecanismos de transporte en minas subterránea	9
2.4.	Construcción de túneles en minería subterránea	10
2.5.	Ventilación en minería subterránea.....	11
2.6.	Optimización de rutas.....	11
2.7.	Estudios de optimización de rutas aplicados en industrias	13
2.8.	Estudios de optimización de rutas aplicados en industria minera.....	15
3.	METODOLOGÍA	20
3.1.	Revisión bibliográfica	20
3.2.	Adaptación del modelo.....	20
3.3.	Validación	20
3.4.	Aplicación a un caso de estudio	21
3.5.	Análisis y conclusiones	21
4.	MODELO RAMPA MINA SUBTERRÁNEA	22
4.1.	Análisis del modelo para minería cielo abierto.....	22
4.2.	Bases del modelo para minería subterránea	24
4.3.	Bases del modelo matemático	25
4.4.	Funcionamiento del modelo para minería subterránea	27
4.5.	Robustez del modelo	29
5.	VALIDACIÓN DEL MODELO.....	31
5.1.	Valores de inputs iniciales.....	31

5.2.	Validación del cálculo de costos	32
5.3.	Validación del comportamiento de los inputs del modelo	33
5.3.1.	Frontera	34
5.3.2.	Pendiente.....	36
5.3.3.	Sentido	39
5.3.4.	Punto de inicio	40
5.3.5.	Costo de desarrollo	43
5.3.6.	Costo de acarreo.....	47
5.3.7.	Tonelaje asociado a los niveles de producción	50
5.3.8.	Cantidad de niveles de producción	52
5.4.	Validación de soluciones al cambiar cuerpo guía en el modelo	55
5.5.	Análisis.....	56
6.	CASO DE ESTUDIO	58
6.1.	Antecedentes generales	58
6.2.	Alcances	60
6.3.	Resultados	60
6.3.1.	Zona Y este	60
6.3.2.	Zona Y oeste inferior	62
6.3.3.	Zona Y oeste superior	63
6.4.	Alternativas al caso de estudio	66
6.4.1.	Aplicación en zona Y este.....	66
6.4.2.	Aplicación en zona Y oeste inferior.....	68
6.4.3.	Aplicación en zona Y oeste superior	70
6.4.4.	Variante de pendiente en zonas de estudio	73
6.5.	Análisis.....	79
7.	CONCLUSIONES	80
8.	RECOMENDACIONES.....	82
9.	BIBLIOGRAFÍA	83
10.	ANEXO.....	85
10.1.	Modelo Matemático.....	85
10.2.	Validación del modelo.....	88
10.2.1.	Validación del comportamiento de inputs del modelo.....	88

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 2.1. Función objetivo del problema general de camino más corto.	12
Ecuación 2.2. Restricciones del problema general de camino más corto.	12
Ecuación 2.3. Función objetivo al problema de minimizar la ruta y el costo de extracción.	15
Ecuación 2.4. Restricciones al problema de minimizar la ruta y el costo de extracción.	15
Ecuación 2.5. Costo por metro de rampa.....	17
Ecuación 2.6. Costo por metro de pique.	17

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Esquema del problema de diseño de accesos mina. Brazil 2014.	2
Figura 2.1. Cut & Fill, Hustrulid 2001.	6
Figura 2.2. Esquema Bench & Fill, Darling 2011.	8
Figura 2.3. Ciclo de excavación subterránea (Vargas et al. 2014).	10
Figura 2.4. Ejemplo de problema de camino más corto. Sobre los arcos se indica la distancia. Amaya 2012.	12
Figura 2.5. Gráfico de flujo de Dijkstra (1959) del algoritmo de ruta más corta aplicado de un problema de acceso único.	14
Figura 2.6. Red simple de los tramos. Brazil 2002.	17
Figura 2.7. Diseños propuestos por DOT1 y DOT2. Brazil 2007.	18
Figura 3.1. Metodología de trabajo.	20
Figura 4.1. Vista isométrica del pit final de la valorización económica de la mina.	22
Figura 4.2. Vista isométrica del diseño de rampa obtenido al maximizar el beneficio económico en el modelo de rampas.	23
Figura 4.3. Vista del modelo conjunto de rampa y pit final.	23
Figura 4.4. Diagrama entrada y salida modelo de optimización.	26
Figura 4.5. Funcionamiento del modelo de optimización.	30
Figura 5.1. Vista isométrica del caso de validación de cálculos del modelo.	32
Figura 5.2. Vista isométrica del resultado de rampa en caso base de validación.	34
Figura 5.3. Vista isométrica de resultados de variación de frontera, 1 y 3 capas.	35
Figura 5.4. Vista isométrica de resultado de variación de frontera, 5 capas.	35
Figura 5.5. Vista isométrica de resultados de variación de pendiente, 7.5% y 10%.	37
Figura 5.6. Vista isométrica de resultado de variación de pendiente, 15%.	37
Figura 5.7. Vista isométrica de resultados de variación de sentido.	39
Figura 5.8. Vista superior de ubicación de puntos iniciales.	41
Figura 5.9. Vista isométrica de resultados de variación de punto de inicio, casos 1 y 2.	41
Figura 5.10. Vista isométrica de resultados de variación de punto de inicio, casos 3 y 4.	42
Figura 5.11. Vista isométrica de resultados de variación de costo de construcción rampa, casos 1 y 2.	43
Figura 5.12. Vista isométrica de resultados de variación de costo de construcción rampa, casos 3 y 4.	44
Figura 5.13. Vista isométrica de resultados de variación de costo de construcción cruzados, casos 1 y 2.	45
Figura 5.14. Vista isométrica de resultados de variación de costo de construcción cruzados, casos 3 y 4.	46

Figura 5.15. Vista isométrica de resultados de variación de costo de acarreo 0% a 5% de pendiente, casos 1 y 2.....	47
Figura 5.16. Vista isométrica de resultados de variación de costo de acarreo 0% a 5% de pendiente, casos 3 y 2.....	48
Figura 5.17. Vista isométrica de resultados de variación de costo de acarreo 5% a 10% de pendiente, casos 1 y 2.	49
Figura 5.18. Vista isométrica de resultados de variación de costo de acarreo 5% a 10% de pendiente, casos 3 y 4.	49
Figura 5.19. Vista isométrica de resultados de variación de tonelaje en niveles de producción, casos 1 y 2.....	51
Figura 5.20. Vista isométrica de resultado de variación de tonelaje en niveles de producción, caso 3.....	51
Figura 5.21. Vista isométrica de resultado de variación cantidad de niveles de producción, caso 7 y 5 niveles.	53
Figura 5.22. Vista isométrica de resultado de variación cantidad de niveles de producción, caso 3 niveles.	54
Figura 5.23. Vista isométrica de resultados de variación forma guía de rampa, caso 1 y 2.	56
Figura 5.24. Vista isométrica de resultados de variación forma guía de rampa, caso 3 y 4.	56
Figura 6.1. Vista en planta del depósito epitelial.....	58
Figura 6.2. Vista isométrica de niveles 1,187 y 1,199, Mina Y este.	59
Figura 6.3. Layout mina informe de prefactibilidad.	60
Figura 6.4. Vista lateral de resultado réplica zona Y este.....	61
Figura 6.5. Vista lateral de resultado réplica zona Y oeste inferior.....	63
Figura 6.6. Vista lateral de resultado réplica zona Y oeste superior.....	64
Figura 6.7. Visualización de diseños reales y reproducción con modelo en las tres zonas.	65
Figura 6.8. Vista lateral de resultados de rampas zona Y este.....	66
Figura 6.9. Vista lateral réplica de rampa caso de estudio zona Y este.	67
Figura 6.10. Comparación caso inicial y caso 2, zona Y este.....	68
Figura 6.11. Vista lateral de visualización resultados de rampas zona Y oeste inferior.....	69
Figura 6.12. Vista lateral réplica de rampa caso de estudio zona Y oeste inferior.	69
Figura 6.13. Comparación caso inicial y caso 2, zona Y oeste inferior.....	70
Figura 6.14. Vista lateral de visualización resultado de rampa y réplica de caso de estudio zona Y oeste superior.	71
Figura 6.15. Comparación caso inicial y caso 1, zona Y oeste superior.....	72
Figura 6.16. Comparación de las tres zonas caso inicial y caso propuesto.	73
Figura 6.17. Vista lateral de resultados rampa zona Y este con pendiente 10%.	74
Figura 6.18. Comparación de los resultados de zona Y este con pendiente 10%.....	75
Figura 6.19. Vista lateral de resultados rampa zona Y oeste inferior con pendiente 10%.	76
Figura 6.20. Comparación de los resultados de zona Y oeste inferior con pendiente 10%.....	77
Figura 6.21. Vista lateral de resultados rampa zona Y oeste superior con pendiente 10%.	78
Figura 6.22. Comparación de los resultados de zona Y oeste superior con pendiente 10%.....	78

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 5.1. Comparación de metros construidos caso frontera.....	36
Gráfico 5.2. Validación resultados de costos, caso frontera.....	36
Gráfico 5.3. Validación resultados metros construidos, caso pendiente.....	38
Gráfico 5.4. Validación resultados de costos, caso pendiente.....	38
Gráfico 5.5. Validación resultados metros construidos, caso sentido.....	40
Gráfico 5.6. Validación resultados de costos, caso sentido.....	40
Gráfico 5.7. Validación resultados metros construidos, caso punto de inicio.....	42
Gráfico 5.8. Validación resultados metros construidos, caso costo de construcción rampa.....	44
Gráfico 5.9. Validación resultados metros construidos, caso costo de construcción cruzados. ...	46
Gráfico 5.10. Validación resultados metros construidos, caso costo acarreo pendiente 5% a 10%.	50
Gráfico 5.11. Validación resultados metros construidos, caso aumento tonelaje en niveles de producción.....	52
Gráfico 5.12. Validación resultados de costos, caso aumento tonelaje en niveles de producción.	52
Gráfico 5.13. Validación resultados metros construidos, caso aumento niveles de producción. .	54

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 4.1. Comparación entre modelo mina cielo abierto y los cambios para llevarlo a mina subterránea.....	24
Tabla 4.2. Inputs a ingresar en la ejecución del modelo.....	28
Tabla 5.1. Parámetros de entrada para validación y caso de estudio.....	32
Tabla 5.2. Comparación de valores en validación de cálculos del modelo.....	32
Tabla 5.3. Parámetros resolución.....	33
Tabla 5.4. Parámetros caso base validación inputs.....	33
Tabla 5.5. Resultados validación frontera.....	35
Tabla 5.6. Resultados validación pendiente.....	38
Tabla 5.7. Resultados validación sentido.....	39
Tabla 5.8. Resultados validación punto de inicio.....	42
Tabla 5.9. Valores de input costo de construcción rampa.....	43
Tabla 5.10. Resultados validación costo de construcción rampa.....	44
Tabla 5.11. Valores de input costo de construcción cruzado.....	45
Tabla 5.12. Resultados validación costo de construcción cruzados.....	46
Tabla 5.13. Valores de input costo de acarreo 0% a 5% de pendiente.....	47
Tabla 5.14. Resultados validación costo de acarreo 0% a 5% de pendiente.....	48
Tabla 5.15. Valores de input costo de acarreo 5% a 10% de pendiente.....	48
Tabla 5.16. Resultados validación costo de acarreo 5% a 10% de pendiente.....	49
Tabla 5.17. Resultados validación aumento tonelaje por nivel de producción.....	51
Tabla 5.18. Tonelaje de niveles al variar cantidad de niveles de producción.....	53
Tabla 5.19. Resultados validación aumento niveles de producción.....	54
Tabla 5.20. Observaciones en la validación de inputs del modelo.....	55
Tabla 5.21. Resultados validación cambio de forma guía de rampa.....	56
Tabla 6.1. Tonelaje de los pivotes zona Y este.....	61
Tabla 6.2. Resultados réplica zona Y este.....	62

Tabla 6.3. Tonelaje de los pivotes zona Y oeste inferior.....	62
Tabla 6.4. Resultados réplica zona Y oeste inferior.	63
Tabla 6.5. Tonelaje de los niveles zona Y oeste superior.....	64
Tabla 6.6. Resultados réplica zona Y oeste superior.	65
Tabla 6.7. Resultados de rampas zona Y este.....	67
Tabla 6.8. Resultados de rampas zona Y oeste inferior.....	70
Tabla 6.9. Resultado de rampa zona Y oeste superior.....	71
Tabla 6.10. Resultados rampa zona Y este con pendiente 10%.....	74
Tabla 6.11. Resultados rampa zona Y oeste inferior con pendiente 10%.....	76
Tabla 6.12. Resultados rampa zona Y oeste superior con pendiente 10%.	78
Tabla 10.1. Resultados variación de frontera.....	88
Tabla 10.2. Resultados variación pendiente.	88
Tabla 10.3. Resultados variación sentido.	89
Tabla 10.4. Resultados variación punto de inicio.....	89
Tabla 10.5. Resultados variación costo desarrollo rampa.....	90
Tabla 10.6. Resultados variación costo desarrollo rampa.....	90
Tabla 10.7. Resultados variación costo acarreo 0% a 5% de pendiente.....	91
Tabla 10.8. Resultados variación costo acarreo 5% a 10% de pendiente.....	91
Tabla 10.9. Resultados variación tonelaje por nivel de producción.....	92
Tabla 10.10. Resultados variación de cantidad de niveles de producción.....	92

1. INTRODUCCIÓN

El propósito de la operación minera es extraer y transportar el mineral desde su lugar original bajo tierra hacia su procesamiento en planta, con el fin de que pueda entrar al mercado (Brazil et al, 2014).

La minería consta de cinco etapas: prospección, exploración, desarrollo, explotación y recuperación (Newman et al, 2010). En particular, el desarrollo contempla la planificación de la mina, en donde los estudios de ésta se deben trasladar a un diseño, determinando el método de explotación, estimar el capital para la capacidad e infraestructura y llevar a cabo un detallado diseño ingenieril.

La planificación minera surge como disciplina que permite orientar de manera estratégica la minería para transformar un recurso mineral en un negocio minero. El resultado de este proceso es un plan de producción y diseño minero que delinean la mejor estrategia para capturar valor para los dueños o inversionistas.

De este modo, el presente trabajo pretende abarcar uno de los puntos referentes al diseño de la mina buscando lograr el cumplimiento del plan de producción, de manera que la extracción de mineral sea efectuada en los plazos previstos y minimizando los costos de construcción y operación.

1.1. Descripción del problema

En la industria se ha tenido éxito en la aplicación de técnicas de optimización para la planificación de minas de rajo abierto, sin embargo, la planificación óptima de minas subterráneas ha sido desarrollada en menor medida debido al desafío que es diseñar bajo tierra.

El problema de diseño del acceso óptimo consiste en desarrollar el layout de redes de túneles que minimicen tanto el costo de construcción como el asociado a la vida de la mina, particularmente, el costo de acarreo de mineral.

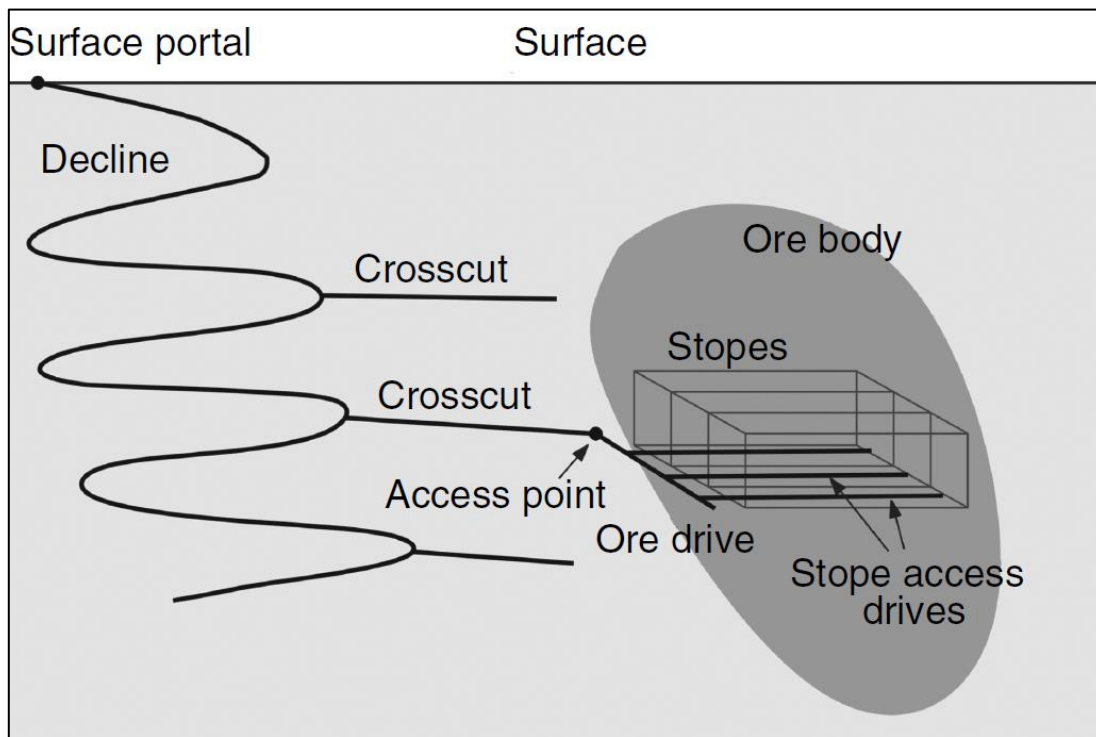


Figura 1.1. Esquema del problema de diseño de accesos mina. Brazil 2014.

Dentro de este problema de diseño se deben definir los accesos y las vías de producción de la mina. Dado esto, es que en este trabajo se busca proponer una guía para el diseño de las rampas, que son la vía de acceso desde la superficie a los sectores productivos de la mina.

1.2. Objetivos

1.2.1. 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 minimizando los costos de construcción y tiempos de construcción. La metodología contempla un modelo al cual se le ingresan los inputs del diseño de la rampa, de donde se obtiene una guía que sugiere la configuración que minimiza los costos, quedando para el ingeniero el diseño detallado final.

1.2.2. Objetivos específicos

- Adaptar el modelo existente para optimizar la construcción de rampas en minería a cielo abierto a minería subterránea, definiendo los parámetros relevantes que se necesitan como input.
- Validar el modelo propuesto mediante la construcción de instancias de resolución.
- Evaluar el comportamiento de los parámetros del modelo en la validación.
- Replicar un diseño de caso de estudio mediante el modelo de optimización.

1.3. Alcances

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

- Se trabaja a partir de un modelo ya existente que optimiza el diseño de rampas para minería a cielo abierto.
- El modelo es atemporal, es decir, no considera un plan de producción ni fechas dentro de las cuales se deba desarrollar algún punto en particular. Esto se aplica tanto en el cálculo de costos como en su análisis.
- La secuencia de construcción de la rampa sigue el orden de los sectores de producción.
- Se contempla el uso de Perforación y Tronadura como método de construcción de las rampas.
- Para la validación del modelo adaptado a minería subterránea, se utilizarán instancias sintéticas, de manera de asegurarse que los resultados obtenidos sean iguales a los esperados.
- El caso de estudio que se va a utilizar corresponde a una mina explotada mediante Bench & Fill.

1.4. Metodología

Las tareas que se tienen contempladas en el desarrollo del trabajo de título son las siguientes:

1. Revisión bibliográfica:
Se revisan documentos, informes, papers y trabajos previos relacionados al tema que se abarca, de manera de obtener el estado del arte actual con respecto a las soluciones que se tienen hoy en la industria.
2. Adaptación del modelo de mina cielo abierto a mina subterránea:
Se va a configurar el script desarrollado que se tiene para minería a cielo abierto al caso de minería subterránea, de manera de poder aplicarlo al caso de estudio y entregue resultados válidos.
3. Validación del modelo:
Se pretende comprobar que el script modificado sea efectivamente funcional para una mina subterránea. Esto se realiza mediante aplicación del script a modelos pequeños de bloques, de los cuales ya se conocen los resultados que se deberían obtener.
4. Aplicación a un caso de Estudio:
Se busca llevar a cabo el uso del modelo al caso de estudio real, para generar las rampas que optimicen el diseño de éste.

1.5. Organización de la memoria

El presente escrito está organizado en diez capítulos.

En el Capítulo 1 se presenta una introducción al tema de memoria desarrollado, que incluye una descripción de la problemática y motivación, los objetivos y alcances del trabajo, la metodología de desarrollo del trabajo y la organización de éste.

En el Capítulo 2 se desarrolla un estudio bibliográfico que presenta el problema de optimización de rutas, en particular el desarrollo de diseños de rampas de accesos para minería subterránea. Este

problema se investiga desde otras industrias hasta llegar a su aplicación en la industria minera, con el estado del arte actual.

En el capítulo 3 se detalla la metodología utilizada para la realización del presente trabajo, dando a conocer qué es lo que se hace en cada etapa.

En el Capítulo 4 se da a conocer el modelo matemático de optimización desarrollado para enfrentar el problema de diseño de rampas en minería subterránea. Además, se detallan los supuestos, parámetros y funcionamiento del modelo.

En el Capítulo 5 se presenta una validación del modelo propuesto, desarrollando problemas donde se pueda aplicar el modelo para resolverlos. Se utilizan instancias sintéticas y se varían los parámetros de entrada, con el fin de evaluar el comportamiento de los inputs en el modelo.

En el Capítulo 6 se expone el caso de estudio en el cual se propone aplicar el modelo, de manera de comparar los resultados que se obtienen con los desarrollados previamente por un estudio de ingeniería.

En el Capítulo 7 se plantean las conclusiones obtenidas a partir de los resultados del trabajo realizado.

En el Capítulo 8 se entregan recomendaciones para trabajos futuros, a partir de lo desarrollado y obtenido en el presente trabajo.

En el Capítulo 9 se detallan las referencias utilizadas, documentos de los cuales se extrajo información para el presente trabajo y para recolectar datos de investigaciones previas.

Finalmente, en el Capítulo 10 se añade información que aclara los contenidos abordados en el trabajo como tablas, gráficos, ecuaciones, etcétera.

2. ANTECEDENTES

El presente capítulo tiene por objetivo establecer las bases y los antecedentes que sean necesarios para poder cumplir con los objetivos planteados en el capítulo de introducción, 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
- Estudios de optimización de rutas aplicados en industrias. Se investigan los algoritmos y los métodos con los que se solucionan problemas de asignación de rutas y camino más corto en industrias diferentes a la minería.
- Estudios de optimización de rutas aplicados en la industria minera. Se busca cómo se soluciona este tipo de problemas en la industria minera, averiguando algoritmos y métodos de resolución.

2.1. Métodos de extracción subterránea

De acuerdo a 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

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.

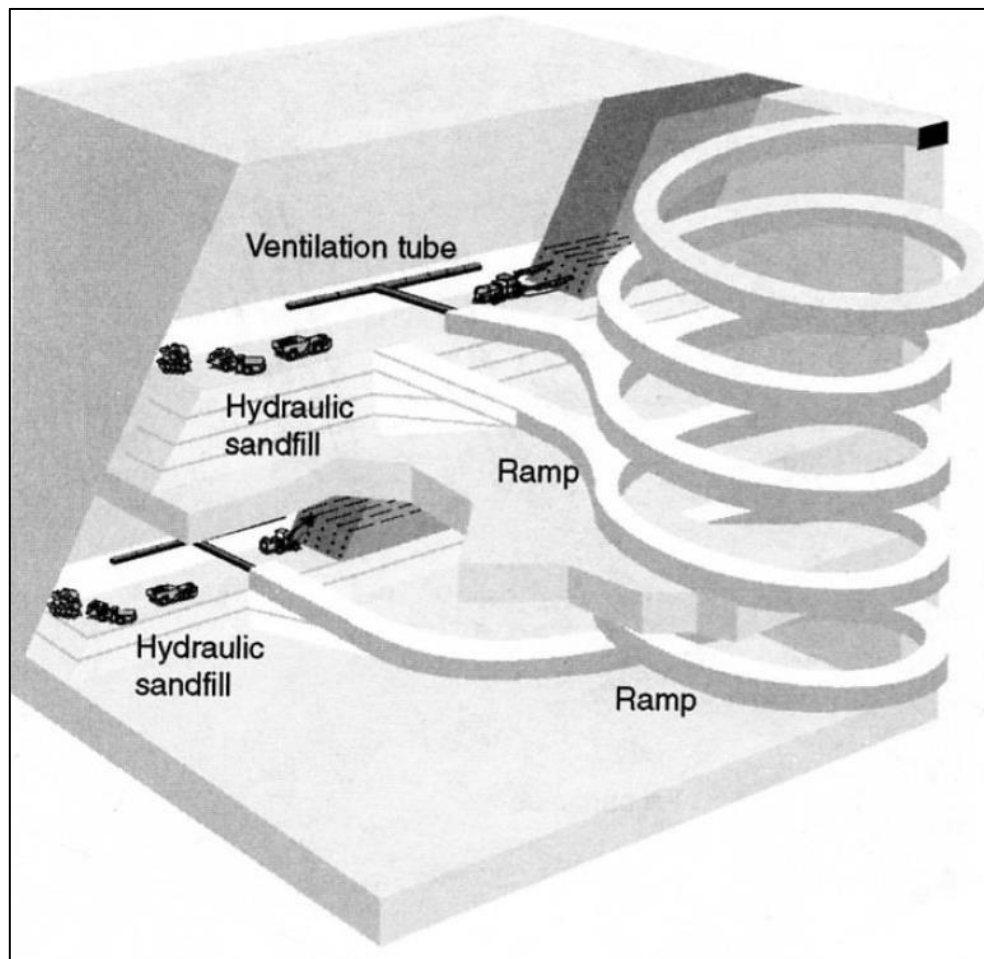


Figura 2.1. Cut & Fill, Hustrulid 2001.

2.1.2. Bench & Fill

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

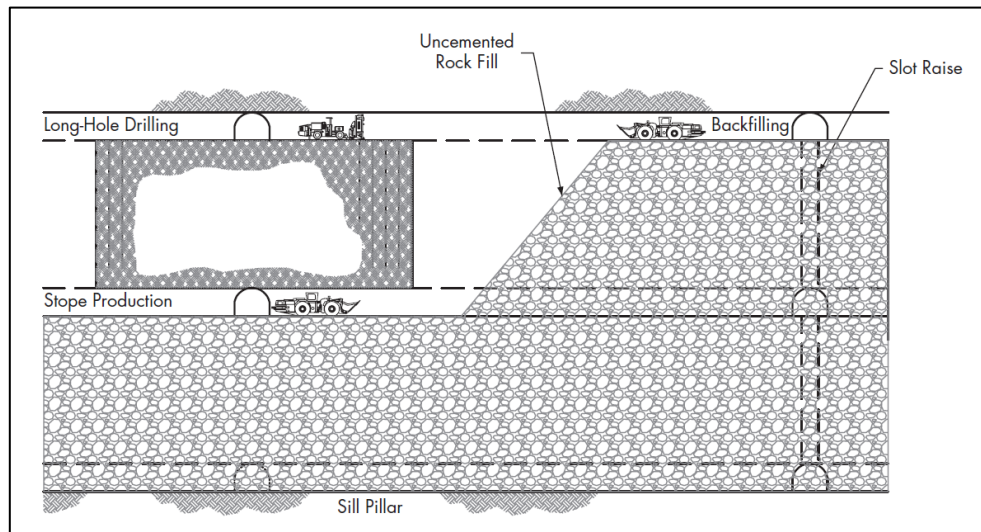


Figura 2.2. Esquema Bench & Fill, Darling 2011.

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 a 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. 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.

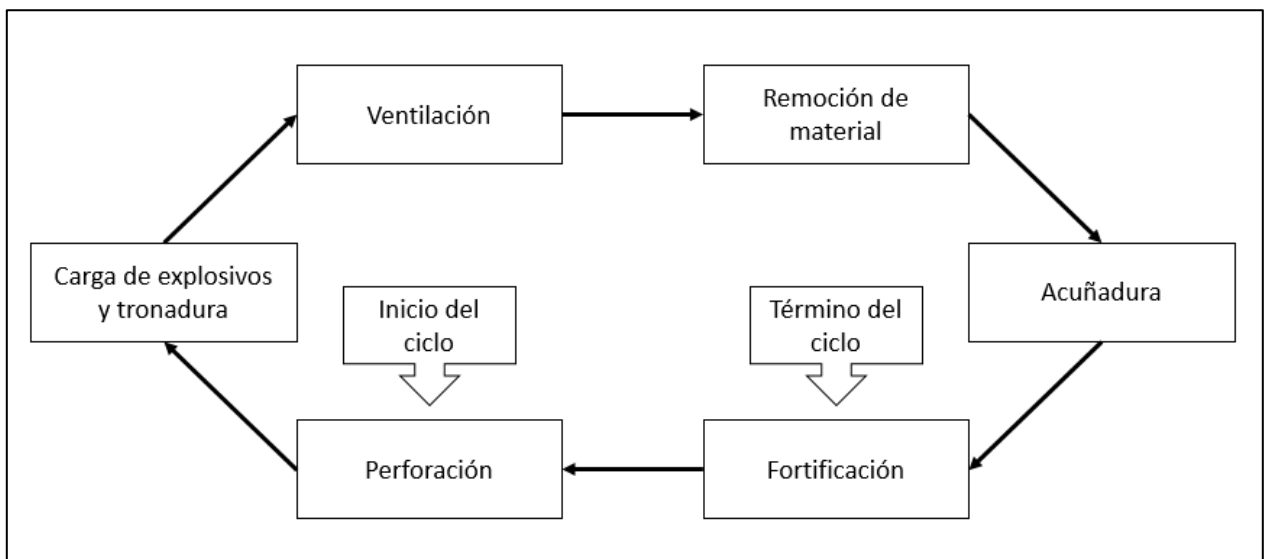


Figura 2.3. Ciclo de excavación subterránea (Vargas et al. 2014).

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:

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

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. El nodo origen es oferente y el nodo destino es demandante, siendo los restantes nodos de oferta (demanda) nula (Amaya, 2012).

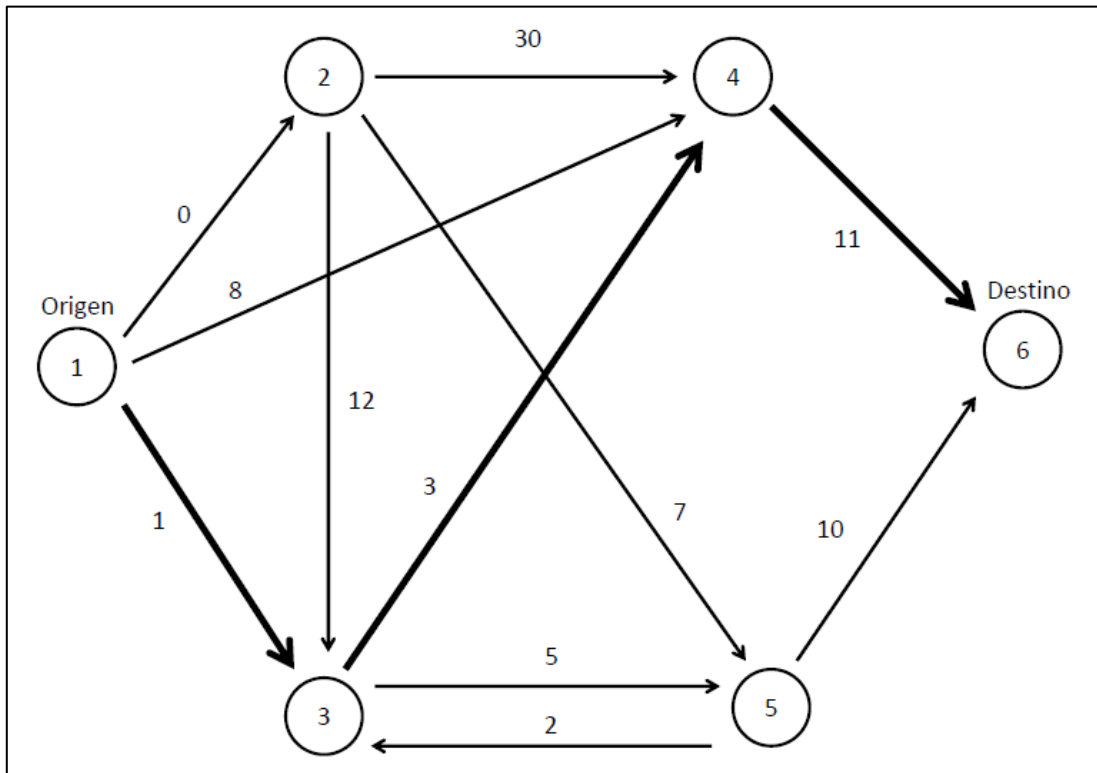


Figura 2.4. Ejemplo de problema de camino más corto. Sobre los arcos se indica la distancia. Amaya 2012.

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. Estudios de optimización de rutas aplicados en industrias

Estudios de Smith (2005), se enfocan en un análisis de restricciones de gradiente y curvatura para formas y largos de caminos, de manera de encontrar rutas óptimas.

El estudio contempla tres pasos para la selección de la ruta óptima:

- i. Alineamiento inicial de la ruta sujeta a un rango preestablecido de restricciones de gradiente.
- ii. Suavizamiento horizontal de la ruta para encontrar objetivos de curvatura y suavidad de ruta horizontal.
- iii. Suavizamiento vertical de la ruta para lograr objetivos similares, con un mínimo de relleno corte/relleno en el plano vertical.

Rutas con menores distancias que tienen restricciones en el gradiente entregan un buen primer acercamiento a la configuración de ruta óptima, donde los costos de construcción, mantención y uso están muy ligados al largo de ruta. Sin embargo, otros costos requieren de un rango de alternativas de rutas “óptimas”.

Para generar curvas suaves, una solución efectiva es aplicar un suavizamiento de tiras en el cual se encuentran las restricciones de curvatura y pasan muy cerca de los puntos de origen y final, pero no pasan exactamente por el punto medio de la solución inicial.

Dependiendo de la factibilidad de construcción de la ruta original basada en criterios de gradiente y curvatura y en los resultados de análisis de construcción y otros costos, puede que sea necesario considerar otra alternativa, que presente menores costos generalizados. De esta forma, la optimización del largo de ruta sujeta a restricciones de gradiente y curvatura no entregan por sí misma una solución completa al problema.

De acuerdo a estudios en la industria forestal, se han planteado modelos de optimización que buscan encontrar la ruta más eficiente, en este caso, para la cosecha de los árboles.

El estudio de Anderson et al (2004) sugiere un procedimiento que un profesional debiese usar cuando esté diseñando rutas. Esto quiere decir que el foco del estudio es la creación de redes de rutas y no lograr el agendamiento óptimo para la cosecha y los accesos.

De acuerdo al algoritmo Dijkstra utilizado (ruta más corta), un nodo puede estar en tres posibles estados. El primer estado representa a los nodos que no tienen distancia de ruta calculada. El segundo estado (en cola) representa a los nodos que han tenido una distancia de ruta calculada y han sido puestos en la cola para competir por su distancia. Y el tercer estado representa a los nodos que están “en la red” sin otro nodo al cual conectarse.

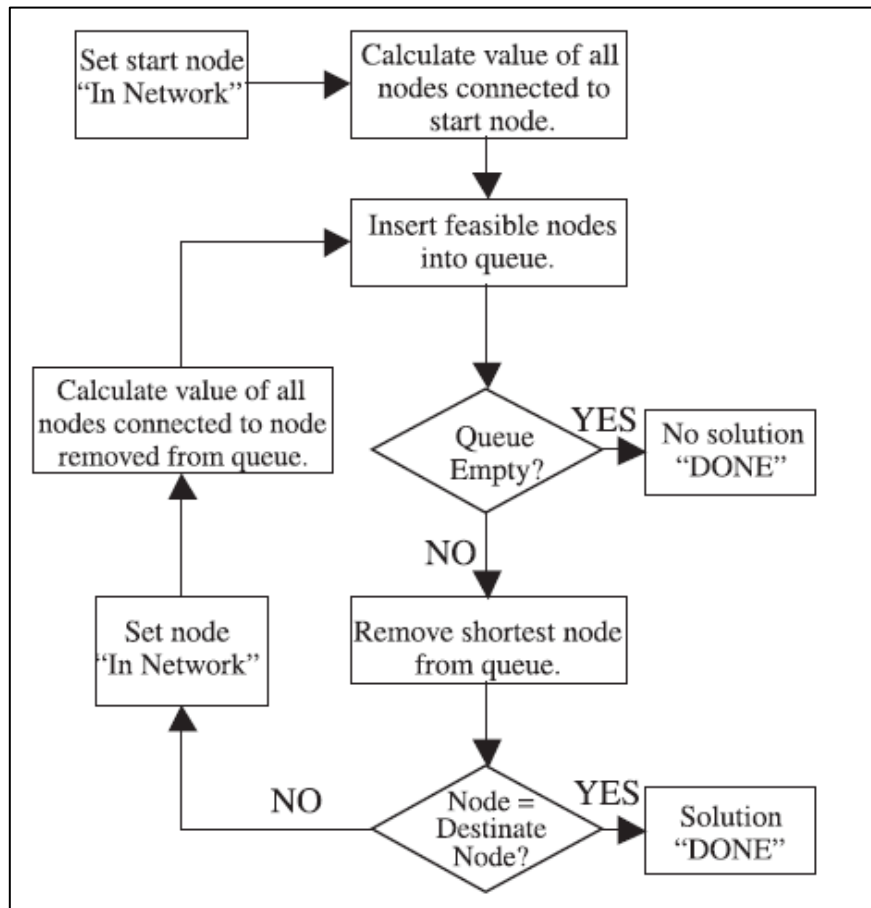


Figura 2.5. Gráfico de flujo de Dijkstra (1959) del algoritmo de ruta más corta aplicado de un problema de acceso único.

Ghaffariyan et al (2010) desarrolló un estudio para determinar el espaciado de ruta óptima, donde la mejor solución encontrada está basada en una modificación del algoritmo de ruta más corta. El objetivo del estudio es aplicar una mezcla de programación íntegra y análisis de redes para optimizar la ruta en un área montañosa.

Para identificar los segmentos de ruta que se deberían construir, se utiliza el software NETWORK 2000, el cual hace uso de tres algoritmos heurísticos para optimizar los largos a partir de costos fijos y variables de transporte: uno basado en el algoritmo de la ruta más corta, algoritmo de recocido simulado y algoritmo de gran diluvio.

El primer algoritmo resuelve el problema de red utilizando un método heurístico que prorratea los costos fijos de un modo iterativo. Para resolver el subproblema de la ruta más corta, se utiliza una variante del algoritmo de Dijkstra (1959). La idea es buscar el largo del camino más corto entre el nodo inicial y el primer nodo; luego el largo más corto entre el primer y el segundo nodo; y así continuando hasta obtener el largo final más corto entre el nodo inicial y el nodo final.

El recocido simulado es un algoritmo que utiliza una vecindad aleatoria de búsqueda que no solo acepta cambios que disminuyen la función objetivo, sino que también algunos cambios que la incrementan de tal forma que se evita que sea atrapada en un mínimo local.

EL gran diluvio es un algoritmo variante del método de búsqueda de vecindad aleatoria. Se utiliza un parámetro en lugar de dos (como es en el caso del recocido simulado), el cual según se informa

desensibiliza el algoritmo permitiendo buenos resultados incluso cuando la estimación y formulación del parámetro es pobre.

El objetivo del problema de redes es minimizar el costo de extracción y ruta.

$$\text{mín } z = \sum_{i=0}^N v_i x_i + \sum_{i=0}^N f_i y_i$$

Ecuación 2.3. Función objetivo al problema de minimizar la ruta y el costo de extracción.

s. a.

$$\sum x_{in} - \sum x_{out} = 0 \quad \text{Conservación del flujo en cada nodo}$$

$$M y_i \geq x_i \quad \text{Desencadenantes de ruta}$$

Valores permitidos de las variables de decisión

$$x_i \geq 0$$

$$y_i \geq \{0, 1\}$$

Ecuación 2.4. Restricciones al problema de minimizar la ruta y el costo de extracción.

Donde,

v_i : Costo variable (USD/m³) de la unión i entre dos nodos

f_i : Costo fijo (USD) de la unión i entre dos nodos

x_i : tráfico en cada unión (m³)

y_i : Variable de construcción de ruta (binaria)

M : Valor mayor que el total de volumen en la red.

Con el método de Análisis de Redes, se encuentra una solución sub-óptima debido a que muchas locaciones de la ruta que resultarían en un costo óptimo no son sitios factibles de construir producto del terreno del lugar. Por lo cual, se concluye que el resultado de costo optimizado no sería el apropiado para la planificación de la ruta en terrenos montañosos en dicha área de planificación (Industria Forestal).

2.8. Estudios de optimización de rutas aplicados en industria minera

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 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 minimizar el costo de la red de accesos sujeta a dichas restricciones, donde éste corresponde a una combinación de costos de desarrollo y costos de acarreo de mineral. 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 a Brazil et al (2004), se 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.

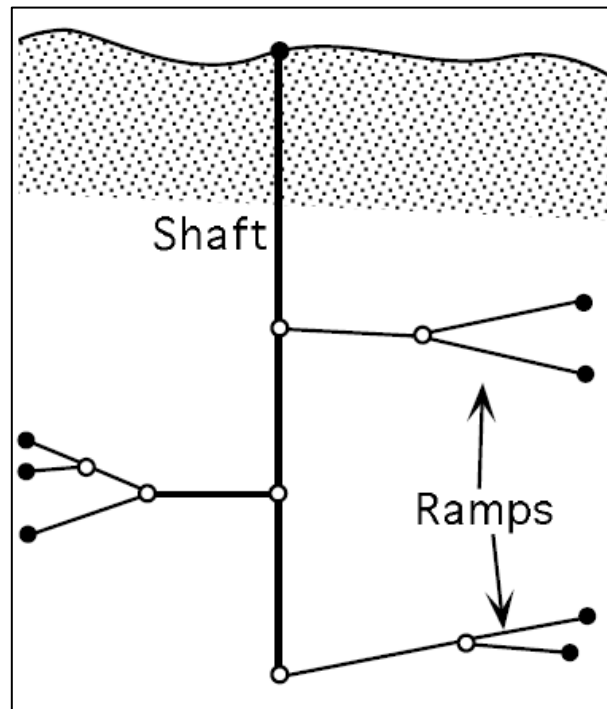


Figura 2.6. Red simple de los tramos. Brazil 2002.

Estos costos están definidos como se muestra a continuación en las Ecuaciones 1 y 2, de acuerdo a Brazil et al (2002).

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

Ecuación 2.5. 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 2.6. 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 1964 metros construidos. En el estudio se revela la mayor rapidez y menor trazado de DOT2 (1768 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.

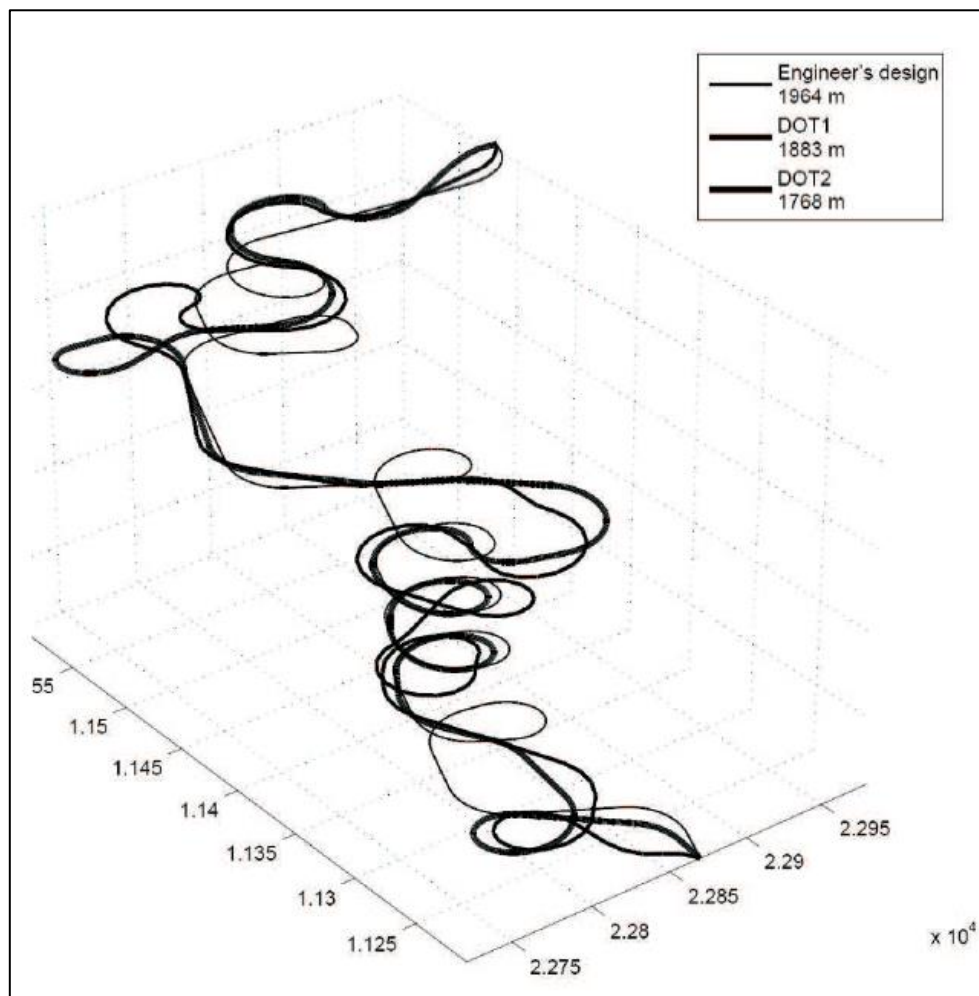


Figura 2.7. Diseños propuestos por DOT1 y DOT2. Brazil 2007.

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

- 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.

3. METODOLOGÍA

En el presente capítulo muestra en mayor detalle la metodología efectuada para la realización del presente trabajo de memoria. Las etapas se muestran en la Figura 3.1. Además, se realiza una descripción de cada una de las etapas de la metodología y se muestran sus objetivos.

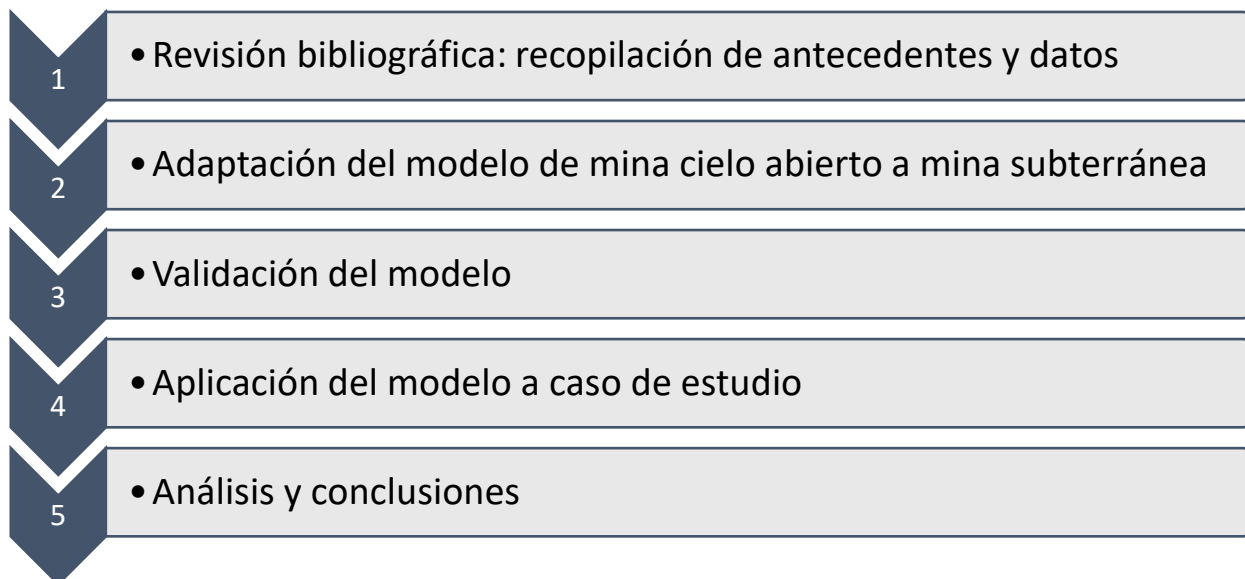


Figura 3.1. Metodología de trabajo.

3.1. Revisión bibliográfica

En esta etapa se revisan documentos relacionados al tema del trabajo, partiendo desde el problema generalizado de camino más corto, pasando por aplicaciones en la industria y llegando hasta las aplicaciones específicas en la industria minera. La información relevante es extraída de documentos de investigación y papers publicados en revistas internacionales.

Además, se recopila información acerca de parámetros operacionales y de diseño que son relevantes en los inputs del modelo que se va a desarrollar.

3.2. Adaptación del modelo

Se definen los parámetros que deben ser modificados en el modelo de rampas para minería cielo abierto a partir del cambio de condiciones de trabajo propias de la minería subterránea y se definen los nuevos parámetros que deben ser incorporados en el modelo. Además, se establecen las restricciones que se deben cumplir en el diseño.

Conjuntamente, se debe establecer cómo serán ingresados los parámetros en el modelo, cómo se utilizarán en los cálculos y cómo se van a reportar los resultados.

3.3. Validación

En esta sección, se debe corroborar que el modelo se comporte de acuerdo a lo esperado, entregando soluciones que sean factibles de realizar y cumplan las restricciones establecidas.

Para ello, en primer lugar, se lleva a cabo una validación de los cálculos que realiza el modelo, con el fin de comprobar que se estén siendo bien utilizadas para reportar los resultados.

Luego, se decide verificar el comportamiento de los parámetros que se ingresan al modelo, evaluando los resultados al cambiar los valores de ingreso. Para esto, se utiliza un caso base sintético, donde se van variando los parámetros y observando los resultados.

Después, se plantean varias formas guía de las rampas para ver cómo se comporta el modelo y analizar las formas entregadas.

Finalmente, se intenta replicar los diseños de rampa del caso de estudio con el modelo, ingresando los mismos inputs para ello.

3.4. Aplicación a un caso de estudio

A partir de los diseños iniciales del caso de estudio, se intenta mejorar dichos diseños, cambiando parámetros que se puedan modificar considerando las condiciones donde se trabaja. Luego, se comparan los resultados y se analizan los cambios.

3.5. Análisis y conclusiones

Finalmente, se analizan los resultados obtenidos tanto de la validación como del caso de estudio y se realizan las conclusiones del trabajo realizado, entregando además recomendaciones para estudios futuros.

4. MODELO RAMPA MINA SUBTERRÁNEA

4.1. Análisis del modelo para minería cielo abierto

Dado que el presente trabajo tiene como antecedente previo un modelo existente que guía el diseño de rampas en minería cielo abierto, se comienza con un análisis a grandes rasgos de dicho modelo, con el fin de identificar los aspectos claves y modificar lo que sea necesario para generar el modelo adaptado a minería subterránea.

El programa existente previamente contempla como inputs los siguientes aspectos:

- Modelo de bloque valorizado, indicando el beneficio económico de cada punto de la mina. Además, este modelo debe indicar el pit final resultante de esta valorización, pues éste establecerá el límite de frontera inicial a partir del cual se va a generar la rampa.
- Se establece dos fronteras, una al interior del pit final y otra al exterior de éste, de manera de dar un intervalo aceptable de construcción de la rampa.
- Ancho de rampa del diseño.
- Ángulos de talud máximo permisible en el diseño de la rampa, respetando estos valores en el diseño propuesto.

A partir de estos parámetros, se busca encontrar aquella configuración de diseño de rampa que permita maximizar el beneficio económico del pit.

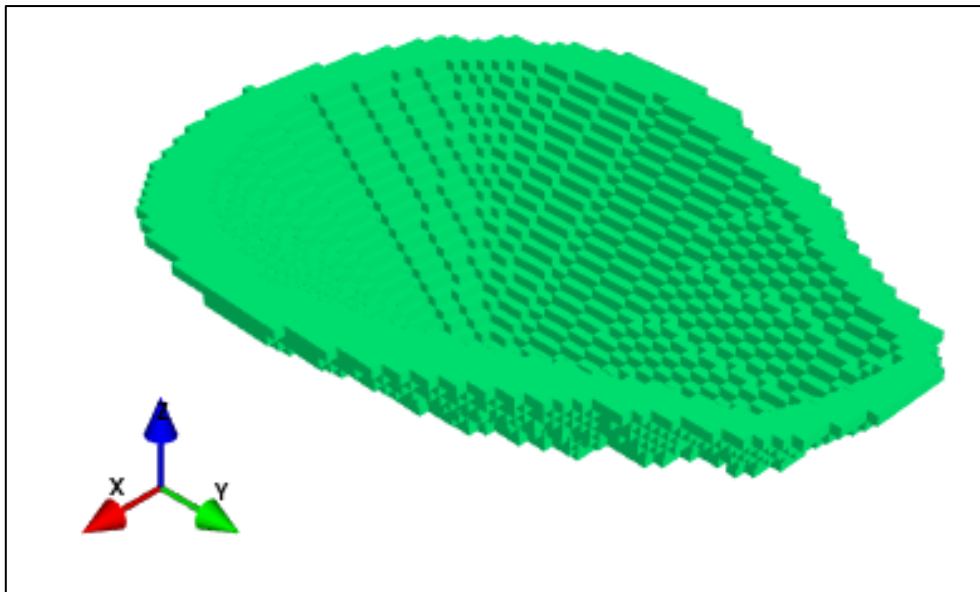


Figura 4.1. Vista isométrica del pit final de la valorización económica de la mina.

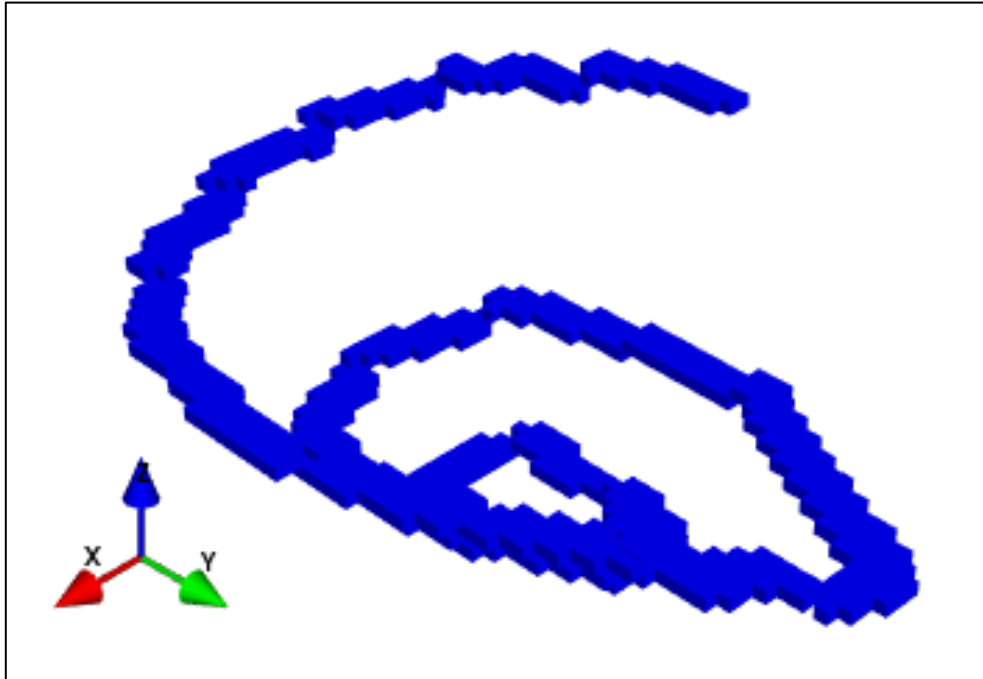


Figura 4.2. Vista isométrica del diseño de rampa obtenido al maximizar el beneficio económico en el modelo de rampas.

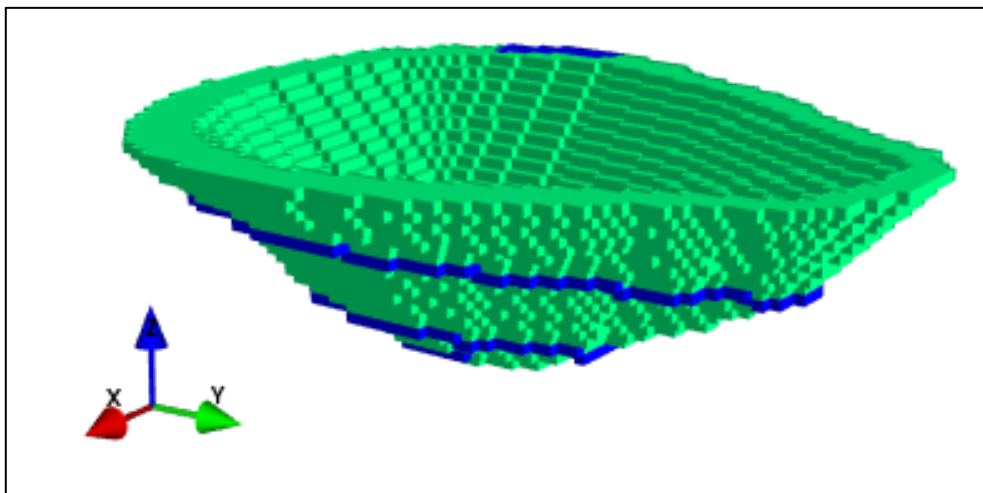


Figura 4.3. Vista del modelo conjunto de rampa y pit final.

Con este análisis de funcionamiento del modelo de rampas en minería cielo abierto se tienen las bases para identificar los aspectos claves que se deben modificar para adaptarlos al nuevo modelo para minería subterránea. Para ello, se hace una tabla comparativa entre lo que se tiene en una mina cielo abierto y lo que se espera en una mina subterránea.

Tabla 4.1. Comparación entre modelo mina cielo abierto y los cambios para llevarlo a mina subterránea.

Modelo mina cielo abierto	Modelo mina subterránea
Modelo de bloques valorizado	Puntos que tienen costos asociados
Frontera pit final	Frontera a partir de una forma regular
Ubicación final restringida con respecto al pit final y a los ángulos de rampa	Ubicación está restringida de acuerdo a subsidencia y geotecnia
Solución se genera a partir de un punto de inicio	Solución es en base a una secuencia de niveles de producción
Se maximiza el valor económico	Se minimizan los costos asociados a la rampa

Teniendo claros los parámetros que se deben modificar en el nuevo modelo, se procede al desarrollo de la versión para minería subterránea.

4.2. Bases del modelo para minería subterránea

El modelo matemático consiste en una resolución de un problema de minimización de costos a partir de una ruta que debe ser trazada de manera de conectar o pasar lo más cerca de los puntos de acceso a los niveles productivos de la mina.

El modelo del presente trabajo es programado por Pierre Nancel-Penard, investigador de AMTC de la Universidad de Chile, al igual que la versión previa para minería cielo abierto. Dado esto, se deben definir las variantes que debe incorporar este nuevo modelo, con el fin de tener claros estos aspectos a la hora de llevar a cabo la programación.

Los inputs que debe recibir el modelo son los siguientes:

- Se debe definir un cuerpo guía a partir del cual se va a generar la rampa, que determinará la forma de ésta. Debe ir desde la superficie hasta el nivel del último punto de acceso. Cabe mencionar que esta guía también restringirá el radio de giro mínimo que se tendrá en la rampa, el cual está asociado a los equipos con los cuales se pretende trabajar.
- Cantidad y ubicación de los puntos de acceso a los niveles, identificando sus coordenadas en los tres ejes cartesianos y el tonelaje asociado al nivel que están dando acceso de producción.
- Ingresar la pendiente máxima tolerable en la construcción de la rampa. Durante la configuración de la propuesta no se excederá dicho valor.
- Establecer una frontera de tolerancia de rampa a partir del cuerpo definido previamente. El diseño de la rampa quedará limitado por esta frontera en exteriormente y limitado por el cuerpo en su interiormente.
- Se deben definir los costos asociados a la rampa, para lo cual se definen 5 diferentes tipos de costos: dos asociados a la construcción y dos asociados al acarreo.
 - Costo de construcción de rampa
 - Costo de construcción de cruzado
 - Costo de acarreo del mineral
 - Costo de ventilación en la etapa de desarrollo de túneles
 - Costo de ventilación en la etapa operacional de acarreo de mineral desde los sectores productivos a superficie.
- Establecer el sentido que tendrá la rampa, pudiendo ser horario o anti horario.

- Ingresar el punto de inicio desde superficie por el cual va a empezar la construcción de la rampa, especificando sus coordenadas en los ejes X, Y y Z. En caso de que no se ingrese un punto de inicio el modelo elige uno por su cuenta.
- Ingresar el punto de término de la rampa, de la misma forma que el punto de inicio.

Dentro de los costos, se establece el costo de acarreo el cual considera el transporte de mineral por cruzados y por la rampa. Dado que en estos tramos puede haber pendiente involucrada, haciendo que los costos puedan aumentar debido a esto. Por tal motivo, se decide establecer tres valores de este costo de acuerdo al tramo de pendiente: 0% a 5%, 5% a 10% y 10% a 15%. Cabe destacar que los valores típicos son hasta 12%, pudiendo llegar en algunos casos extremos a 15%.

De este modo, se procede a modificar el modelo de optimización de rampas para minería cielo abierto, llevándolo a una versión para minería subterránea, la cual se diferencia con respecto a lo propuesto por Brazil et al, debido a que este nuevo modelo incorpora la creación de los cruzados dentro de la función objetivo, utiliza la resolución de camino más corto mediante grafos para resolver el problema e incorpora costos de ventilación, siendo esto último un aspecto crítico en el diseño minero de nuevos proyectos.

Dentro de las prácticas operacionales que se realizan en las minas, para diseños de rampas se privilegian los túneles rectos, debido a que los tramos de arcos presentan mayores dificultades para construirlos. Dado esto, se agrega una penalización aumentando los costos de construcción, de manera de castigar los túneles con forma de arco y privilegiar los tramos rectos.

Para los cruzados se plantea ingresar una pendiente máxima para su construcción, a modo de restringir las posibilidades y no se generen tramos infactibles operacionalmente. Como simplificación se decide trabajar con una pendiente máxima de 5%.

Finalmente, se establece la opción de generar iteraciones que permitan ir modificando la ubicación de los puntos de conexión rampa-cruzado, buscando que éstos se ubiquen en rangos operacionales sin interferir con las labores de la rampa y que permitan disminuir los tramos de transporte para el acarreo de mineral. Esta herramienta aún no está del todo bien implementada, debido a que no se pueden establecer bien los rangos que pueden ser opción para la conexión, debido a esto, su uso debe ser con criterio, verificando su factibilidad.

4.3. Bases del modelo matemático

El modelo consiste principalmente en un problema de optimización a través de una minimización de costos que se resuelve como un problema de camino más corto sujeto a restricciones operacionales.

En la Figura 4.4, se puede ver el flujo de funcionamiento del modelo de optimización. Se recibe como input los parámetros relacionados a la ubicación de la rampa y los niveles de explotación de la mina, desde donde se extrae el mineral, los costos relacionados tanto a la construcción como a la operación de la rampa, y parámetros geométricos de operación que están relacionados a los equipos que se contempla en el diseño. Luego, el modelo recibe estos datos y mediante una minimización de costos, sujeta a ciertas restricciones, busca la mejor opción de diseño de rampa. Como output al modelo se tienen un diseño entregado a través de puntos que van a representar a la rampa y un reporte de los costos aproximados a dicha propuesta.



Figura 4.4. Diagrama entrada y salida modelo de optimización.

Dentro de las restricciones se pueden identificar las siguientes:

- No se debe exceder la pendiente ingresada como input del modelo. En este sentido, los tramos de la rampa solo pueden tener pendiente menor a dicho valor.
- Se debe respetar el rango de frontera de búsqueda de ruta para la rampa. Solo los puntos presentes en este sector pueden ser parte de la rampa.
- Se asegura el acceso a los niveles de producción incorporados en el programa.
- Hay una secuencia de niveles de precedencia que se debe respetar cuando se busca la ruta.
- Existe un máximo permisible para la pendiente de los cruzados que conectan los niveles de producción con la rampa.
- Se asegura la conexión de la rampa entre niveles consecutivos de ésta.
- Se debe elegir solo una ruta por nivel. Es decir, no se puede volver al nivel superior una vez que ya se haya descendido.
- La ruta de la rampa solo se puede realizar en un camino conectado.
- El punto de conexión del cruzado con la rampa debe estar dentro de un rango operativo factible, es decir, en una zona donde sea factible su realización y no interfiera en el resto de las construcciones ni con la rampa misma.

Para el modelo matemáticos, se define la siguiente variable.

Sea x_{ij} el tramo en metros correspondiente a la distancia entre el punto i y el punto j , que es parte de la rampa. Tiene un valor en metros si es parte de la rampa y un valor 0 si es que no pertenece a ella.

Este valor es utilizado para calcular el costo asociado a la construcción del tramo y para el costo de acarreo de mineral, sujeto a una penalización en caso de que éste sea con forma de arco.

La función objetivo del problema es la que se presenta a continuación.

$$\text{mín} \sum_{i,j} (a_{ij} \cdot x_{ij} \cdot (C_d + C_{vd}) + a_{ij} \cdot x_{ij} \cdot C_a \cdot (1 + C_{va}) \cdot Ton_n) \cdot (1 + P_c)$$

Donde,

a_{ij} : Longitud en metros del tramo o arco que une los puntos i y j ([m]).

C_d : Costo de desarrollo ([USD/m]).

C_a : Costo de acarreo de mineral ([USD/ton/m]).

C_{vd} : Costo de ventilación en el desarrollo ([USD/m]).

C_{va} : Costo de ventilación en el acarreo de mineral ([%])

Ton_n : Tonelaje correspondiente al sector productivo n ([ton])

P_c : Penalización por arcos ([%]).

Para resolver el problema, se hace uso del optimizador Gurobi y de códigos de la librería MineLink desarrollados en C++.

En la sección 10.1. de Anexos se puede ver en mayor detalle el modelo matemático utilizado.

Una vez que el modelo se ejecuta, éste entrega un reporte de los costos involucrados en el diseño propuesto, detallando además los metros de construcción necesarios para dicha solución. Estos costos son dependientes de los tramos que se deben construir y transitar por los equipos, junto con el tonelaje asociados a los niveles de producción.

Por otro lado, se tiene como output un archivo de texto que contiene los puntos que son parte de la solución, los cuales representan la sección de la rampa. Al visualizar estos puntos, éstos se ven como bloques, cuyo tamaño varía dependiendo de la resolución que se utilice. Este diseño contempla las dimensiones originales del diseño final, sus costos y el tonelaje asociado a la construcción. Cabe mencionar que esta solución debe ser refinada por el ingeniero a cargo del diseño, pasando desde los puntos a la sección real de la galería mediante el uso de algún software CAD minero.

Es importante destacar que la resolución que se utilice para ubicar el espacio de trabajo para el diseño de la rampa depende del usuario. Esta resolución define el tamaño de los bloques que representan los puntos del volumen de trabajo y define el nivel de detalle que pueda tener la solución.

4.4. Funcionamiento del modelo para minería subterránea

Para comenzar, se requiere crear una carpeta que contenga cuatro archivos: la resolución de puntos que se va a utilizar en formato documento de texto, el archivo ejecutable del modelo de rampas, un documento de texto que contiene los parámetros iniciales del modelo y otro documento de texto que detalla los puntos de acceso de los niveles de producción de la mina.

- El documento de texto que contiene la resolución debe contener al menos las columnas de coordenadas y otra indicando si el punto pertenece o no al cuerpo guía de la rampa, por lo cual indica 1 si pertenece, 0 si no pertenece.

x y z in_shaft

- El documento de texto que contiene los puntos de acceso a los niveles debe entregar para cada punto sus coordenadas en los tres ejes y el tonelaje asociado al nivel de producción relacionado.

x y z tontot

- El archivo de parámetros es un documento de texto que se debe llenar de acuerdo a los valores de entrada que se desean ingresar al modelo. Dentro de los inputs que se deben ingresar están los que se muestran en la Tabla 4.2 a continuación:

Tabla 4.2. Inputs a ingresar en la ejecución del modelo.

Nombre del archivo de resolución a utilizar	BM_FILE_NAME
Nombre del encabezado de la columna que marca los puntos que pertenecen a la forma guía de la rampa	INPIT_COL_NAME
Nombre del archivo que contiene la información de los puntos de acceso a niveles	EX_FILE_NAME
Cantidad de puntos de acceso a niveles	NB_EX_POINTS
Distancia en metros de frontera tolerable para la búsqueda de la rampa. Se espera que esta distancia sea múltiplo del tamaño elegido de los puntos de la resolución	FRONTIER_OUT_LGTH
Sentido de la rampa (1 si es horario, 0 si es anti horario)	CLOCKWISE
Pendiente máxima de la rampa en porcentaje	SLOPE_GRADE
Punto de inicio si es que se desea ingresar, detallando la fila en la resolución utilizada	BLOCK_START_INDEX
Punto de término si es que se desea ingresar	BLOCK_END_INDEX
Costo de desarrollo de rampa	RAMP_DEV_COST
Costo de desarrollo de cruzado	CROSSCUT_DEV_COST
Costo de acarreo horizontal. Se considera horizontal a los tramos cuya pendiente sea mayor o igual que 0% y menor a 5%	HORIZ_TRANSP_COST
Costo de acarreo en pendiente. En este caso se consideran dos tramos: unos para pendientes entre 5% y 10% y otro para pendientes mayores a 10%	HAUL_5_10_TRANSP_COST HAUL_10_15_TRANSP_COST
Costo de ventilación en desarrollo	VENT_DEV_COST
Costo de ventilación en acarreo de mineral	VENT_TRANSP_COST_PER
Penalización de arcos por dificultad operativa	ARC_DEV_COST_PER
Cantidad de iteraciones para encontrar conexión rampa-cruzado	NB_ITERATION_DIJKSTRA
Nombre del archivo de centros en caso de que la forma del cuerpo guía sea elíptica	CIRCLE_CENTER_FILE_NAME
Cantidad de centros de en el cuerpo guía	NB_CIRCLE_POINTS
Otros parámetros propios de la optimización que dependen del mecanismo de resolución que se vaya a usar	GAP TIME_LIMIT WRITE_LP_FLAG WRITE_SOL_FLAG GUROBI_METHOD

- El archivo ejecutable del modelo de rampas debe estar en la misma carpeta.

Cabe destacar que los archivos correspondientes a los centros, es opcional para los casos elípticos, pues facilitan el modelamiento de los arcos correspondientes a las rampas.

Una vez que se tiene la carpeta con los archivos mencionados anteriormente, se procede a ejecutar el modelo en la consola de comandos de Windows.

Cuando la ejecución termina, se obtiene un archivo que indica los puntos del modelo que serán considerados dentro del diseño de la rampa, añadidos en una nueva columna, "sol_ramp".

Para la visualización de los resultados obtenidos del modelo se utiliza el software DOPPLER, desarrollado en el laboratorio Delphos. DOPPLER es un software de planificación minera a cielo abierto enfocado en asistir al planificador en la toma de decisiones con el objetivo de maximizar el valor del negocio. DOPPLER posee dentro de sus herramientas manejo y visualización de modelos de bloques, cuya finalidad es poder analizar las características del yacimiento y las soluciones obtenidas.

En el presente trabajo se hace uso de un motor de visualización 3D que permite mostrar vistas en planta y perfil, además de tener la opción de poder filtrar la visualización por una segunda variable, como tipo de roca, tipo de material, período o fase, lo que permite analizar con mayor detalle los resultados. Se utiliza este software para la visualización debido a que se tiene licencia para trabajar con él y permite desarrollar los análisis requeridos.

4.5. Robustez del modelo

Este modelo contempla que su uso sea como una metodología de ayuda para el diseño de rampas en minería subterránea. Dado esto, se debe considerar que la persona que haga uso del modelo tenga información acerca de la mina donde será aplicado, como el layout, tonelaje de los niveles de producción, geología del sector, entre otros, que son relevantes en el diseño.

Otro aspecto importante, es que el usuario debe tener un criterio de diseño de manera que pueda verificar que los resultados que se tengan sean factibles de realizar. En este sentido, el diseño entregado por el modelo debe ser refinado y operativizado posteriormente.

Dentro de las consideraciones importantes que se tiene es que se asume que el mineral de los niveles de producción se transporta por la rampa para llevarlos a superficie. Para casos en que se considere otro sistema de manejo de materiales en el proyecto y solo se requiera la construcción de la rampa para acceder a los niveles, se pueden modificar los parámetros iniciales del modelo, con el fin de que la función objetivo solo considere minimizar el costo de desarrollo de la rampa.

Por otro lado, es importante destacar que la solución que entrega el modelo es a nivel de puntos, por lo tanto, ésta se debe refinar en un software de diseño para obtener la solución final del proyecto.

En la Figura 4.5 se muestra el procedimiento que se requiere para hacer uso del modelo matemático, desde los parámetros que se necesitan para establecer los input hasta los resultados y cómo se deben utilizar.

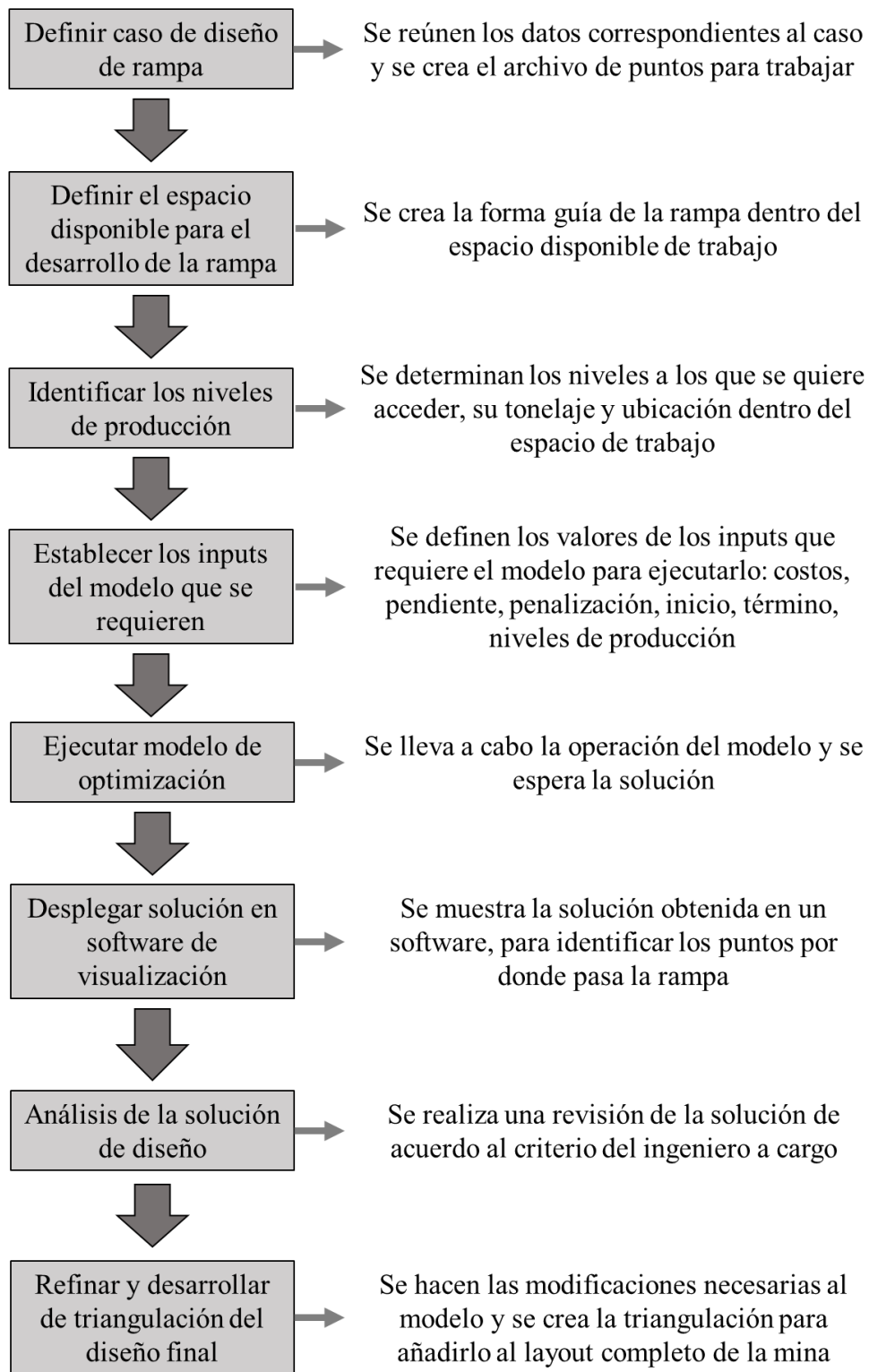


Figura 4.5. Funcionamiento del modelo de optimización.

5. VALIDACIÓN DEL MODELO

Para realizar la validación del modelo, se crean instancias de resolución de forma sintética, con el fin de tener previamente la solución y comparar con los resultados obtenidos. Además, con la validación se busca estudiar el comportamiento de los inputs del modelo cuando éstos varían.

A continuación, se detalla cada uno de los experimentos a realizar.

- **Cálculo de costos:**
Se crea un caso pequeño con el fin de corroborar que el cálculo de los costos que realiza el modelo sea el adecuado, manipulando correctamente los valores ingresados.
- **Frontera:**
Se evalúa este input, modificando los valores ingresado, de manera de observar las soluciones entregadas y la tendencia de éstas.
- **Pendiente:**
Se prueban nuevas condiciones de diseño para la pendiente de la rampa, con el fin de evaluar las soluciones entregadas y verificar que sean coherentes a los valores ingresados.
- **Sentido:**
Se evalúa la alternativa de diseño de rampa en sentidos contrarios y se observan los resultados, con el fin de identificar si existen tendencias favorables o no.
- **Punto de inicio:**
Se definan cuatro posibles puntos de inicio para que comience el diseño de la rampa, con el fin de evaluar los resultados y determinar si existen sectores favorables para comenzar con el diseño.
- **Costos de desarrollo y costos de acarreo:**
Se modifican los órdenes de magnitud en los valores a ingresar en los costos que son input del modelo. Se busca evaluar el comportamiento de las soluciones entregadas y verificar que éstas sean acordes a las modificaciones.
- **Tonelaje asociado a los niveles de producción:**
Se varían los tonelajes de mineral a extraer desde los niveles de producción, con el fin de observar los cambios en los diseños y distinguir si los cambios son consecuencia de los valores iniciales modificados.
- **Cantidad de niveles de producción:**
Se prueba el modelo con distintas cantidades de niveles de producción a los cuales el diseño debe dar acceso. Se evalúan las soluciones para observar el comportamiento de éstas ante diferentes condiciones.

5.1. Valores de inputs iniciales

Para esta validación se van a utilizar directamente los mismos parámetros correspondientes al caso de estudio, los cuales son obtenidos del informe de ingeniería de prefactibilidad y complementados por el apunte Cost Models de CostMine, que se detallan a continuación.

Tabla 5.1. Parámetros de entrada para validación y caso de estudio.

Costo de construcción de rampa [USD/m]	2,000
Costo de construcción de cruzado [USD/m]	1,700
Costo de acarreo horizontal (0-5%) [USD/m/km recorrido]	1.08
Costo de acarreo pendiente (5-10%) [USD/m/km recorrido]	1.19
Costo de acarreo pendiente (>10%) [USD/m/km recorrido]	1.29
Costo de ventilación en desarrollo [USD/m]	190
Costo de ventilación en acarreo [% del costo de acarreo]	0.63

5.2. Validación del cálculo de costos

En esta instancia, se crea una resolución pequeña de manera de poder corroborar los cálculos que realiza el modelo de optimización. Al comparar ambos resultados, se tendrá una referencia de la magnitud del error que se puede estar cometiendo en los cálculos.

La resolución que se utiliza para ejecutar este caso consiste en 13,005 puntos. El tamaño del punto es de 5 [m] en las tres coordenadas. Para este ejemplo se configura un punto de acceso a nivel al cual la rampa debe dar acceso y su tonelaje es de 16,000 [ton].

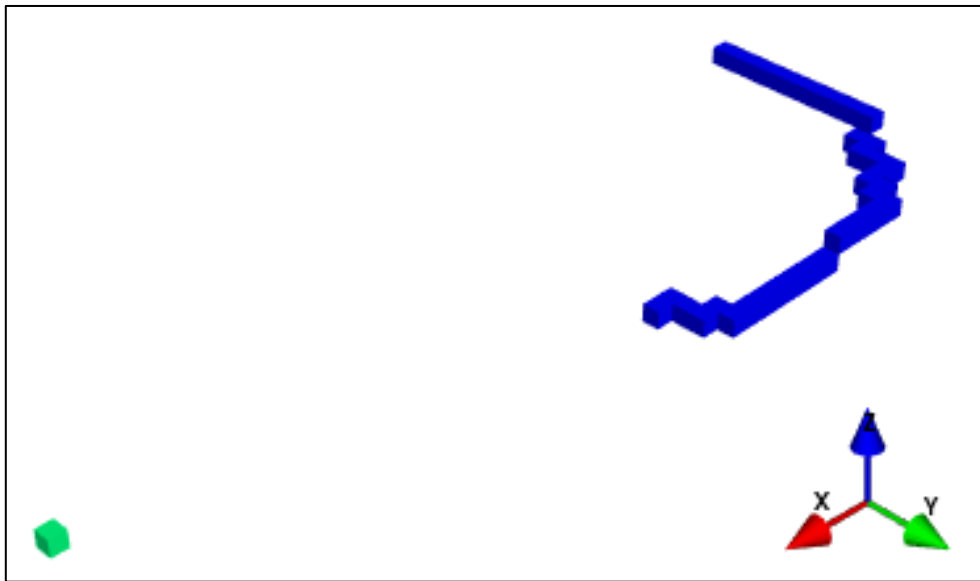


Figura 5.1. Vista isométrica del caso de validación de cálculos del modelo.

A continuación, se presenta la comparación entre los resultados obtenidos por el modelo y los obtenidos por cálculo.

Tabla 5.2. Comparación de valores en validación de cálculos del modelo.

Parámetro	Resultado Modelo	Resultado Calculado	Error
Largo Rampa [m]	168.1	168.5	0.2%
Largo Cruzado [m]	154.0	153.4	0.4%
Costo Desarrollo [USD]	711,464	695,789	2.2%
Costo Transporte [USD]	9,352	9,550	2.1%
Costo Total [USD]	720,816	705,339	2.1%

Se observa que el error entre los valores apenas supera el 2%, lo cual quiere decir que no existe una imprecisión muy grande en los resultados. Además, debe considerarse que los valores calculados resultan de aproximaciones geométricas, que pueden conllevar a dicha diferencia. En ese sentido, se considera que los cálculos hechos por el modelo son adecuados y están correctos.

5.3. Validación del comportamiento de los inputs del modelo

En esta sección, se comprobará que el comportamiento de los inputs sea el esperado al variarlos en distintos casos.

Para estos casos se va a utilizar la siguiente resolución sintética con los inputs detallados a continuación.

Tabla 5.3. Parámetros resolución

Cantidad de puntos en el eje x	201
Cantidad de puntos en el eje y	201
Cantidad de puntos en el eje z	21
tamaño del punto [m]	5

Tabla 5.4. Parámetros caso base validación inputs.

Forma del cuerpo guía	Cilíndrica
Radio de la forma [m]	50
Frontera (número de capas)	3
Pendiente [%]	10
Costo de construcción de rampa [USD/m]	2,000
Costo de construcción de cruzado [USD/m]	1,700
Costo de acarreo horizontal (0-5%) [USD/ton/km recorrido]	1.08
Costo de acarreo pendiente (5-10%) [USD/ton/km recorrido]	1.19
Costo de acarreo pendiente (>10%) [USD/ton/km recorrido]	1.29
Costo de ventilación en desarrollo [USD/m]	190
Costo de ventilación en acarreo [% del costo de acarreo]	0.63
Penalización de arcos	0.3
Sentido	Horario
Punto de inicio	Libre
Cantidad de niveles	3
Tonelaje nivel 1 [ton]	16,000
Tonelaje nivel 2 [ton]	25,000
Tonelaje nivel 3 [ton]	20,000
Cantidad de iteraciones	1

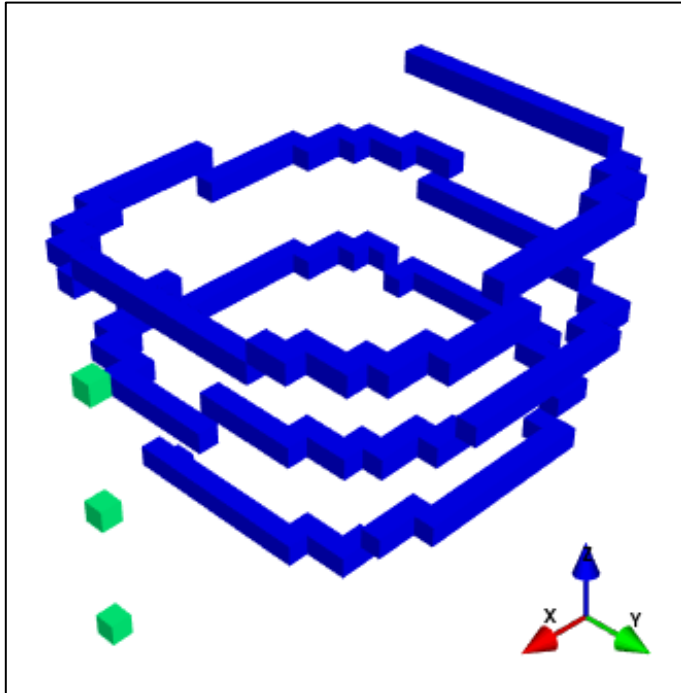


Figura 5.2. Vista isométrica del resultado de rampa en caso base de validación.

En la solución se observa el recorrido de la rampa en color azul y en color verde los puntos de acceso a los niveles de producción. Los bloques azules representan los puntos por donde pasa la rampa, que consideran los costos, forma y tonelaje del tamaño original de la rampa. Los puntos verdes representan los accesos a los niveles de producción a los cuales debe dar ingreso la rampa.

5.3.1. Frontera

En este caso, se varían el valor ingresado en el input frontera, utilizando 1, 3, 5 y 10 capas como sector de búsqueda para la mejor solución de rampa.

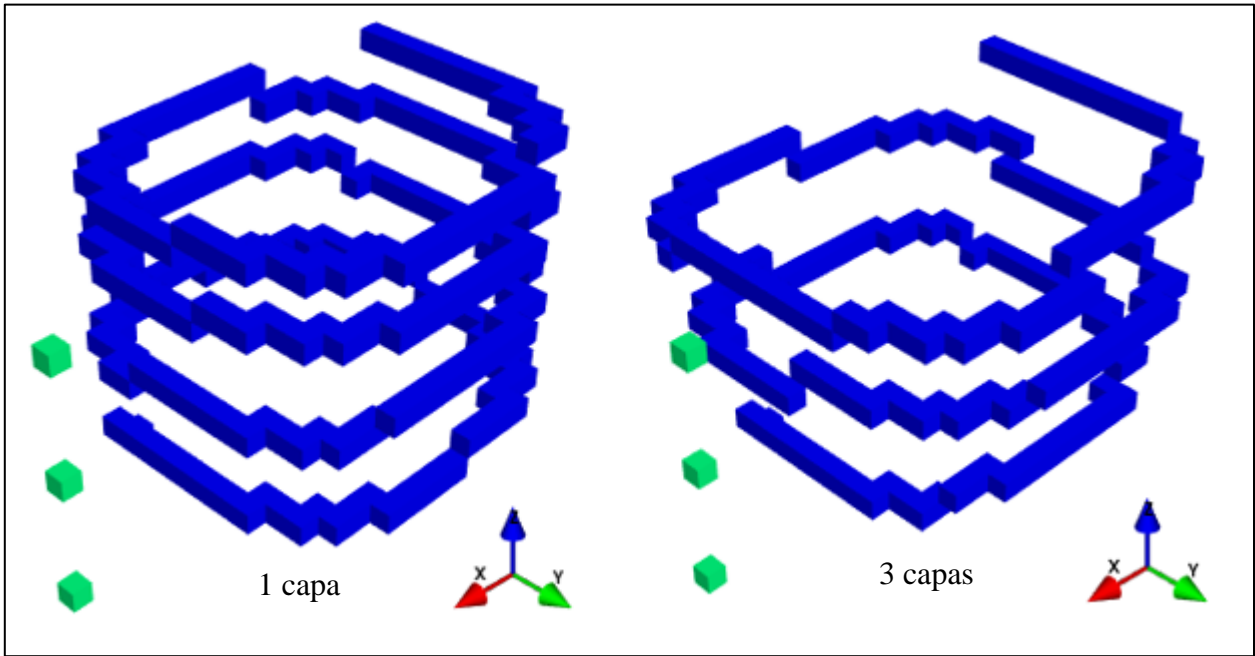


Figura 5.3. Vista isométrica de resultados de variación de frontera, 1 y 3 capas.

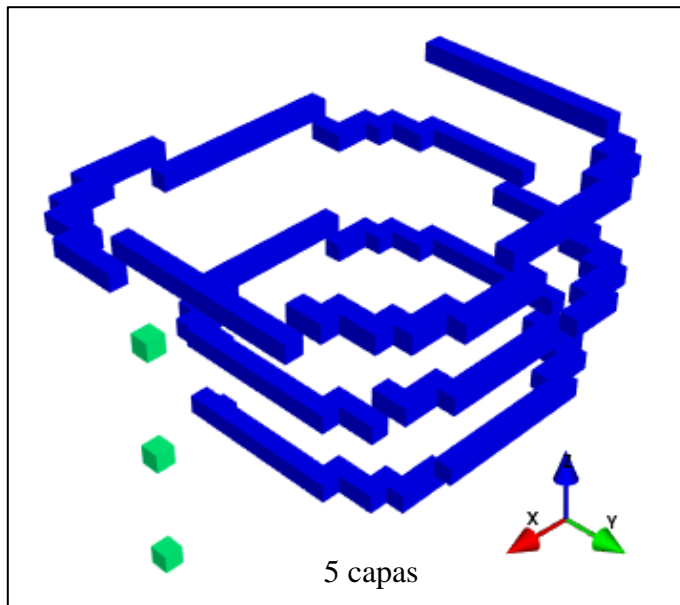


Figura 5.4. Vista isométrica de resultado de variación de frontera, 5 capas.

Tabla 5.5. Resultados validación frontera.

Frontera [número de capas]	1	3	5
Largo Rampa [m]	1,037	858	880
Largo Cruzados [m]	105	144	108
Costo Desarrollo [MMUSD]	2.9	2.4	2.4
Costo Transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1
Costo Total [MMUSD]	3.0	2.5	2.5

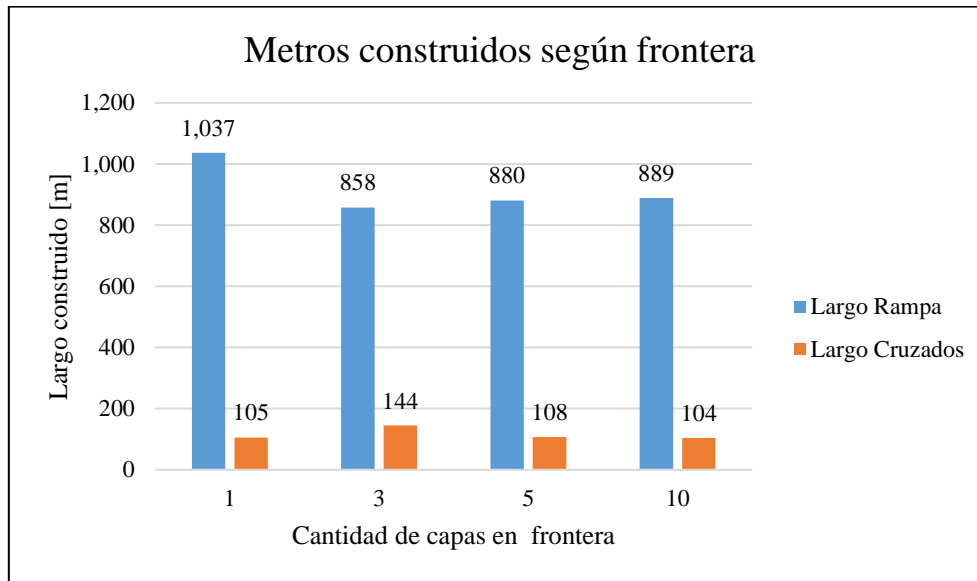


Gráfico 5.1. Comparación de metros construidos caso frontera.

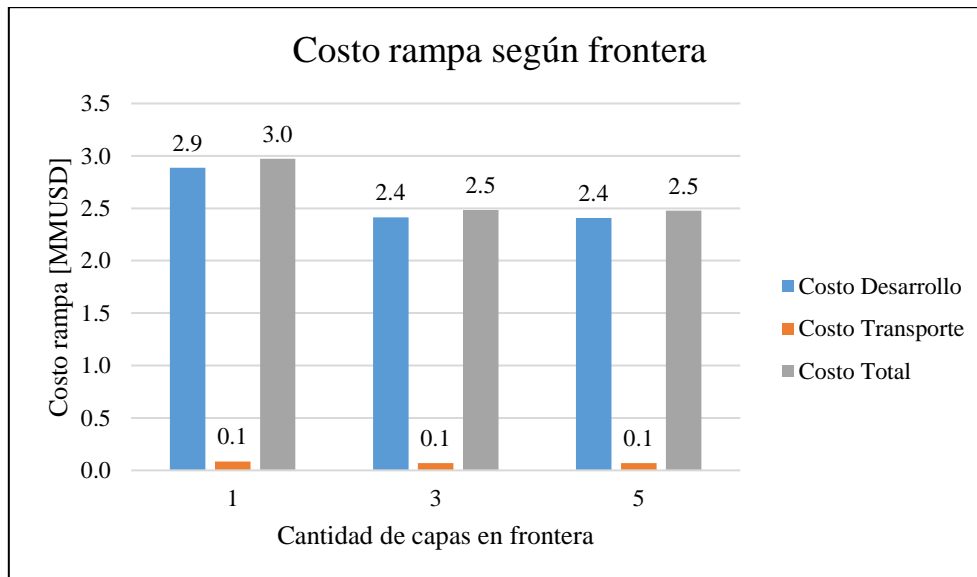


Gráfico 5.2. Validación resultados de costos, caso frontera.

Se observa que a medida que se tiene una mayor disponibilidad de espacio para la rampa, el modelo tiene mayores opciones de encontrar mejores soluciones, donde los costos de desarrollo y de transporte disminuyen, debido a que se encuentran rutas más cortas que permite el funcionamiento de la operación.

5.3.2. Pendiente

Para la validación de este input se ingresan cuatro valores: 5%, 7.5%, 10% y 15%. El primero de éstos no generó soluciones factibles, al ser una pendiente demasiado pequeña para el caso estudiado. Los resultados de los otros tres valores se presentan a continuación.

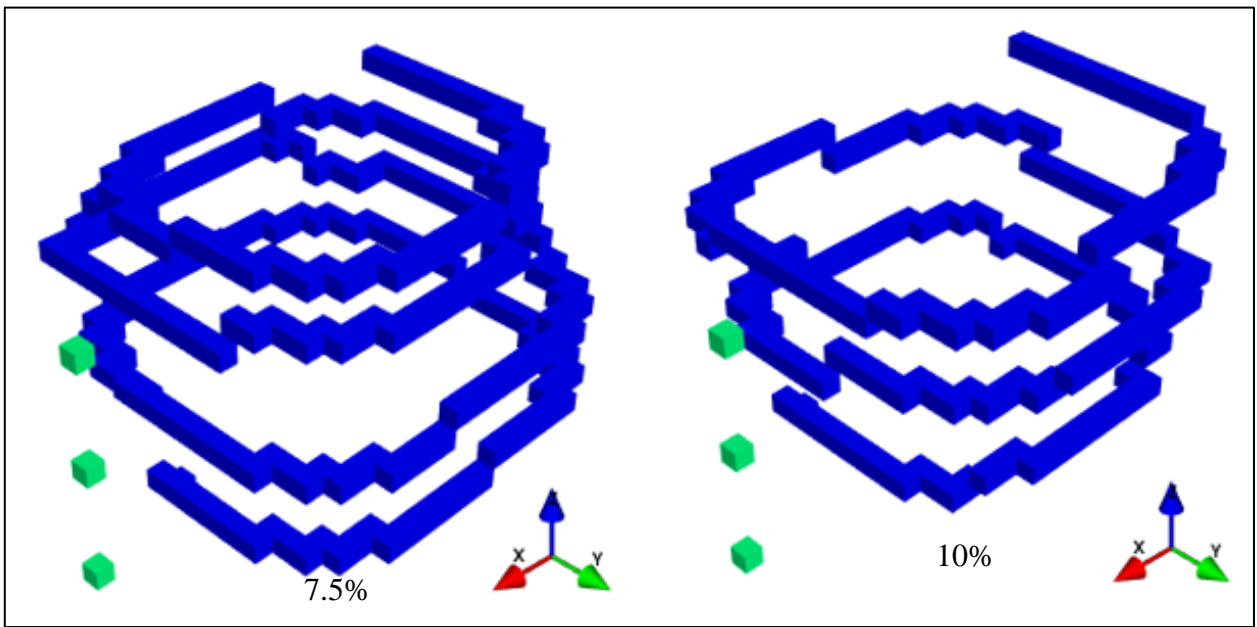


Figura 5.5. Vista isométrica de resultados de variación de pendiente, 7.5% y 10%.

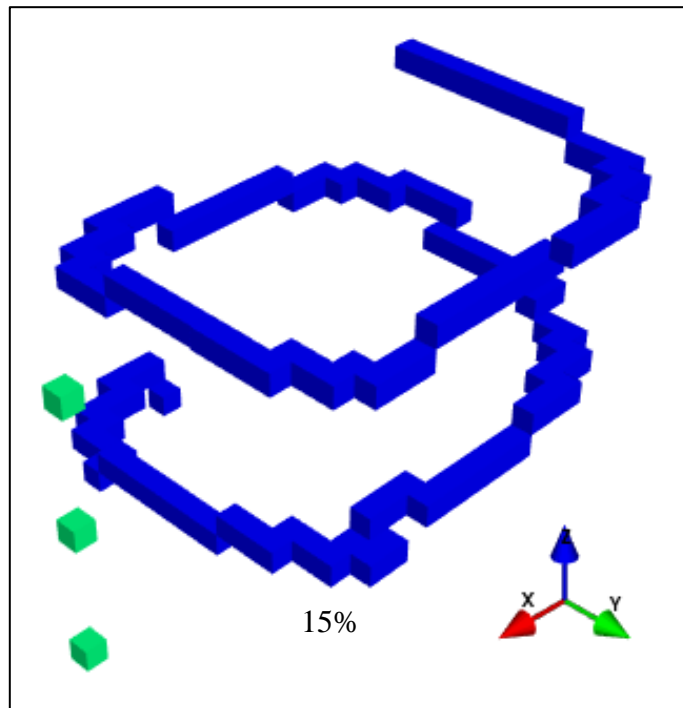


Figura 5.6. Vista isométrica de resultado de variación de pendiente, 15%.

Tabla 5.6. Resultados validación pendiente.

Pendiente [%]	7.5	10	15
Largo Rampa [m]	1,181	858	566
Largo Cruzados [m]	85	144	151
Costo Desarrollo [MMUSD]	3.2	2.4	1.7
Costo Transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1
Costo Total [MMUSD]	3.3	2.5	1.7

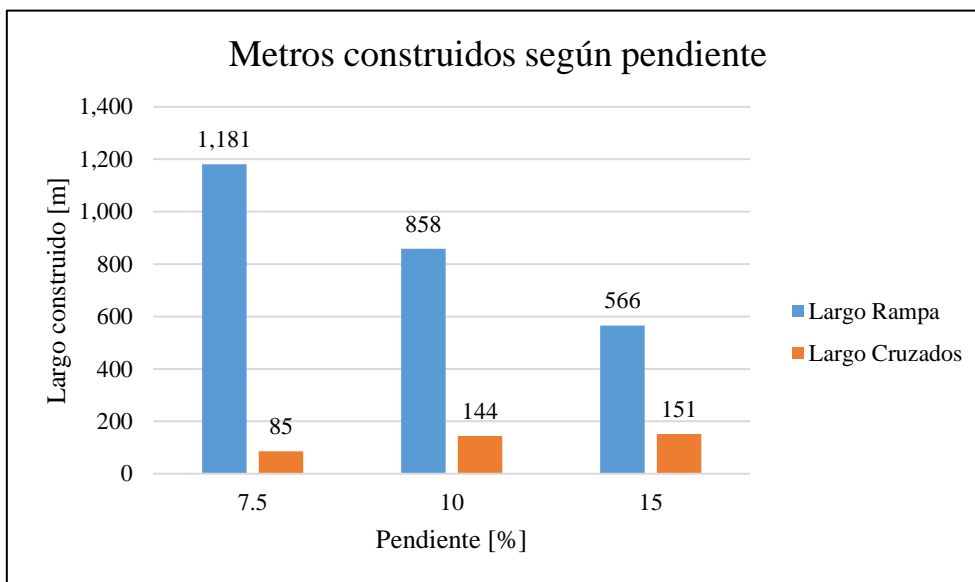


Gráfico 5.3. Validación resultados metros construidos, caso pendiente.

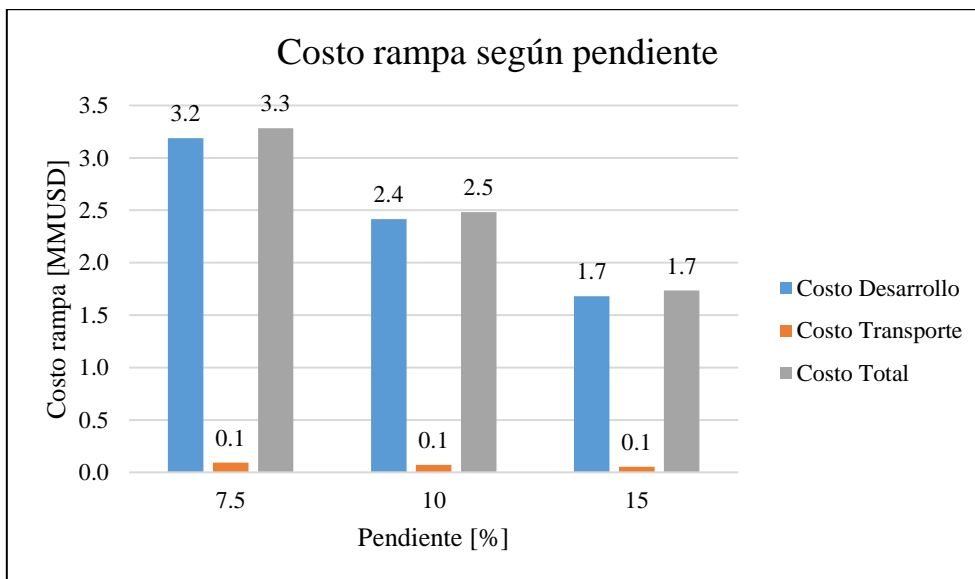


Gráfico 5.4. Validación resultados de costos, caso pendiente.

Se observa una disminución de los costos tanto de desarrollo como de transporte al aumentar la pendiente, lo cual se debe a las menores distancias que se deben recorrer en la rampa. La mayor pendiente ingresada permite llegar de manera más rápida a fondo de la mina con menores distancias

construidas. Los metros de cruzado aumentan debido a que una mayor pendiente ya no favorece un mayor acomodo de los puntos de conexión rampa-cruzado, haciendo que éstos queden ubicados en los lugares donde sea posible.

5.3.3. Sentido

En esta ocasión se varía la configuración del sentido con el cual se va construyendo la rampa: horario y antihorario. Los resultados se presentan a continuación.

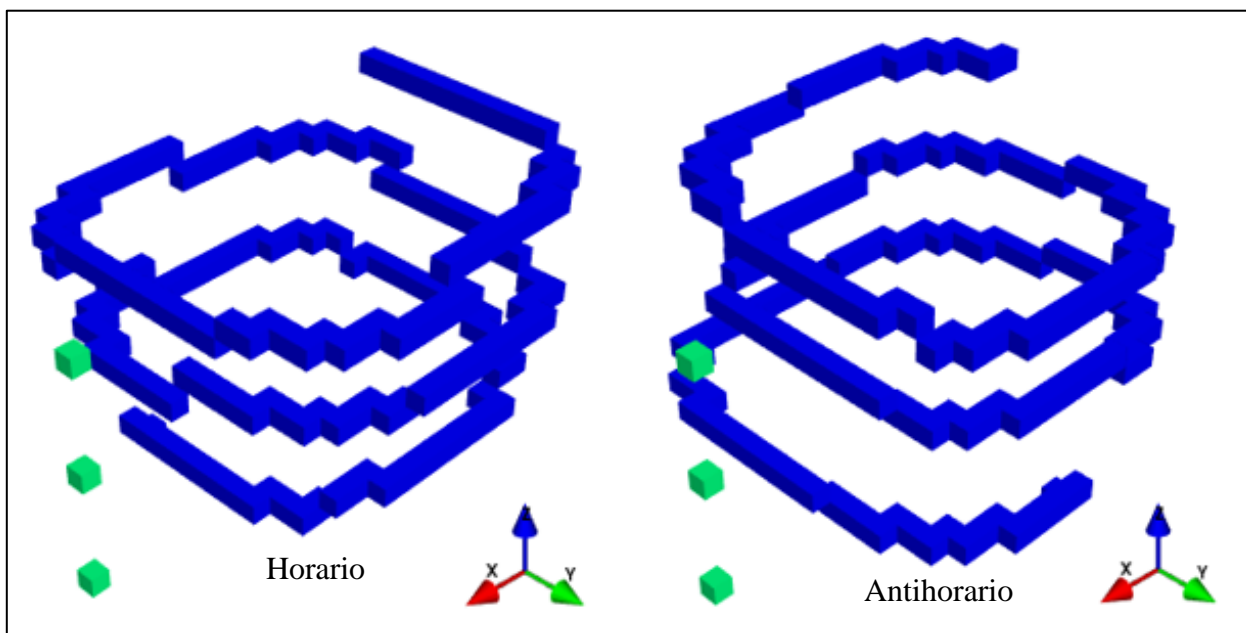


Figura 5.7. Vista isométrica de resultados de variación de sentido.

Tabla 5.7. Resultados validación sentido.

Sentido	Horario	Antihorario
Largo Rampa [m]	858	848
Largo Cruzados [m]	144	251
Costo Desarrollo [MMUSD]	2.4	2.6
Costo Transporte [MMUSD]	0.1	0.1
Costo Total [MMUSD]	2.5	2.7

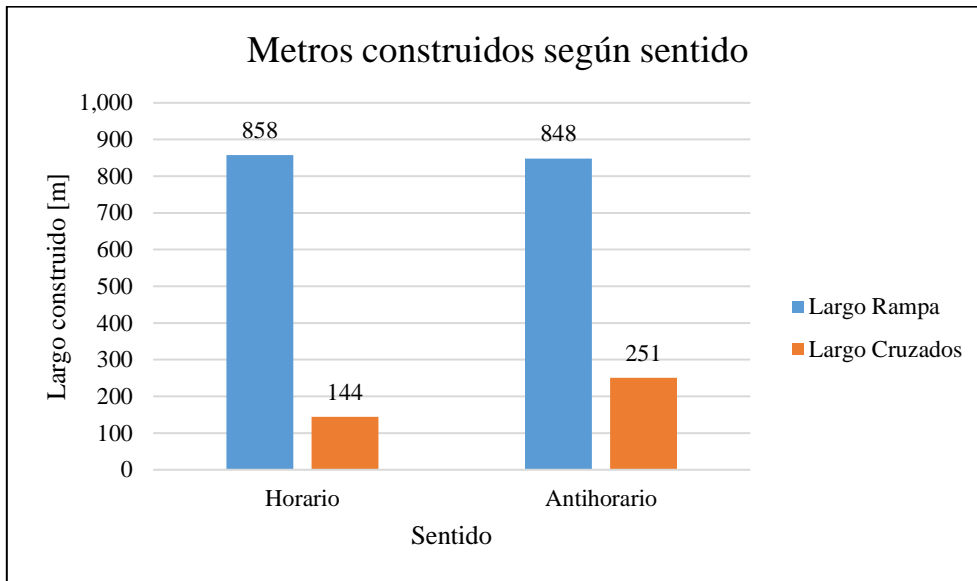


Gráfico 5.5. Validación resultados metros construidos, caso sentido.

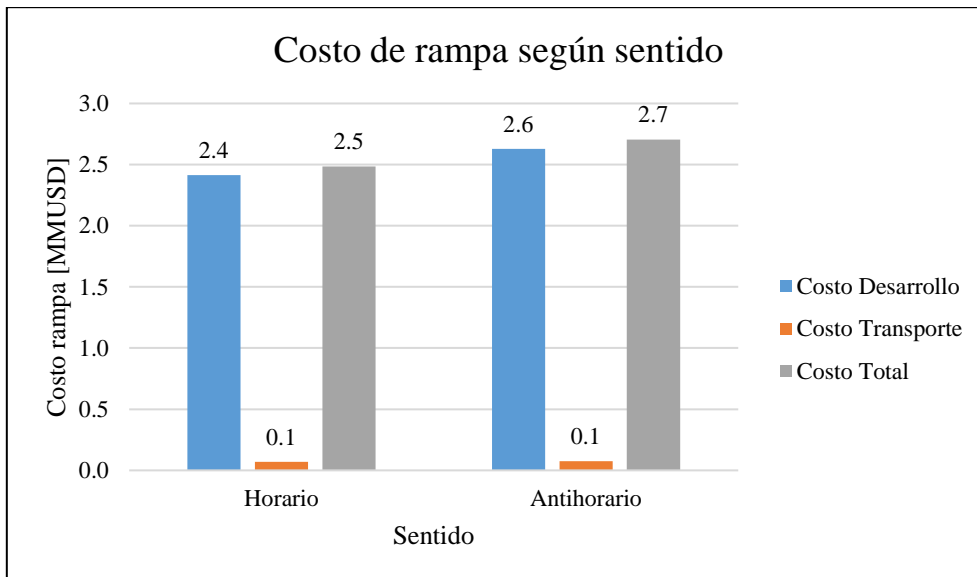


Gráfico 5.6. Validación resultados de costos, caso sentido.

Se puede notar que, al cambiar el sentido de la rampa, aumentan tanto el largo de la rampa como el de los cruzados, debido a que ya no se ve tan favorecido para ubicar los puntos de conexión rampa-cruzado. Por tal motivo, se tiene un aumento en los costos tanto de desarrollo como de transporte.

5.3.4. Punto de inicio

Para este caso, se utilizan cuatro puntos de inicio definidos, con el fin de observar los resultados del modelo, los cuales se presentan a continuación.

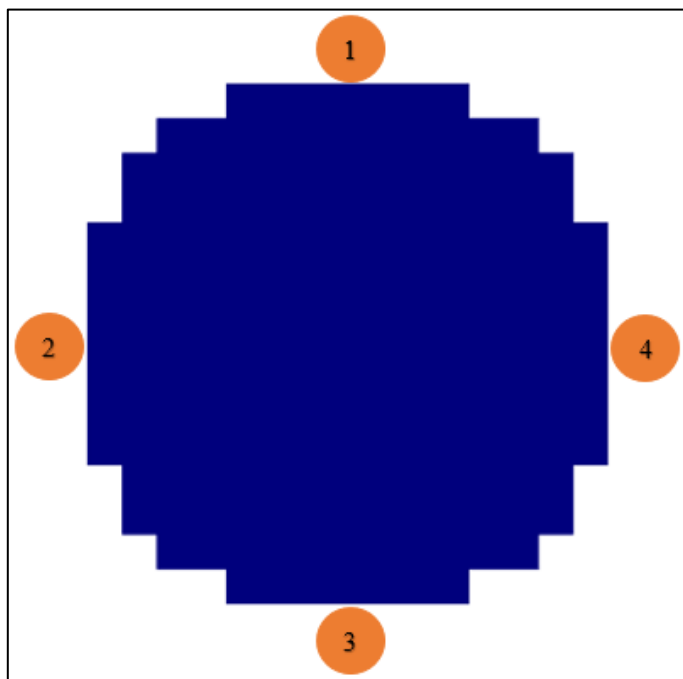


Figura 5.8. Vista superior de ubicación de puntos iniciales.

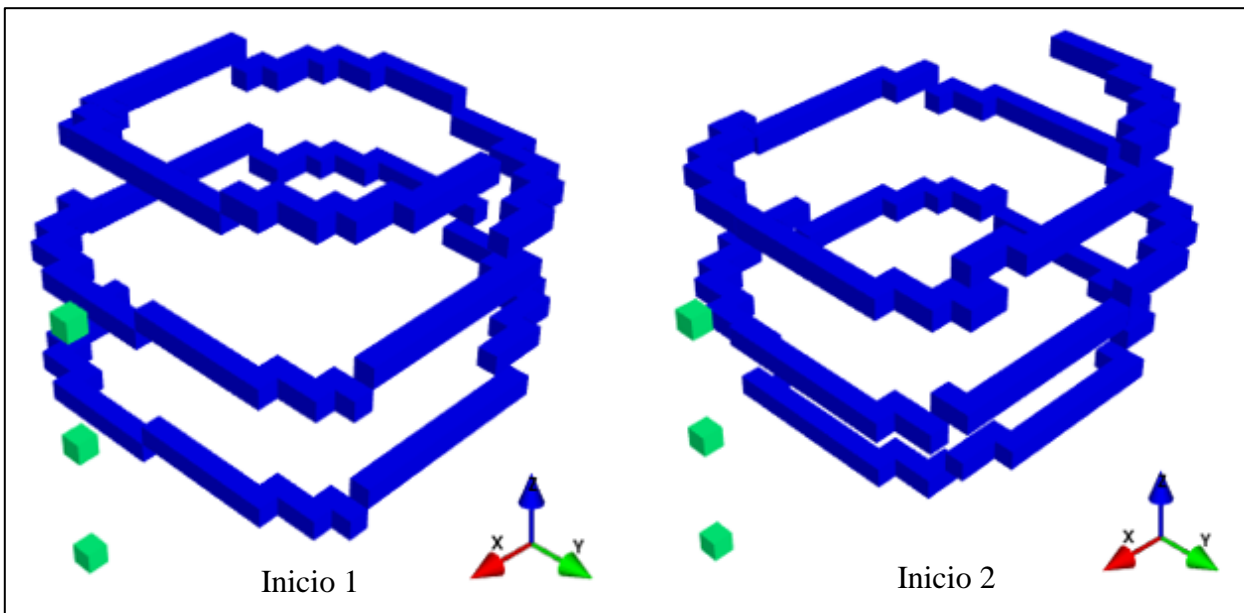


Figura 5.9. Vista isométrica de resultados de variación de punto de inicio, casos 1 y 2.

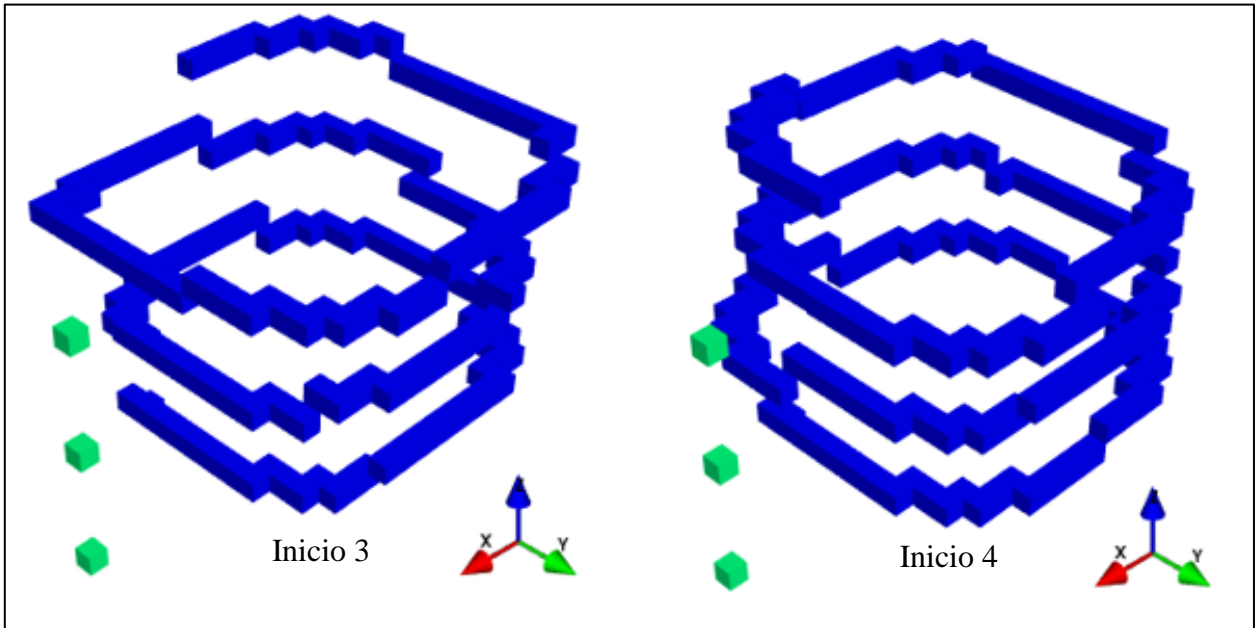


Figura 5.10. Vista isométrica de resultados de variación de punto de inicio, casos 3 y 4.

Tabla 5.8. Resultados validación punto de inicio.

Punto de inicio	1	2	3	4
Largo Rampa [m]	815	846	880	912
Largo Cruzados [m]	246	188	106	93
Costo Desarrollo [MMUSD]	2.6	2.5	2.4	2.5
Costo Transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo Total [MMUSD]	2.7	2.6	2.5	2.6

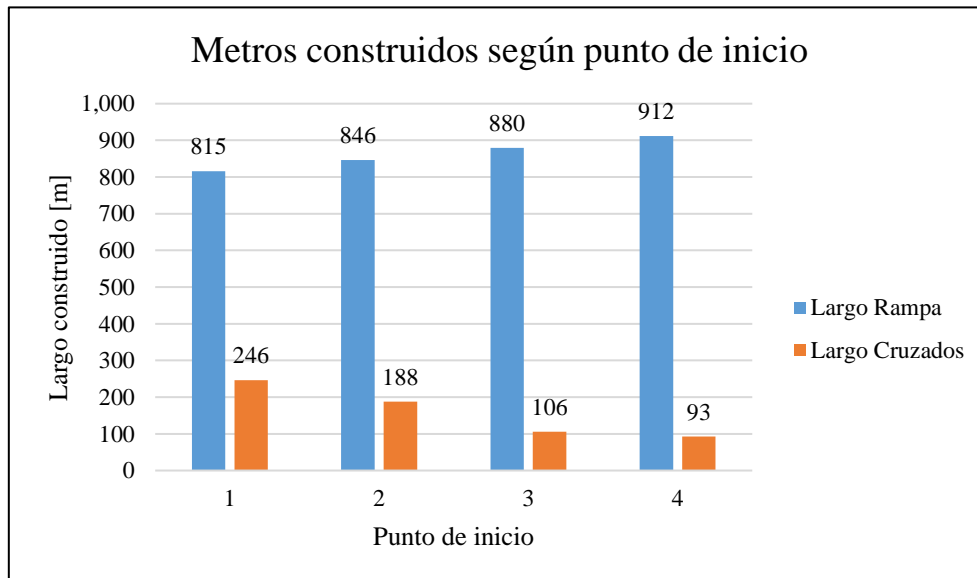


Gráfico 5.7. Validación resultados metros construidos, caso punto de inicio.

Se observan diferencias en los resultados al cambiar el punto de inicio, pudiendo mejorar o no el diseño del caso base. De esto se puede deducir que el punto de inicio del diseño de rampa influye

de manera significativa en el diseño que se tenga, por lo cual es importante dejar claro y bien definido dicho punto. Para diseños donde no se tenga tanta referencia, se pueden probar varios puntos posibles y escoger la mejor opción.

5.3.5. Costo de desarrollo

Se varía el input de costo de desarrollo de túneles tanto para rampa como para cruzado, con el fin de observar el comportamiento de los resultados.

5.3.5.1. Costo de desarrollo rampa

Se ingresan en el modelo como input los valores de la Tabla 5.9.

Tabla 5.9. Valores de input costo de construcción rampa.

Caso	Costo de construcción rampa [USD/m]
Caso 1	20
Caso 2	200
Caso 3	2,000
Caso 4	20,000

Los resultados obtenidos se presentan a continuación.

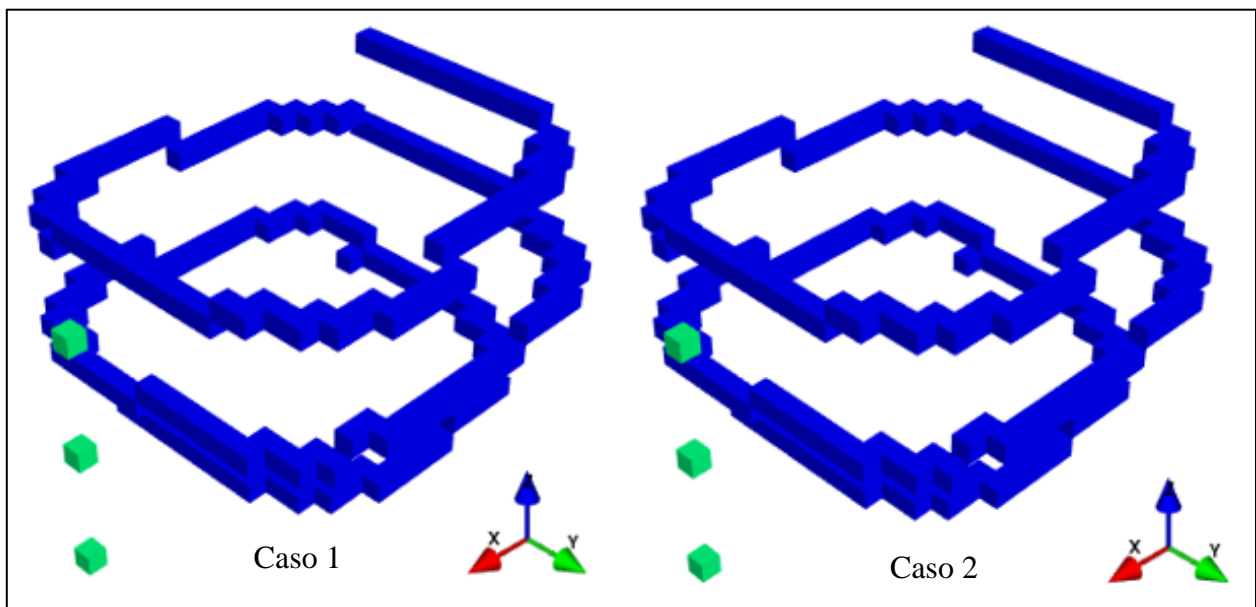


Figura 5.11. Vista isométrica de resultados de variación de costo de construcción rampa, casos 1 y 2.

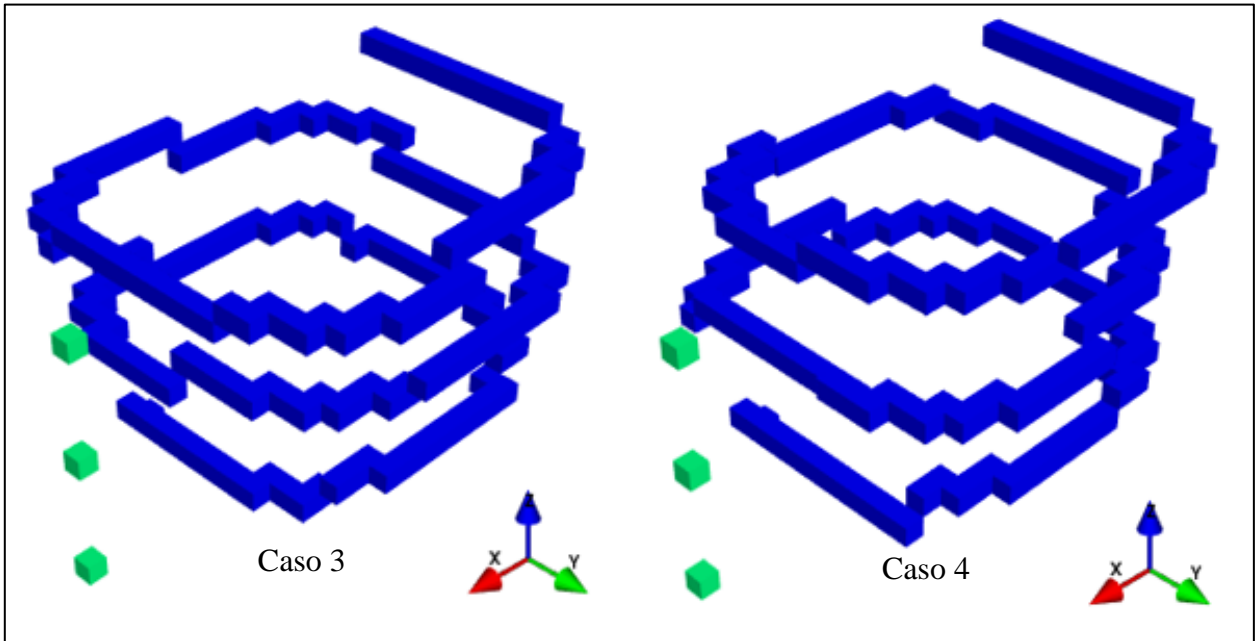


Figura 5.12. Vista isométrica de resultados de variación de costo de construcción rampa, casos 3 y 4.

Tabla 5.10. Resultados validación costo de construcción rampa.

Costo construcción rampa [USD/m]	20	200	2,000	20,000
Largo Rampa [m]	907	907	858	838
Largo Cruzados [m]	97	97	144	202
Costo Desarrollo [MMUSD]	0.4	0.6	2.4	19.6
Costo Transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo Total [MMUSD]	0.5	0.7	2.5	19.7

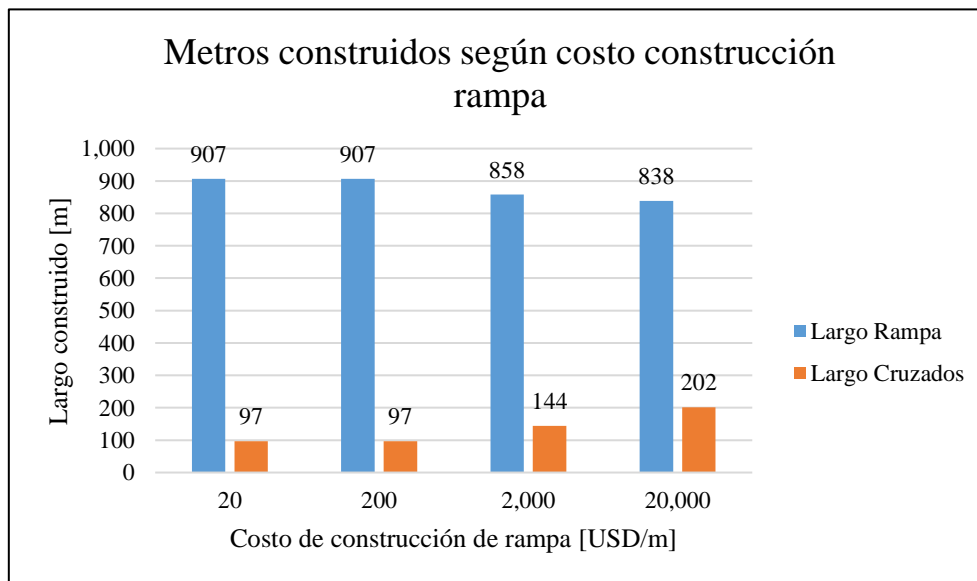


Gráfico 5.8. Validación resultados metros construidos, caso costo de construcción rampa.

Al aumentar el costo de desarrollo se privilegia acortar el largo de la rampa, con el fin de disminuir el impacto de este costo, lo cual es razonable que suceda.

5.3.5.2. Costo de desarrollo cruzado

Se ingresan en el modelo como input los valores de la Tabla 5.11.

Tabla 5.11. Valores de input costo de construcción cruzado.

Caso	Costo de construcción rampa [USD/m]
Caso 1	10
Caso 2	100
Caso 3	1,700
Caso 4	10,000

Los resultados obtenidos se presentan a continuación.

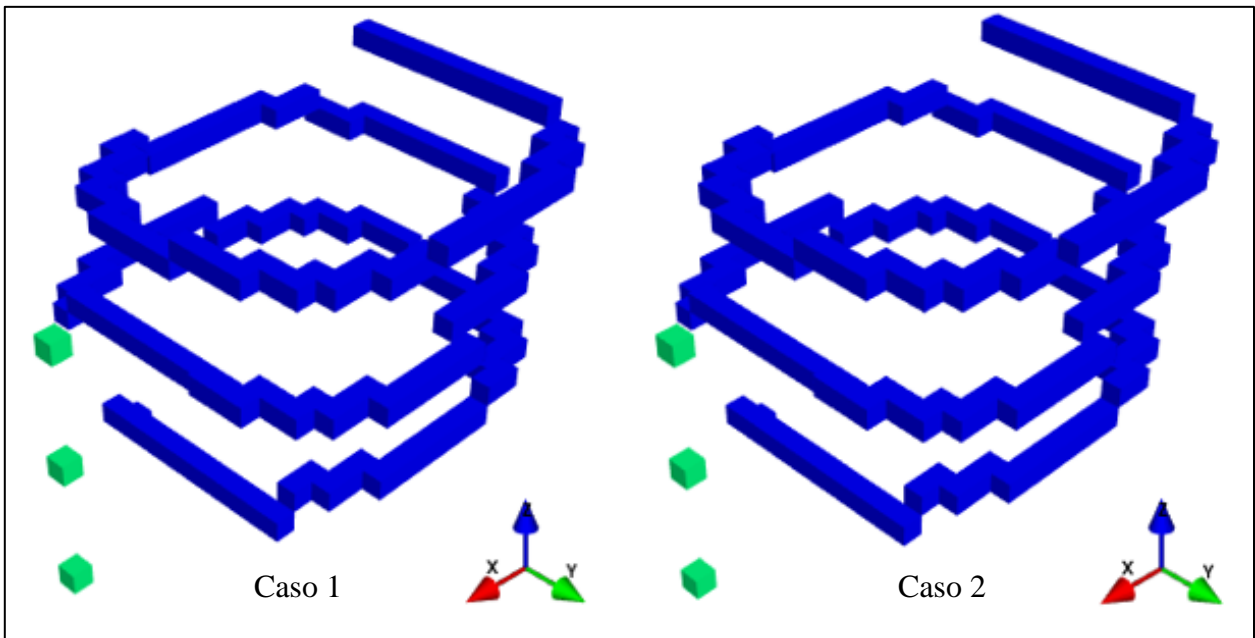


Figura 5.13. Vista isométrica de resultados de variación de costo de construcción cruzados, casos 1 y 2.

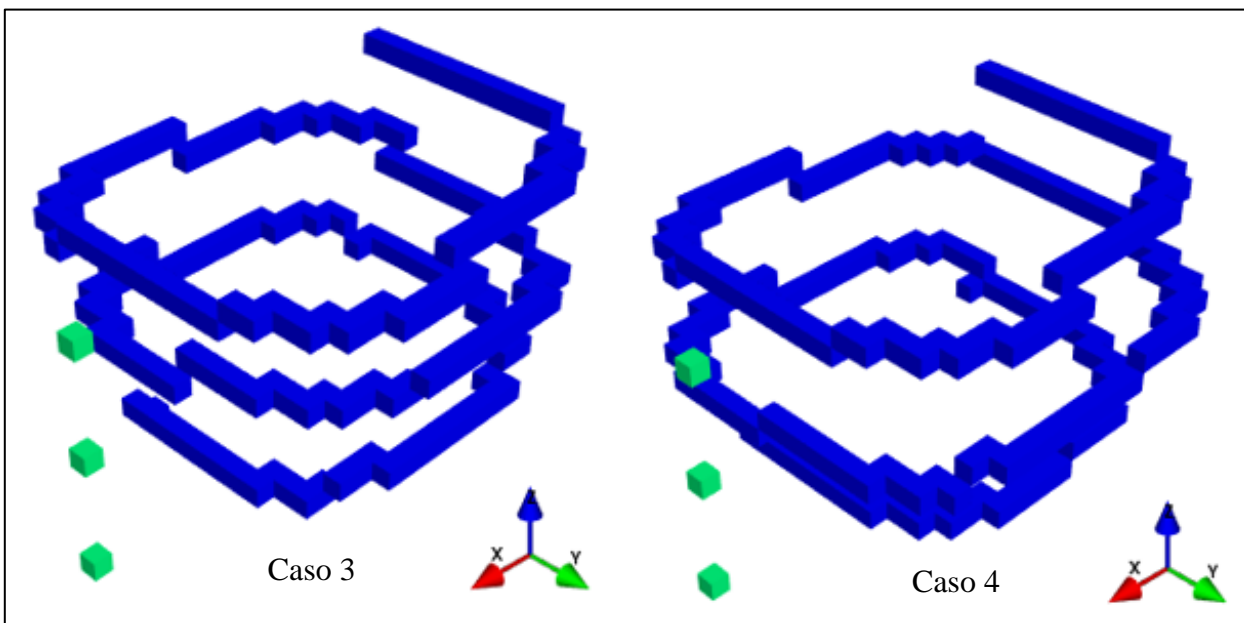


Figura 5.14. Vista isométrica de resultados de variación de costo de construcción cruzados, casos 3 y 4.

Tabla 5.12. Resultados validación costo de construcción cruzados.

Costo construcción cruzado [USD/m]	10	100	1,700	10,000
Largo Rampa [m]	838	838	858	907
Largo Cruzados [m]	202	202	144	97
Costo Desarrollo [MMUSD]	2.1	2.1	2.4	3.3
Costo Transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo Total [MMUSD]	2.2	2.2	2.5	3.3

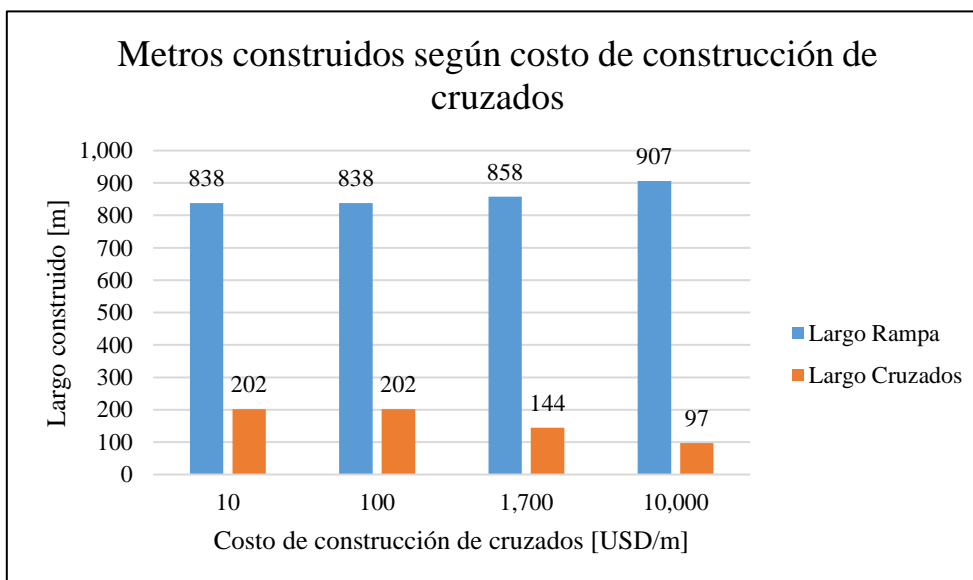


Gráfico 5.9. Validación resultados metros construidos, caso costo de construcción cruzados.

Al aumentar el costo de desarrollo de los cruzados, se busca minimizar lo más posible el largo de éstos para reducir su impacto en el costo total. Dado esto, aumenta la longitud de la rampa para buscar mejor acomodo de los puntos de conexión rampa-cruzado.

5.3.6. Costo de acarreo

Al igual que con el costo de desarrollo de túneles, se varía el input de costo de acarreo de mineral de acuerdo a la pendiente.

5.3.6.1. Costo de acarreo en pendiente entre 0% y 5%

Se experimenta con cuatro valores de este input, tal como se presenta en la Tabla 5.13.

Tabla 5.13. Valores de input costo de acarreo 0% a 5% de pendiente.

Caso	Costo de acarreo 0% a 5% [USD/m/km recorrido]
Caso 1	0.1
Caso 2	1.1
Caso 3	10.8
Caso 4	100.8

Los resultados se pueden observar a continuación.

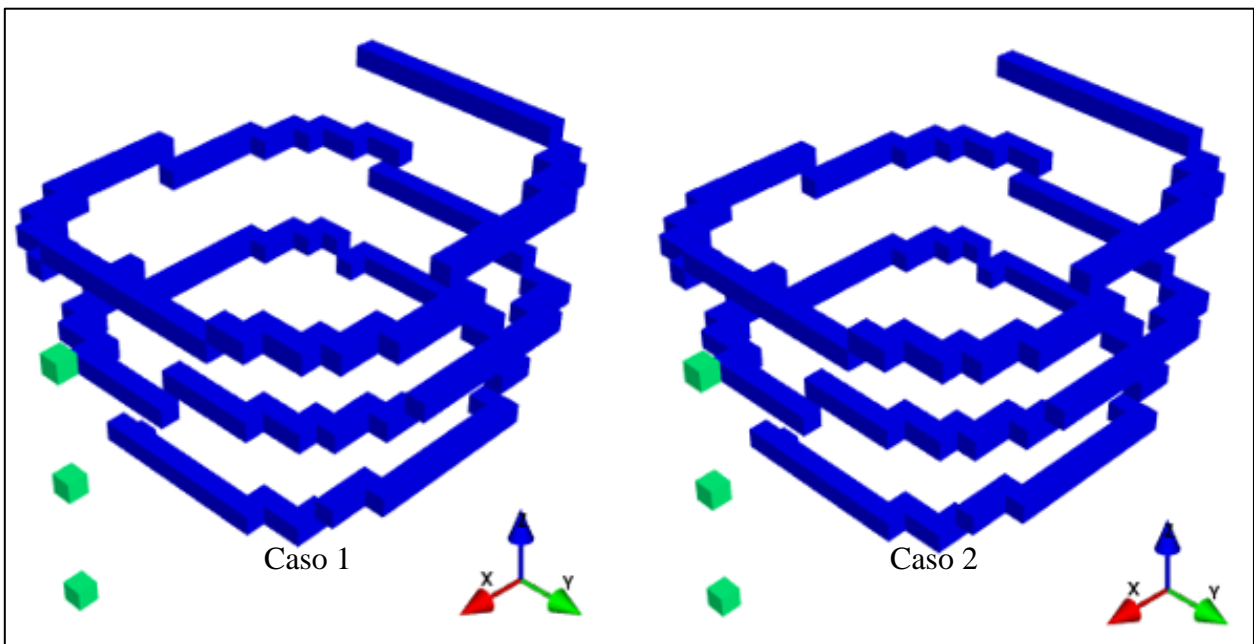


Figura 5.15. Vista isométrica de resultados de variación de costo de acarreo 0% a 5% de pendiente, casos 1 y 2.

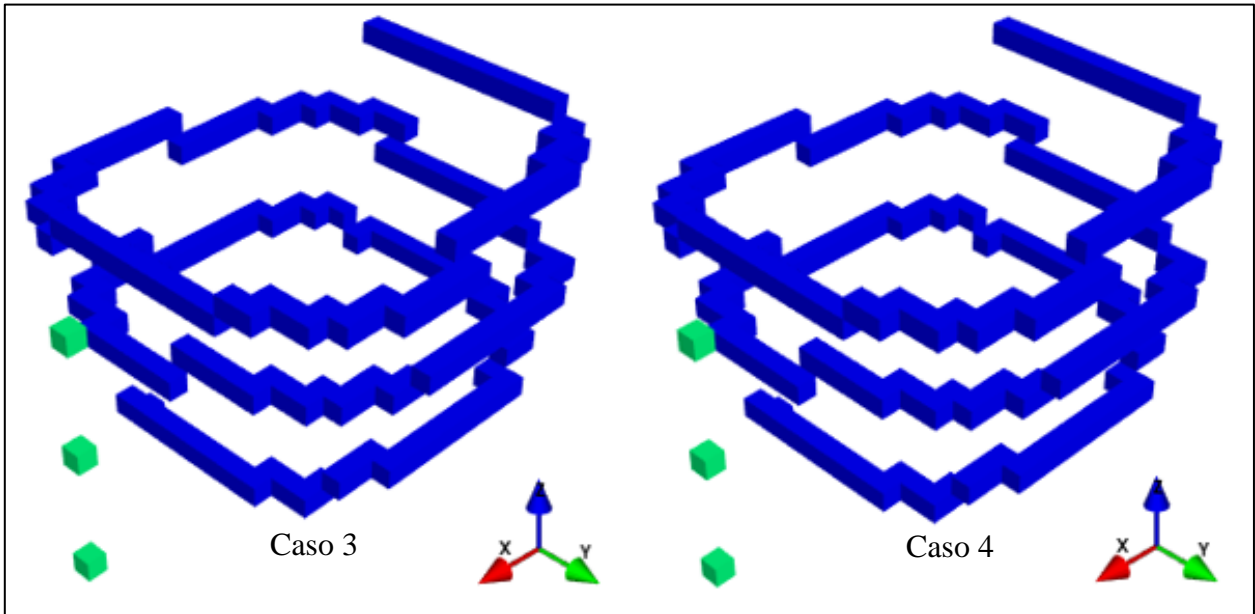


Figura 5.16. Vista isométrica de resultados de variación de costo de acarreo 0% a 5% de pendiente, casos 3 y 2.

Tabla 5.14. Resultados validación costo de acarreo 0% a 5% de pendiente.

Caso costo acarreo pendiente 0% a 5%	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Largo Rampa [m]	858	858	858	858
Largo Cruzados [m]	144	144	144	144
Costo Desarrollo [MMUSD]	2.4	2.4	2.4	2.4
Costo Transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.6
Costo Total [MMUSD]	2.5	2.5	2.5	3.0

Se puede observar que no existe variación de los resultados de tramos construidos al cambiar este input, lo cual se debe a que la pendiente del caso es 10%, por lo tanto, se ven poco afectados por el cambio. El costo aumenta lógicamente por el aumento de los valores de los inputs.

5.3.6.2. Costo de acarreo en pendiente entre 5% y 10%

Los valores que se utilizan como input se muestran en la Tabla 5.15.

Tabla 5.15. Valores de input costo de acarreo 5% a 10% de pendiente.

Caso	Costo de acarreo 5% a 10% [USD/m/km recorrido]
Caso 1	0.1
Caso 2	1.2
Caso 3	11.9
Caso 4	119.0

Los resultados se presentan a continuación.

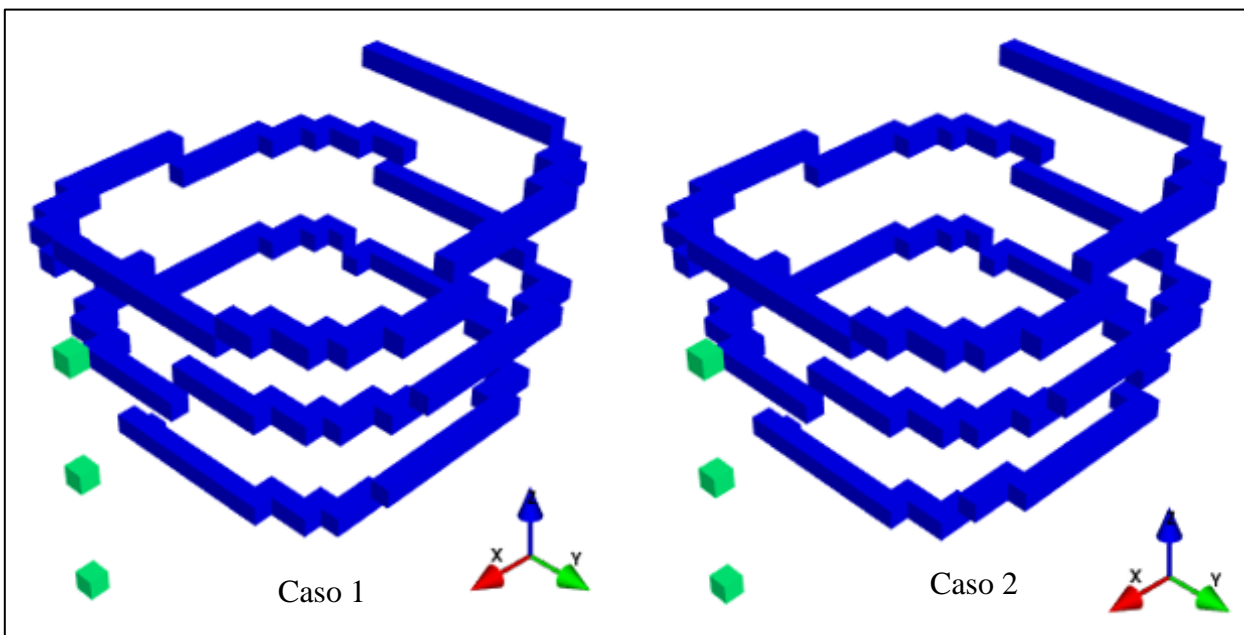


Figura 5.17. Vista isométrica de resultados de variación de costo de acarreo 5% a 10% de pendiente, casos 1 y 2.

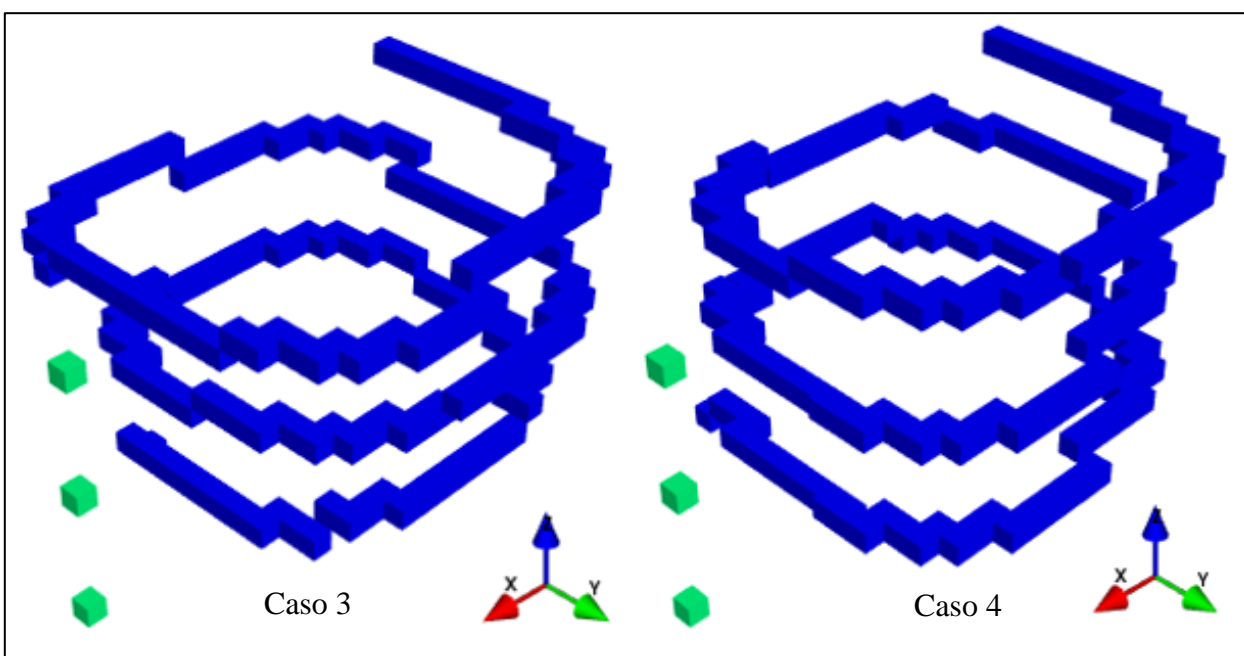


Figura 5.18. Vista isométrica de resultados de variación de costo de acarreo 5% a 10% de pendiente, casos 3 y 4.

Tabla 5.16. Resultados validación costo de acarreo 5% a 10% de pendiente.

Caso costo acarreo pendiente 5% a 10%	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Largo Rampa [m]	858	858	853	846
Largo Cruzados [m]	144	144	148	223
Costo Desarrollo [MMUSD]	2.4	2.4	2.5	2.6
Costo Transporte [MMUSD]	0.0	0.1	0.3	2.1
Costo Total [MMUSD]	2.5	2.5	2.7	4.6

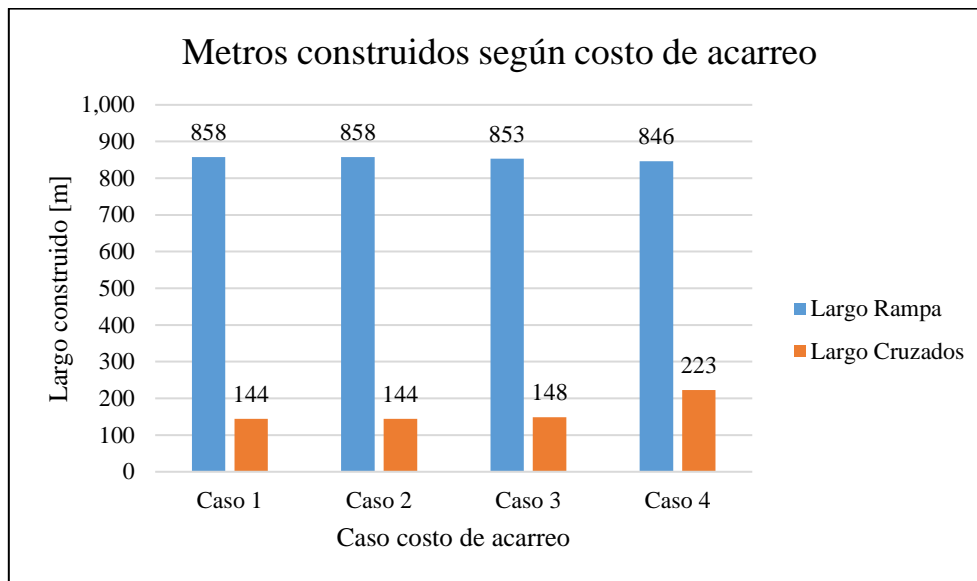


Gráfico 5.10. Validación resultados metros construidos, caso costo acarreo pendiente 5% a 10%.

Dado que se ingresa un 10% como pendiente máxima para la rampa, los tramos de ésta se van a tender a acercarse a esta pendiente, por lo que el costo de este tramo si afecta bastante. Al aumentar el costo, se va a tratar de disminuir las distancias de viaje por la rampa, por lo que el largo de esta va a disminuir.

5.3.7. Tonelaje asociado a los niveles de producción

Para esta sección, se aumentan los tonelajes de cada uno de los niveles de producción planteados, con el fin de observar el cambio de la solución final y su variación de costo.

En el caso 1 se aumenta el tonelaje del primer nivel de 16,000 [ton] a 16,000,000 [ton]; en el caso 2 se pasa de 25,000 [ton] a 25,000,000 [ton]; y en el caso 3 de 20,000 [ton] a 20,000,000 [ton].

Los resultados se presentan a continuación.

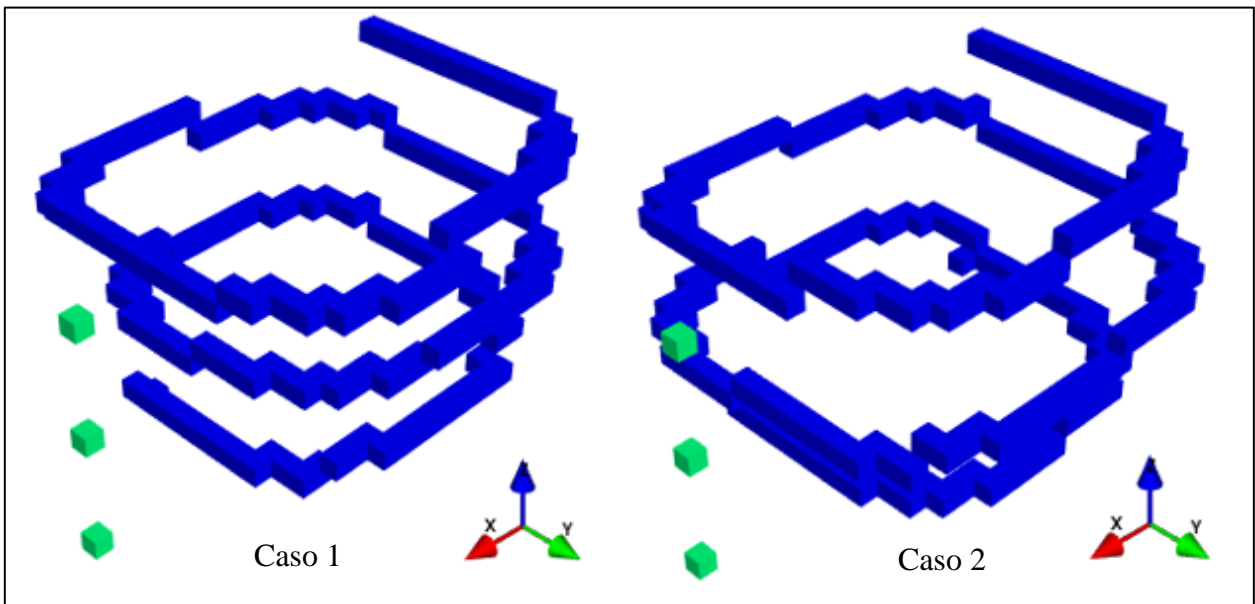


Figura 5.19. Vista isométrica de resultados de variación de tonelaje en niveles de producción, casos 1 y 2.

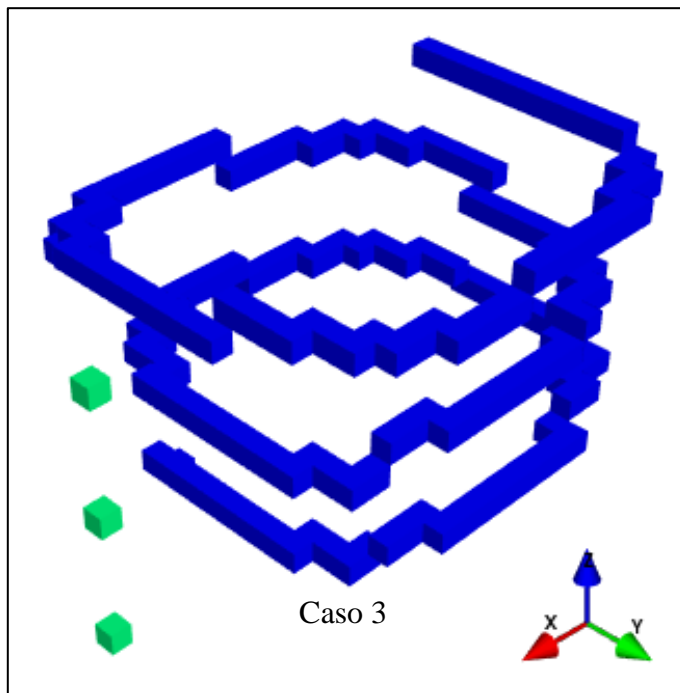


Figura 5.20. Vista isométrica de resultado de variación de tonelaje en niveles de producción, caso 3.

Tabla 5.17. Resultados validación aumento tonelaje por nivel de producción.

Caso aumento tonelaje por nivel de producción	Caso 1	Caso 2	Caso 3
Largo Rampa [m]	857	905	852
Largo Cruzados [m]	151	110	172
Costo Desarrollo [MMUSD]	2.4	2.5	2.5
Costo Transporte [MMUSD]	8.0	27.1	31.1
Costo Total [MMUSD]	10.4	29.5	33.5

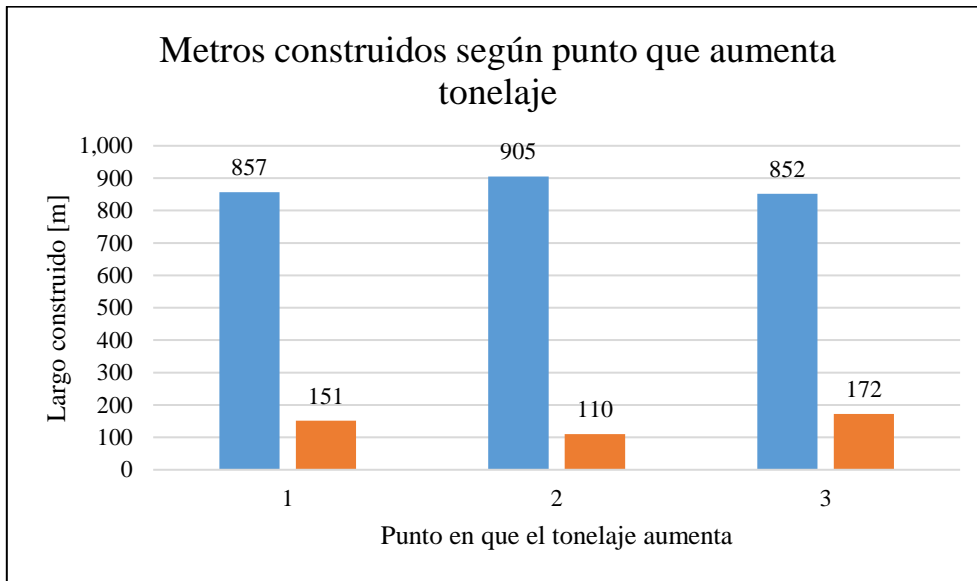


Gráfico 5.11. Validación resultados metros construidos, caso aumento tonelaje en niveles de producción.

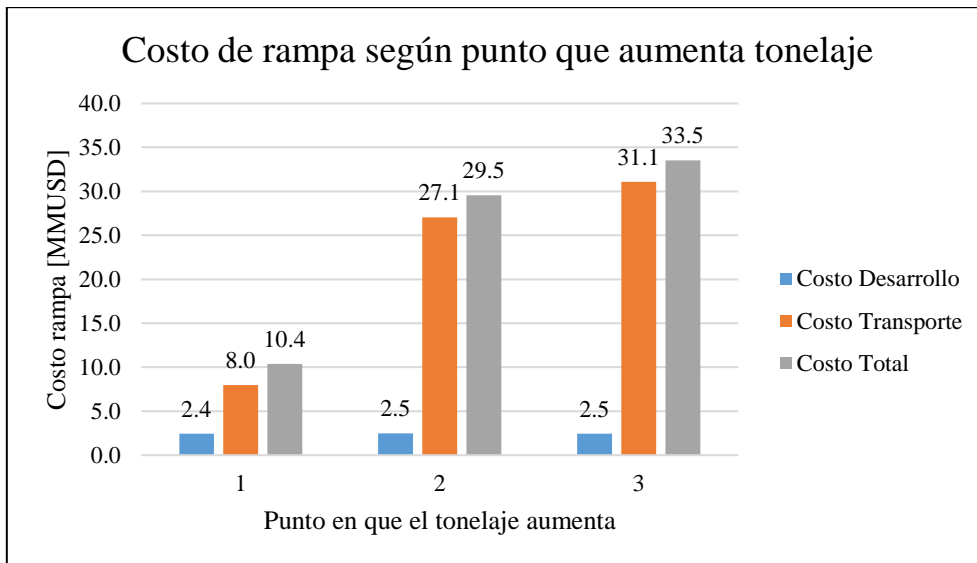


Gráfico 5.12. Validación resultados de costos, caso aumento tonelaje en niveles de producción.

Al cambiar los tonelajes de los niveles de producción, se nota que mientras más profundo esté el nivel, el tonelaje del nivel influye de mayor manera en la solución, pues aumenta la cantidad de mineral que se debe transportar por la rampa. Dado esto, la solución se va a enfocar en disminuir lo mayor posible el impacto de dicho aumento de tonelaje en el costo total.

5.3.8. Cantidad de niveles de producción

Se aumenta la cantidad de niveles de producción a 5 y 7, presentados en la Tabla 5.18.

Tabla 5.18. Tonelaje de niveles al variar cantidad de niveles de producción.

Caso	Caso 7 niveles	Caso 5 niveles
Tonelaje nivel 1 [ton]	16,000	16,000
Tonelaje nivel 2 [ton]	25,000	25,000
Tonelaje nivel 3 [ton]	20,000	20,000
Tonelaje nivel 4 [ton]	30000	30000
Tonelaje nivel 5 [ton]	10,000	10,000
Tonelaje nivel 6 [ton]	28,000	-
Tonelaje nivel 7 [ton]	12,000	-

Los resultados se presentan a continuación.

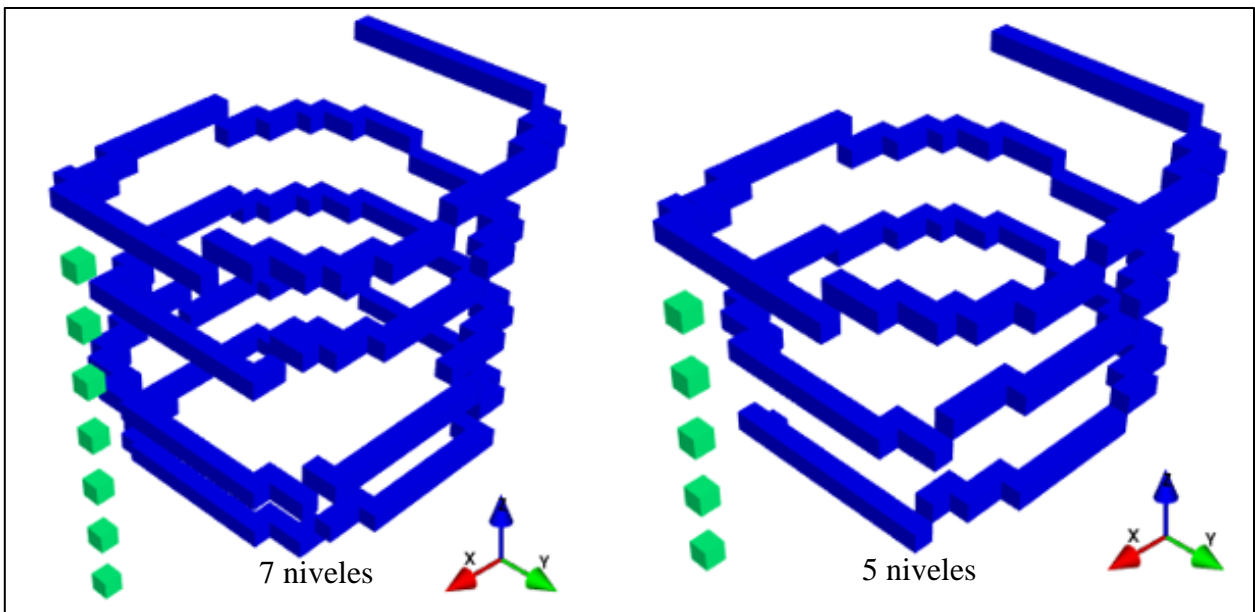


Figura 5.21. Vista isométrica de resultado de variación cantidad de niveles de producción, caso 7 y 5 niveles.

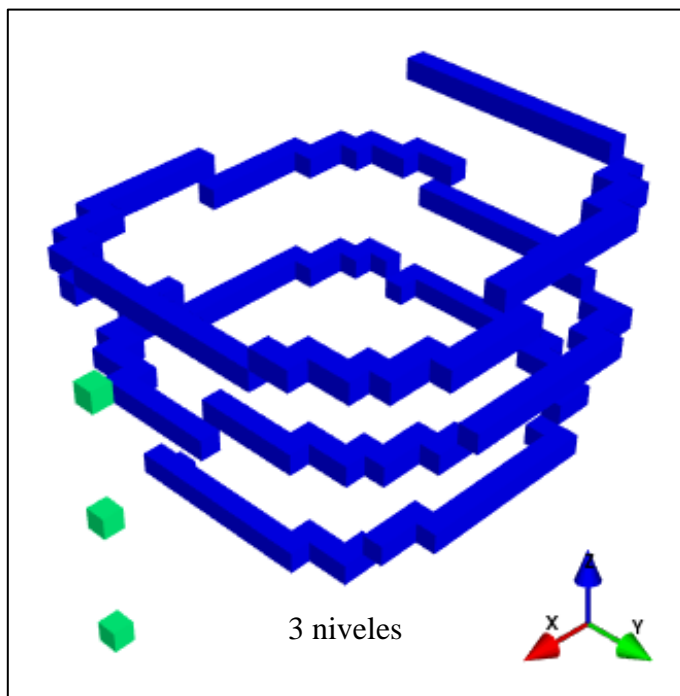


Figura 5.22. Vista isométrica de resultado de variación cantidad de niveles de producción, caso 3 niveles.

Tabla 5.19. Resultados validación aumento niveles de producción.

Cantidad de niveles de producción	7	5	3
Largo Rampa [m]	1,124	886	858
Largo Cruzados [m]	309	278	144
Costo Desarrollo [MMUSD]	3.5	2.6	2.4
Costo Transporte [MMUSD]	0.2	0.1	0.1
Costo Total [MMUSD]	3.7	2.7	2.5

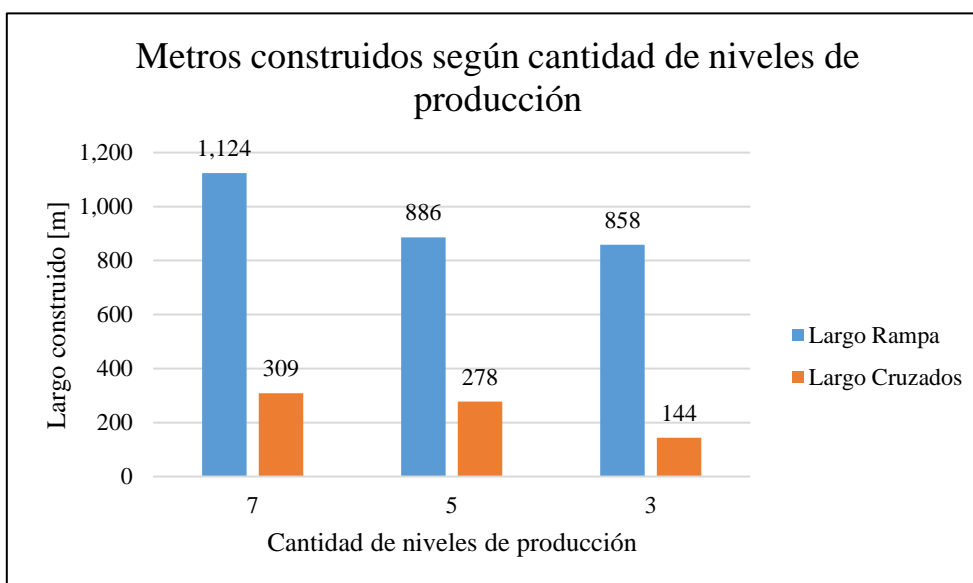


Gráfico 5.13. Validación resultados metros construidos, caso aumento niveles de producción.

Como último caso, se decide variar la cantidad de niveles de producción incluidos en el problema. En los resultados se observa cómo al aumentar dicha cantidad, se deben construir más metros de rampa y de cruzados, lo cual es lógico que ocurra, pues se debe dar acceso a más sectores.

A modo resumen, a continuación, se plantean las observaciones sobre el comportamiento de los inputs en la Tabla 5.20.

Tabla 5.20. Observaciones en la validación de inputs del modelo.

Input evaluado	Observaciones
Frontera	A medida que se aumenta la frontera disponible para la rampa, se encuentra mejores opciones en términos de costos debido a que existen más posibilidades de puntos disponibles para que la rampa pase.
Pendiente	A mayor pendiente permitida en el diseño, las soluciones presentan menores costos, pues al poder descender más rápidamente se tienen menores tramos de rampa.
Sentido	Existen diferencias al utilizar un determinado sentido, generando diseños favorables en algunos sectores. Esto está ligado al punto de inicio de la rampa.
Punto de inicio	Existen diferencias al utilizar diferentes puntos de inicio, por lo cual es importante dejar dicho punto bien establecido.
Costo de desarrollo	Al aumentar los costos de desarrollo, las soluciones tienden a disminuir los tramos de rampas con el fin de disminuir el costo de construcción.
Costo de acarreo	Al aumentar los costos de acarreo, los diseños prefieren acortar los cruzados y acomodar de mejor manera los puntos de conexión rampa-cruzado.
Tonelaje asociado a los niveles de producción	Aumentos en los tonelajes provoca que el diseño busque acomodar tanto la rampa como los cruzados de tal forma de disminuir el impacto de dicho costo.
Cantidad de niveles de producción	Al aumentar la cantidad de niveles, se aumentan todos los costos, debido a una mayor construcción de galería y mayor tonelaje a transportar, lo cual es lo esperado.

5.4. Validación de soluciones al cambiar cuerpo guía en el modelo

En esta sección se prueban otros tipos de forma guía de rampa, con fin de demostrar que el modelo puede ser utilizado con variadas formas siempre y cuando éstas sean continuas y no presenten vacíos.

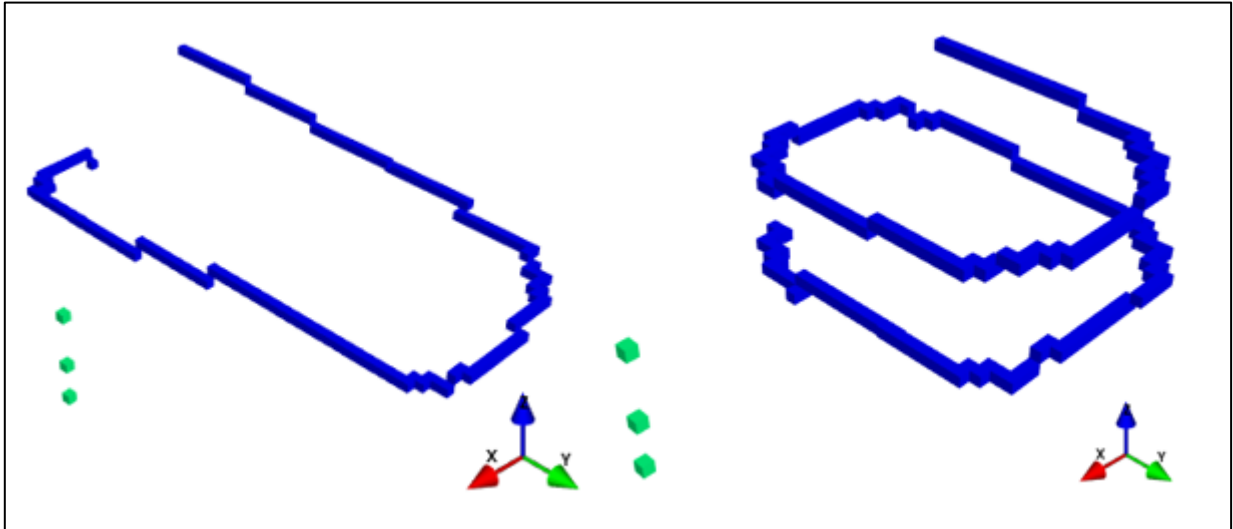


Figura 5.23. Vista isométrica de resultados de variación forma guía de rampa, caso 1 y 2.

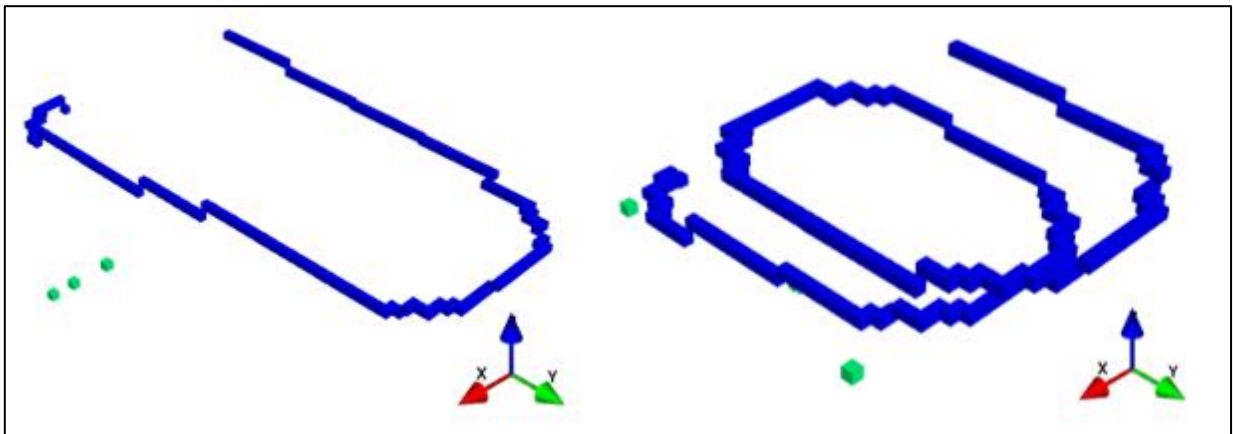


Figura 5.24. Vista isométrica de resultados de variación forma guía de rampa, caso 3 y 4.

Tabla 5.21. Resultados validación cambio de forma guía de rampa.

Caso de forma	1	2	3	4
Largo Rampa [m]	655	838	670	835
Largo Cruzados [m]	526	341	614	212
Costo Desarrollo [MMUSD]	2.6	2.7	2.8	2.5
Costo Transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	2.5
Costo Total [MMUSD]	2.7	2.8	2.9	2.6

Se observa que el modelo es capaz de generar resultados al variar la forma guía de la rampa, entregando soluciones factibles frente a distintas condiciones.

5.5. Análisis

Se tiene que el modelo de optimización es capaz de recibir los diferentes parámetros de inicio y entregar soluciones que se adecúan a esas nuevas condiciones. En este sentido, al modificar los inputs del modelo, las soluciones entregadas reflejan estos cambios, los cuales son

condescendientes a estas variaciones. Se observa, además, que el modelo tiene flexibilidad ante el input de forma guía de la rampa, por lo cual se pueden realizar varios diseños de un mismo caso, solo cambiando este input.

6. CASO DE ESTUDIO

Uno de los objetivos planteados en un inicio es utilizar el modelo de rampas desarrollado en una mina real. Para ello, se cuenta con la información proveniente de un informe de prefactibilidad de una mina que está en proceso de construcción.

6.1. Antecedentes generales

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 geostadístico 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.

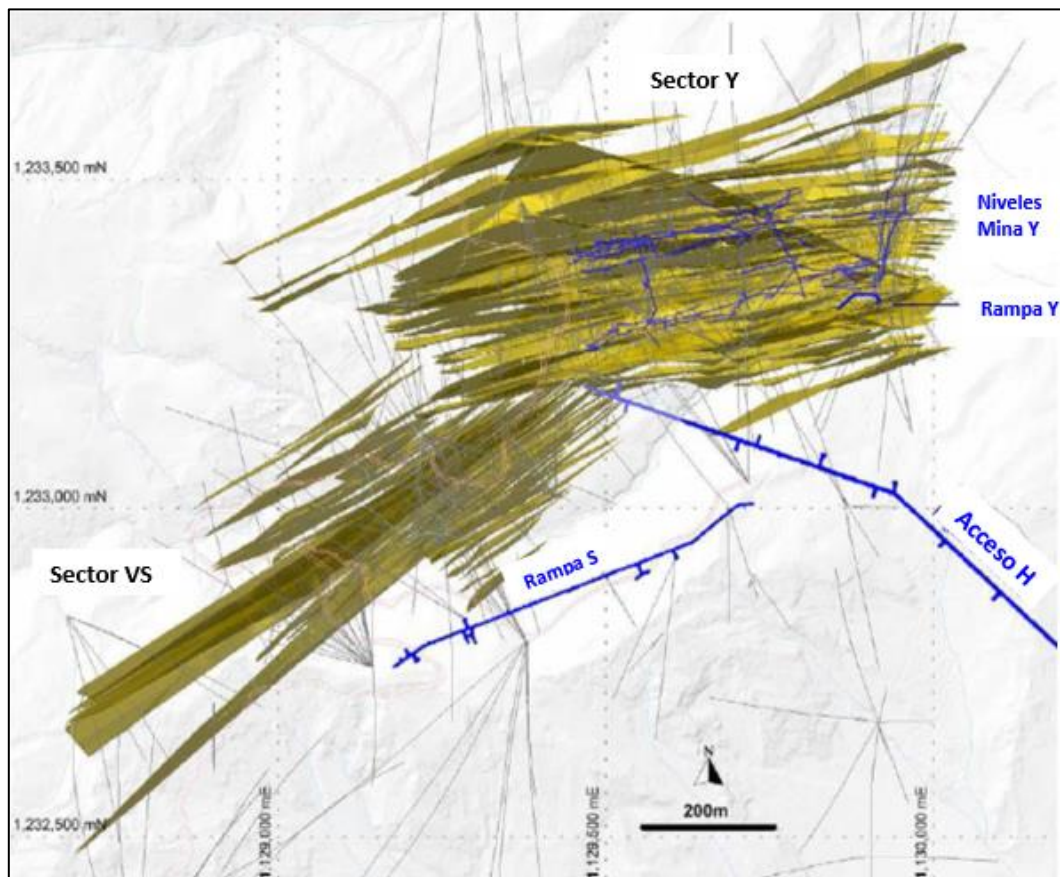


Figura 6.1. Vista en planta del depósito epitermal.

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 6.1. 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.

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 a 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 6.2. 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.

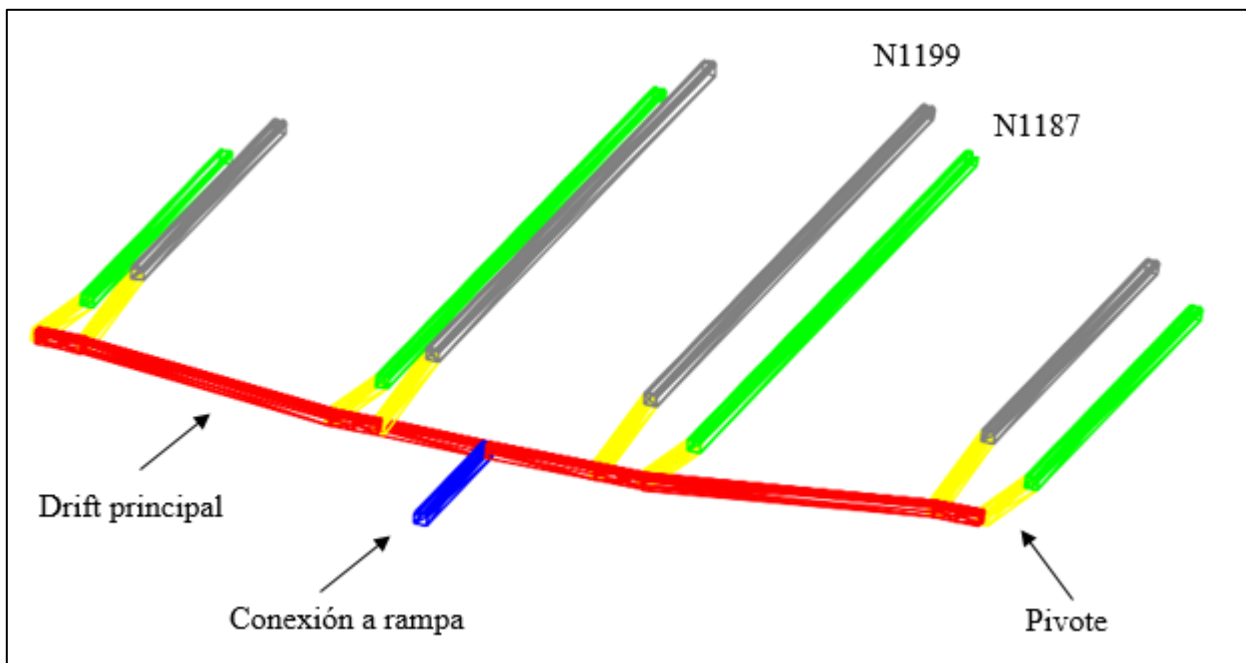


Figura 6.2. Vista isométrica de niveles 1,187 y 1,199, Mina Y este.

El layout de la mina se muestra en la Figura 6.3, 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.

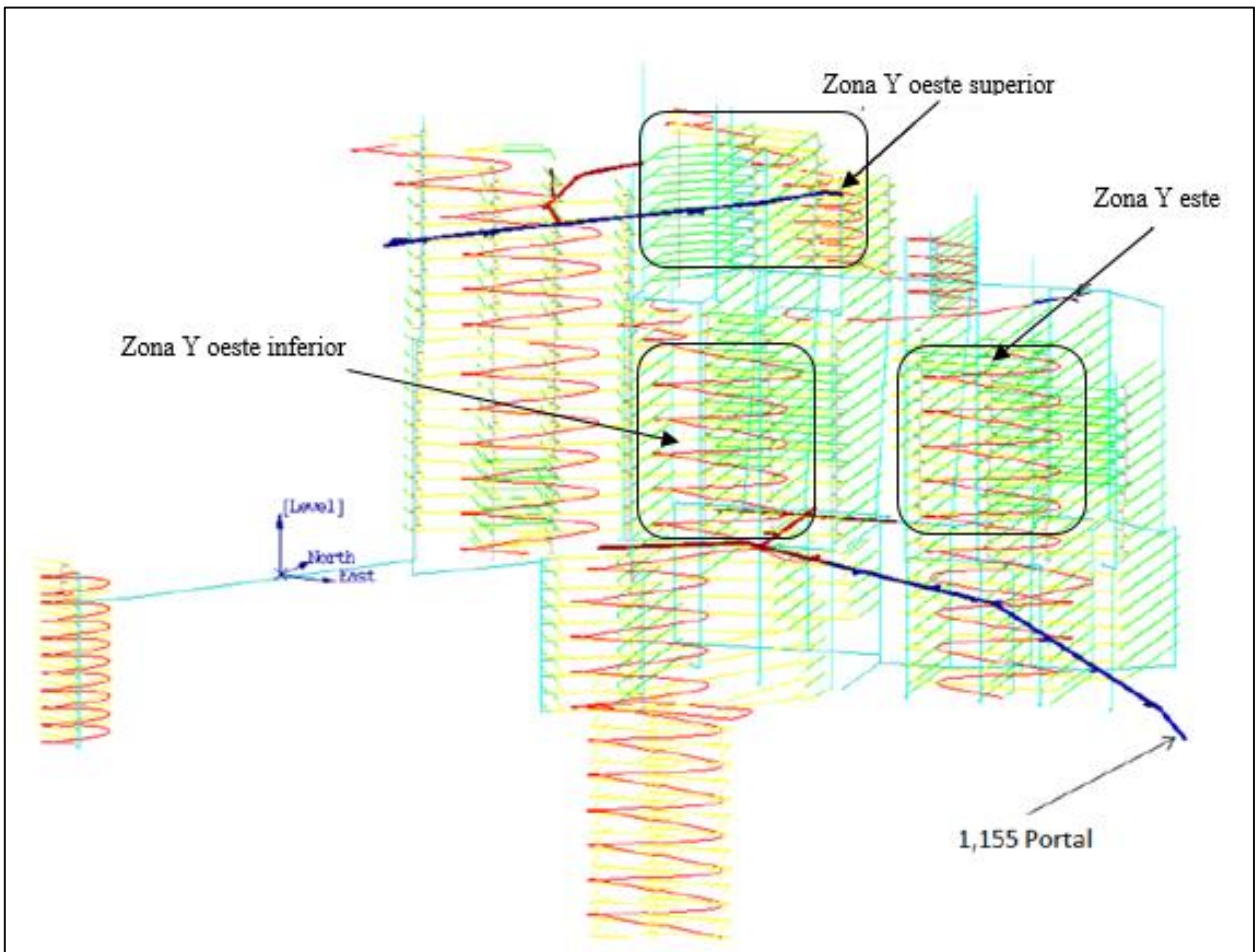


Figura 6.3. Layout mina informe de prefactibilidad.

6.2. Alcances

Para ejecutar el modelo en estos sectores se establecen los siguientes criterios:

- Se considera cada una de las zonas como sectores independientes, donde el mineral se debe transportar desde cada nivel de producción hasta la parte superior de dicha zona.
- Se establece que el espacio que ocupa la mina debe ser lo más semejante al del diseño.
- La pendiente ingresada como input es la misma que la del diseño del estudio de prefactibilidad, es decir, 13%.

6.3. Resultados

6.3.1. Zona Y este

Este sector abarca desde el nivel 1,187 [m] hasta el nivel 1,487 [m], que corresponde a 26 niveles de producción. Dado que en esta zona hay pivotes para los accesos de los niveles, la rampa debe conectar con 13 de estos pivotes.

Los pivotes y el tonelaje asociado a cada uno se muestran a continuación en la Tabla 6.1.

Tabla 6.1. Tonelaje de los pivotes zona Y este.

Cota pivote [m]	Tonelaje [ton]
1,193	373,424
1,217	362,461
1,241	294,792
1,265	253,150
1,289	275,708
1,313	358,130
1,337	449,632
1,361	408,611
1,385	428,569
1,409	405,036
1,433	412,132
1,457	374,580
1,481	441,615

Los resultados obtenidos con el modelo de rampas se presentan a continuación.

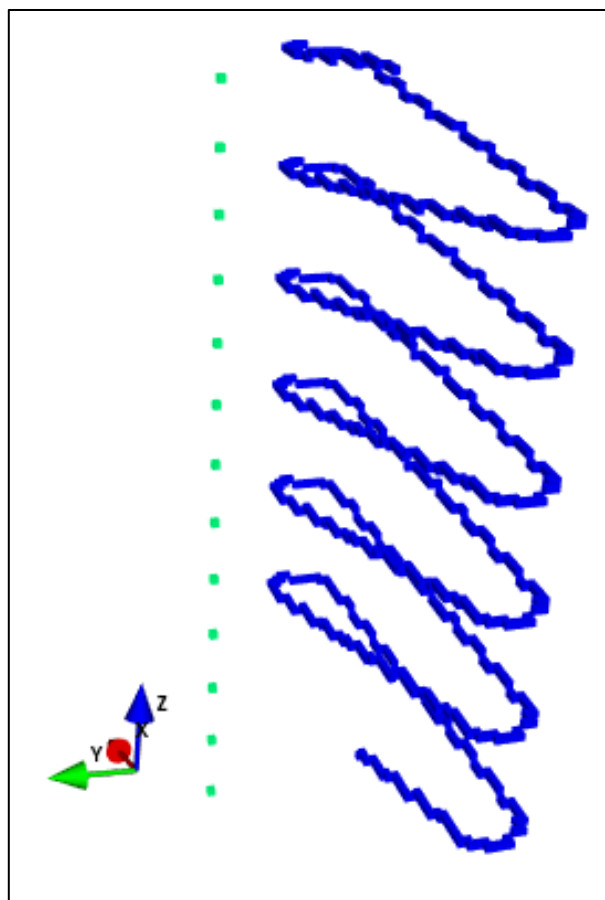


Figura 6.4. Vista lateral de resultado réplica zona Y este.

En el resultado obtenido se ven los puntos que forman parte de la rampa de color azul y de color verde se muestran los puntos de acceso a los niveles de producción. Con este diagrama el ingeniero puede evaluar la solución, si respeta los márgenes establecidos y si la forma es la adecuada a las condiciones iniciales. Ya con el resultado, se pasa a algún software CAD minero para refinar el diseño y obtener el final.

Tabla 6.2. Resultados réplica zona Y este.

Largo Rampa [m]	1,099
Largo Cruzados [m]	979
Costo Desarrollo [MMUSD]	5.0
Costo Transporte [MMUSD]	5.8
Costo Total [MMUSD]	10.8

6.3.2. Zona Y oeste inferior

En esta zona, los niveles de producción que se cubre van desde el 1,187 [m] al 1,439 [m]. A continuación, se presentan los pivotes y los tonelajes de cada uno de ellos.

Tabla 6.3. Tonelaje de los pivotes zona Y oeste inferior.

Cota Pivote [m]	Tonelaje [ton]
1,193	428,618
1,217	494,013
1,241	503,794
1,265	462,151
1,289	479,091
1,313	457,923
1,337	420,044
1,361	417,236
1,385	329,861
1,409	339,692
1,433	412,693

Los resultados de esta zona son los que se muestran a continuación.

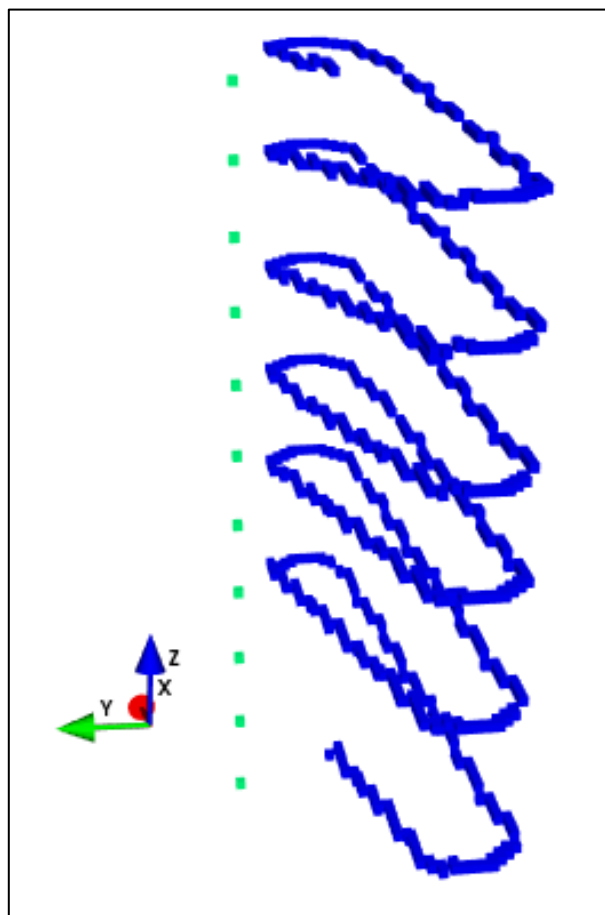


Figura 6.5. Vista lateral de resultado réplica zona Y oeste inferior.

Tabla 6.4. Resultados réplica zona Y oeste inferior.

Largo Rampa [m]	1,136
Largo Cruzados [m]	522
Costo Desarrollo [MMUSD]	4.2
Costo Transporte [MMUSD]	6.3
Costo Total [MMUSD]	10.5

6.3.3. Zona Y oeste superior

Para esta zona ya no existen pivotes, por lo que los accesos son directamente a los niveles, los cuales se detallan a continuación.

Tabla 6.5. Tonelaje de los niveles zona Y oeste superior.

Cota Nivel [m]	Tonelaje [ton]
1,499	24,042
1,511	18,600
1,523	12,765
1,535	14,925
1,547	15,699
1,559	15,789
1,571	15,882
1,583	17,924
1,595	18,883
1,607	20,886
1,619	19,278
1,631	19,340
1,643	20,176
1,655	12,202
1,667	21,011

Los resultados obtenidos de esta zona se presentan a continuación.

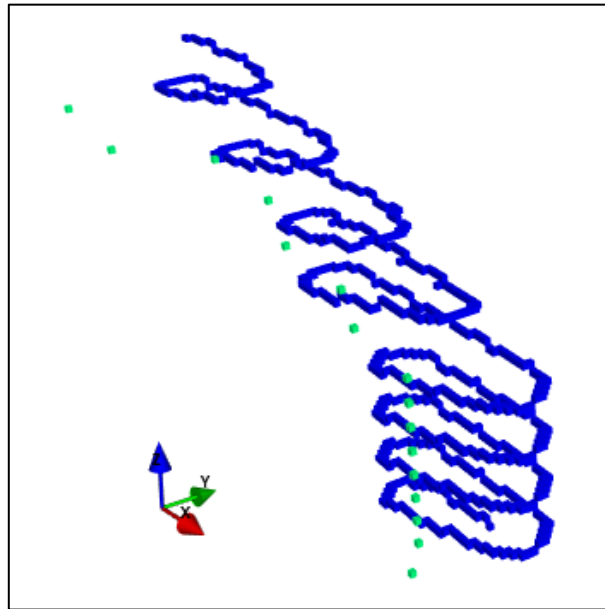


Figura 6.6. Vista lateral de resultado réplica zona Y oeste superior.

Tabla 6.6. Resultados réplica zona Y oeste superior.

Largo Rampa [m]	1,455
Largo Cruzados [m]	443
Costo Desarrollo [MMUSD]	5.0
Costo Transporte [MMUSD]	0.5
Costo Total [MMUSD]	5.5

Desplegando los tres diseños en conjunto, se tiene la Figura 6.7.

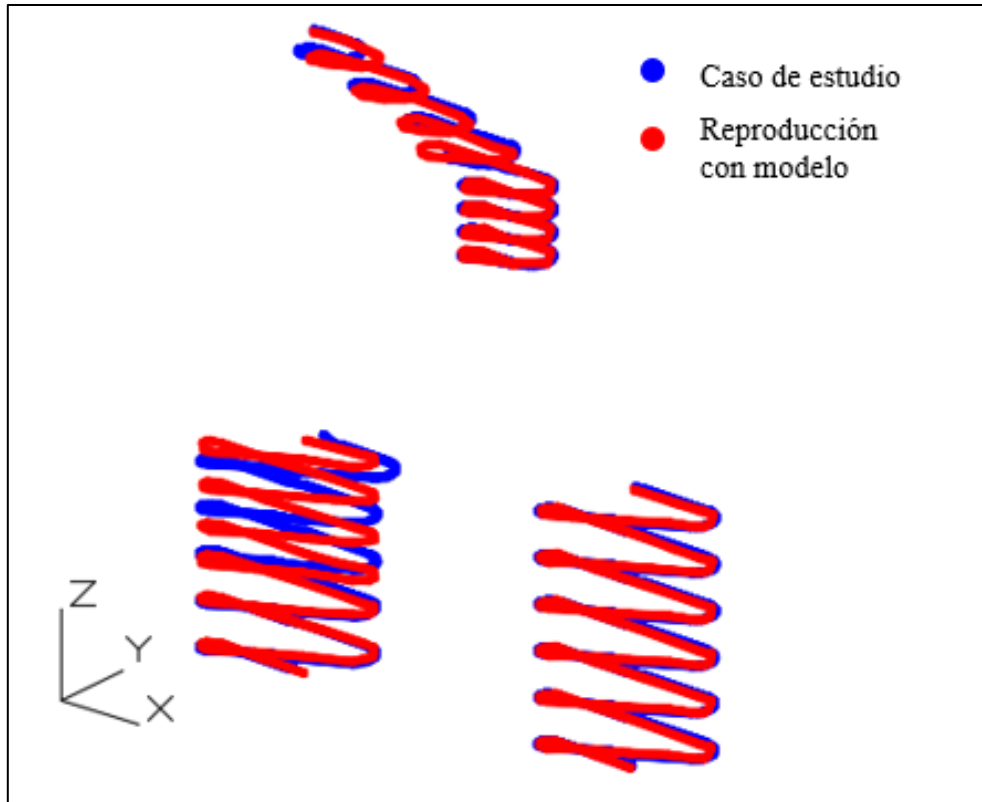


Figura 6.7. Visualización de diseños reales y reproducción con modelo en las tres zonas.

Al comparar los diseños originales con los obtenidos del modelo se observa que, en general, el modelo puede replicar los diseños hechos por el estudio de ingeniería. Para la zona este inferior, se puede ver que la réplica es casi la igual al diseño original, pues sigue el mismo trayecto y ocupan el mismo espacio físico. En la zona oeste inferior se observan diferencias en la parte de arriba, pues el diseño obtenido desde el modelo de optimización tiene un trayecto mayor en dicho sector; mientras que en el sector de abajo se nota similitud en los diseños. Esta diferencia se debe a que el diseño original presenta dos pendientes en esa zona, lo cual no se puede ingresar en el modelo de optimización directamente. Para lograrlo habría que separar esta rampa en dos y luego adjuntarlas. Finalmente, en la zona oeste superior se ve similitud en los diseños, salvo ciertas diferencias en el sector inicial de la rampa, debido a que esa zona tiene mayor complejidad para modelar y crear la forma guía de la rampa.

6.4. Alternativas al caso de estudio

Dada la reproducción del caso inicial en el modelo, buscando replicar el diseño original propuesto por el estudio de prefactibilidad, se proponen alternativas a dicho diseño, con el fin de probar el comportamiento del modelo de rampas subterráneas. Esto se realiza en las tres zonas mencionadas previamente.

6.4.1. Aplicación en zona Y este

En esta zona se realizan dos diseños diferentes al de réplica del caso de estudio, donde el primero corresponde a un aumento de ancho y disminución de largo en la forma guía de la rampa; mientras que la segunda corresponde a un alargamiento de ésta, con el fin de privilegiar los tramos rectos antes que los arcos.

Los resultados obtenidos se presentan a continuación.

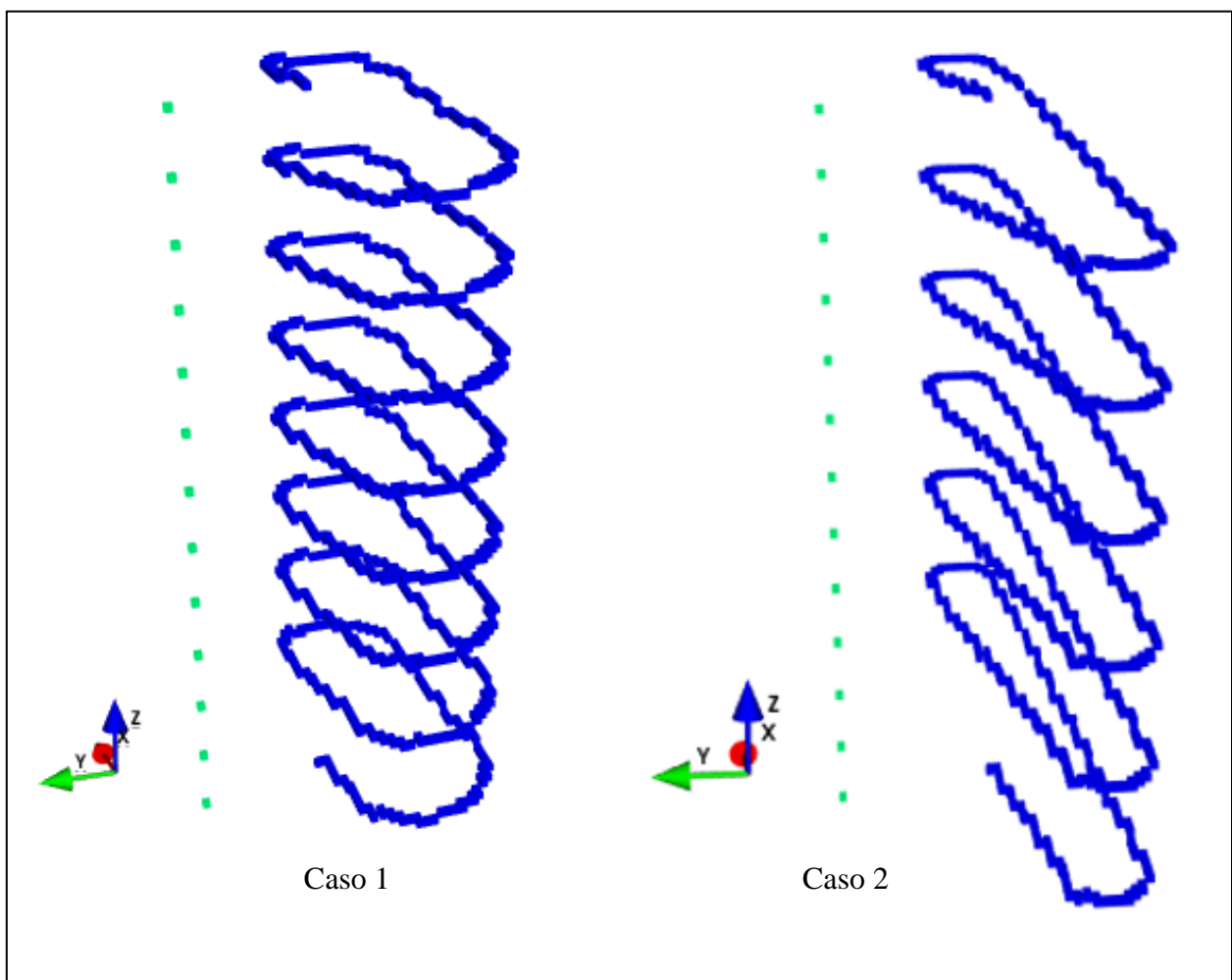


Figura 6.8. Vista lateral de resultados de rampas zona Y este.

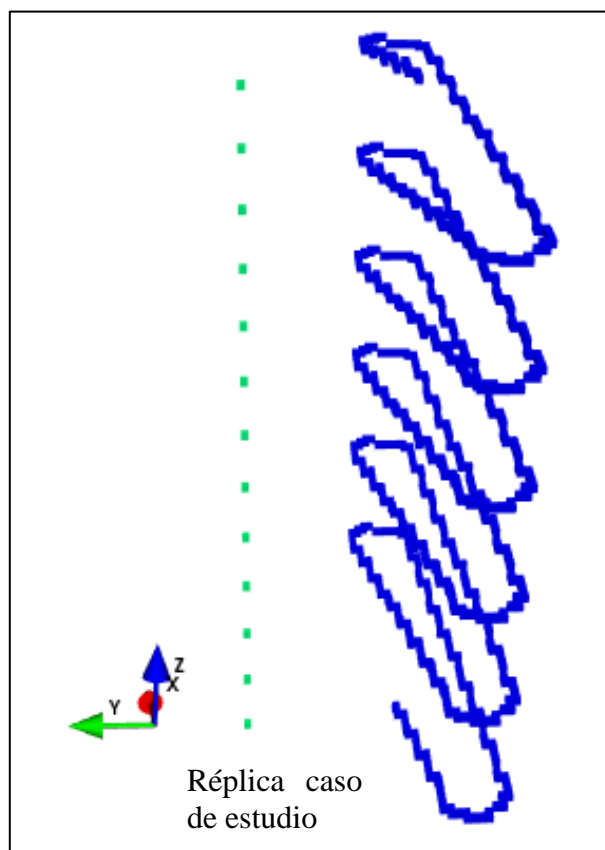


Figura 6.9. Vista lateral réplica de rampa caso de estudio zona Y este.

Tabla 6.7. Resultados de rampas zona Y este.

Caso	Caso 1	Caso 2	Réplica caso de estudio
Largo Rampa [m]	2,151	1,056	1,099
Largo Cruzados [m]	961	972	979
Costo Desarrollo [MMUSD]	7.9	4.8	5.0
Costo Transporte [MMUSD]	11.0	5.5	5.8
Costo Total [MMUSD]	18.9	10.4	10.8

Se observa que el caso 2 toma bastante ventaja respecto al caso 1 en cuanto a los costos, debido a menores tramos de construcción producto de que se privilegiaron los tramos rectos ante los arcos de las curvas. Además, se tiene una disminución de los costos con respecto al caso inicial, por lo que se tendría un mejor diseño de rampa.

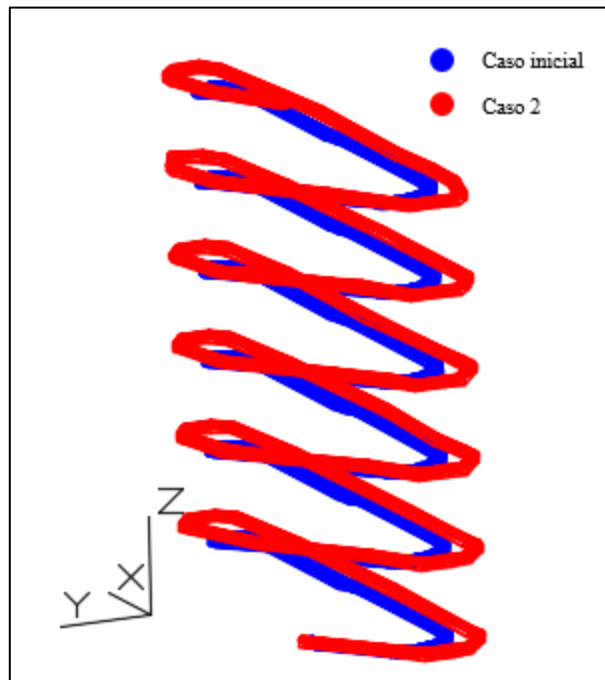


Figura 6.10. Comparación caso inicial y caso 2, zona Y este.

Llevando ambos diseños a triangulaciones y desplegándolas en AutoCAD, se puede observar en la Figura 6.10. una comparación, notando que el caso 2 privilegia tramos rectos más largos para avanzar en profundidad, lo que conlleva al menor costo total.

6.4.2. Aplicación en zona Y oeste inferior

Al igual que en la zona anterior, se proponen dos diseños en este nuevo sector, considerando las mismas modificaciones para los siguientes casos que se presentan a continuación.

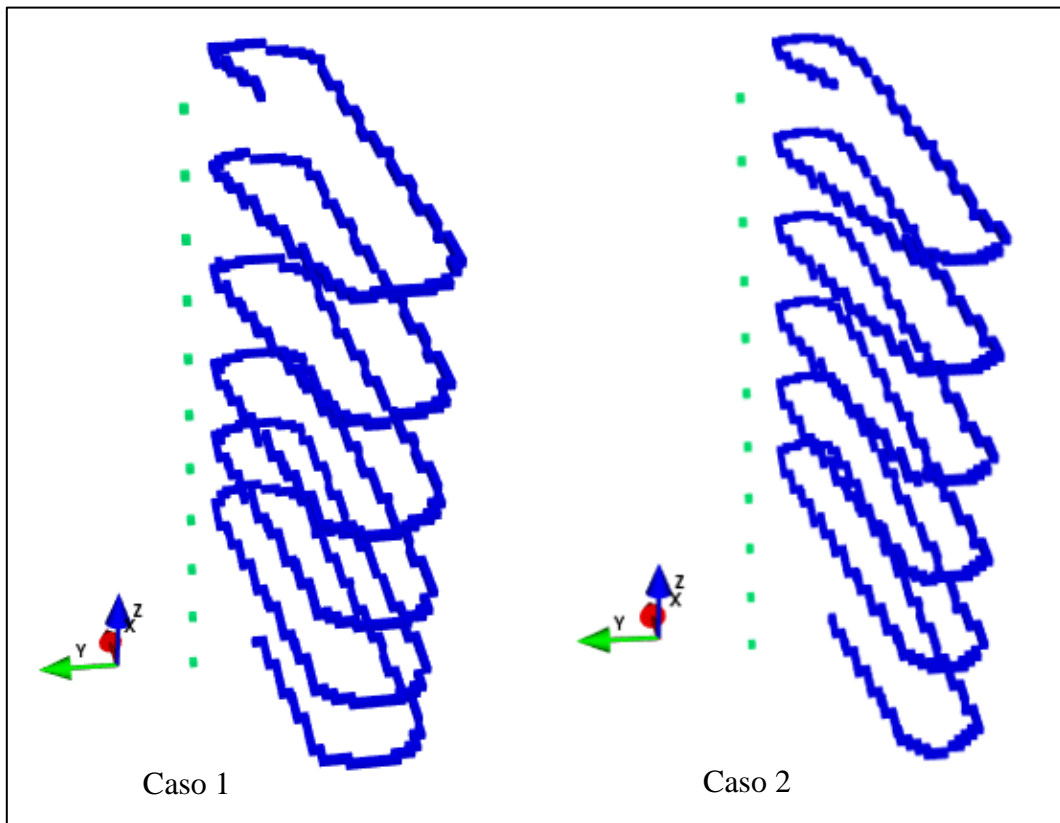


Figura 6.11. Vista lateral de visualización resultados de rampas zona Y oeste inferior.

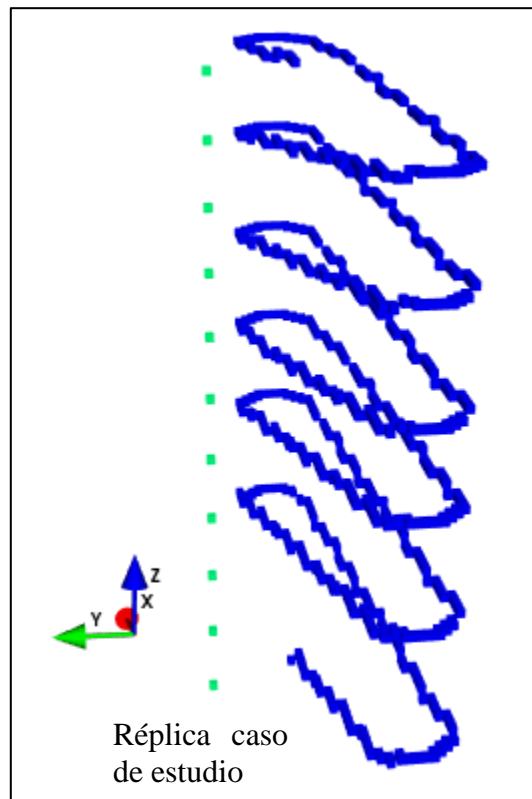


Figura 6.12. Vista lateral réplica de rampa caso de estudio zona Y oeste inferior.

Tabla 6.8. Resultados de rampas zona Y oeste inferior.

Caso	Caso 1	Caso 2	Réplica caso de estudio
Largo Rampa [m]	1,440	1,024	1,136
Largo Cruzados [m]	482	530	522
Costo Desarrollo [MMUSD]	5.0	3.9	4.2
Costo Transporte [MMUSD]	7.2	5.6	6.3
Costo Total [MMUSD]	12.2	9.5	10.5

Se observa una disminución de costos en el caso 2 con respecto al caso inicial, debido que se prefieren tramos rectos más largos para disminuir el impacto de los arcos en el costo final.

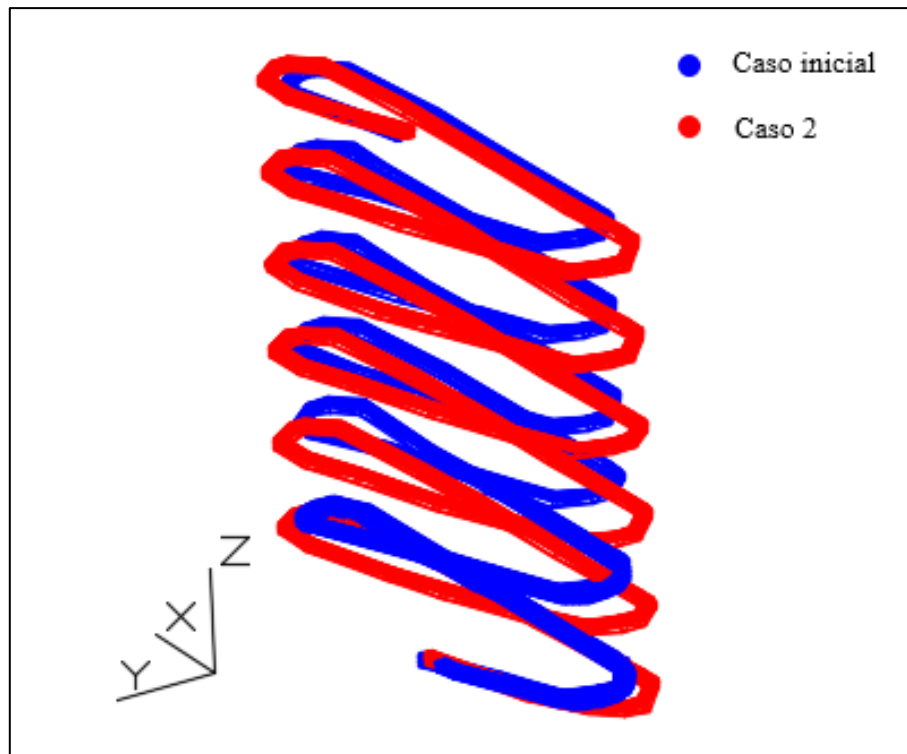


Figura 6.13. Comparación caso inicial y caso 2, zona Y oeste inferior.

En la Figura 6.13 se observa la superposición del diseño de caso 2 con el diseño del caso inicial, donde se puede apreciar que el caso 2 presenta tramos rectos de mayor longitud, lo que provoca la disminución de costos y facilidad operativa.

6.4.3. Aplicación en zona Y oeste superior

Para esta última zona, solo se realiza un caso propuesto, debido a que la zona disponible para la rampa es de menor tamaño, por lo que un achatamiento en la forma puede complicar la estabilidad de la mina, al acercarse demasiado a las zonas de producción. El caso propuesto consiste en alargar más la forma con el fin de aumentar los tramos rectos.

Los resultados se muestran a continuación.

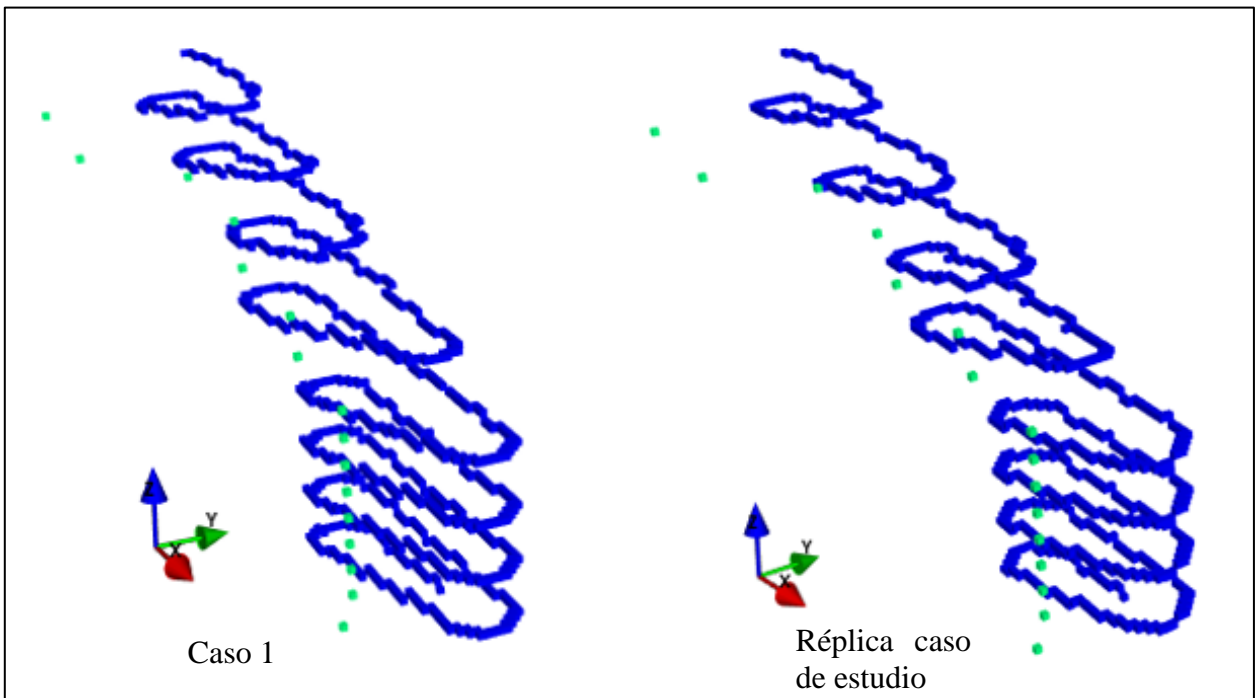


Figura 6.14. Vista lateral de visualización resultado de rampa y réplica de caso de estudio zona Y oeste superior.

Tabla 6.9. Resultado de rampa zona Y oeste superior.

Caso	Caso 1	Réplica caso de estudio
Largo Rampa [m]	1,274	1,455
Largo Cruzados [m]	479	443
Costo Desarrollo [MMUSD]	4.5	5.0
Costo Transporte [MMUSD]	0.4	0.5
Costo Total [MMUSD]	4.9	5.5

En los resultados se observa una disminución de los costos productos de la mejora al aumentar la longitud de los tramos rectos.

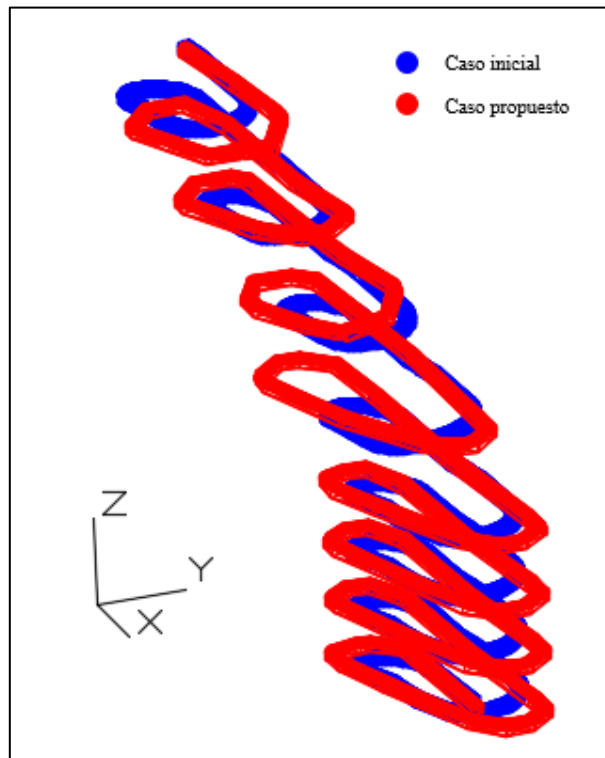


Figura 6.15. Comparación caso inicial y caso 1, zona Y oeste superior.

Al contrastar los diseños se observa que, al aumentar el largo de los tramos rectos, se permite disminuir los arcos de las curvas cuya construcción implica mayores dificultades.

Al superponer los diseños de las tres zonas se puede observar cómo sería el sistema de rampas para acceder a los niveles de producción. Esto se muestra en la Figura 6.16.

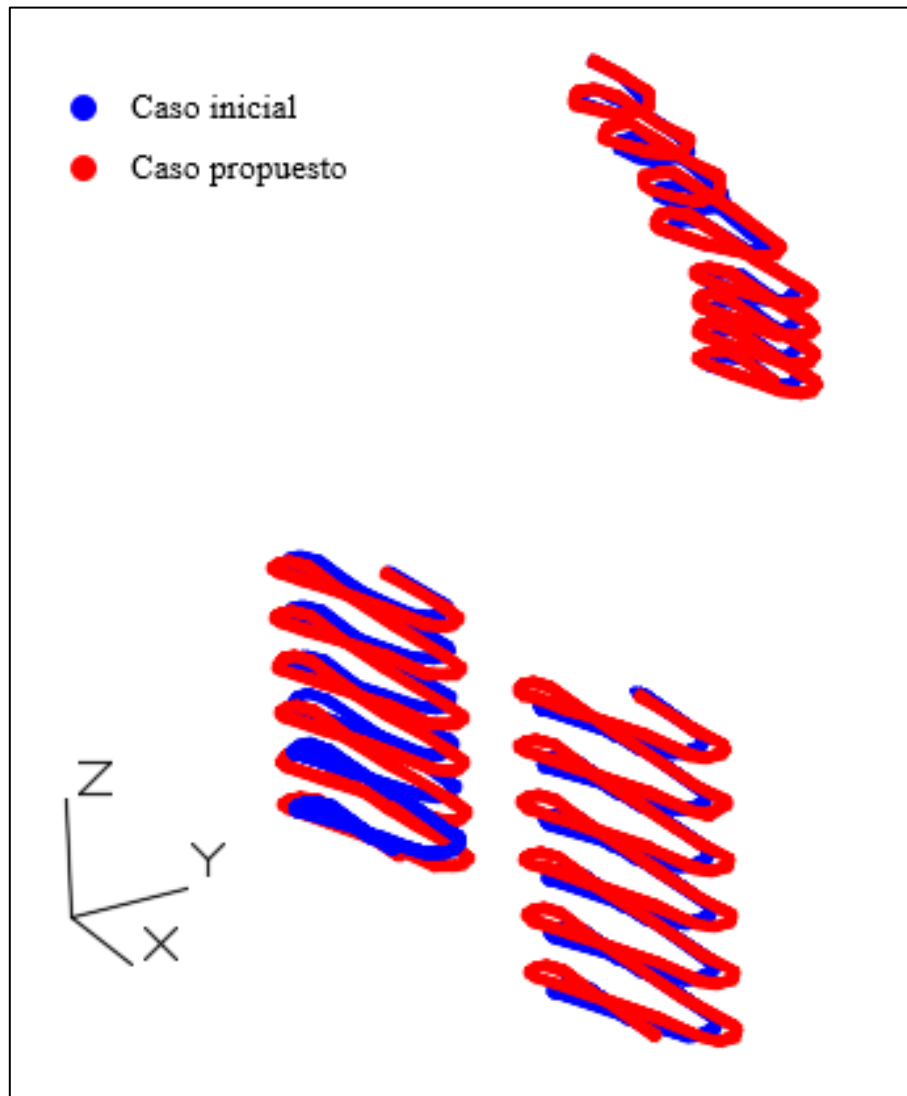


Figura 6.16. Comparación de las tres zonas caso inicial y caso propuesto.

6.4.4. Variante de pendiente en zonas de estudio

En el diseño de rampas de las zonas estudiadas, se tiene como parámetro inicial una pendiente de 13%, valor que se sale del rango convencional, el cual llega hasta 12%, siendo 10% el valor típico para la pendiente de estas construcciones. Dentro de las complicaciones que conlleva una mayor pendiente en las rampas son el sobreesfuerzo de los equipos que transitan por ella, impidiendo su correcto funcionamiento y una menor vida útil.

Dada esta situación, es que se realizan nuevamente los diseños de caso inicial y el propuesto, pero esta vez con pendiente de 10% como parámetro inicial en el modelo.

6.4.4.1. Aplicación en zona Y este

Se tienen los siguientes resultados en esta zona.

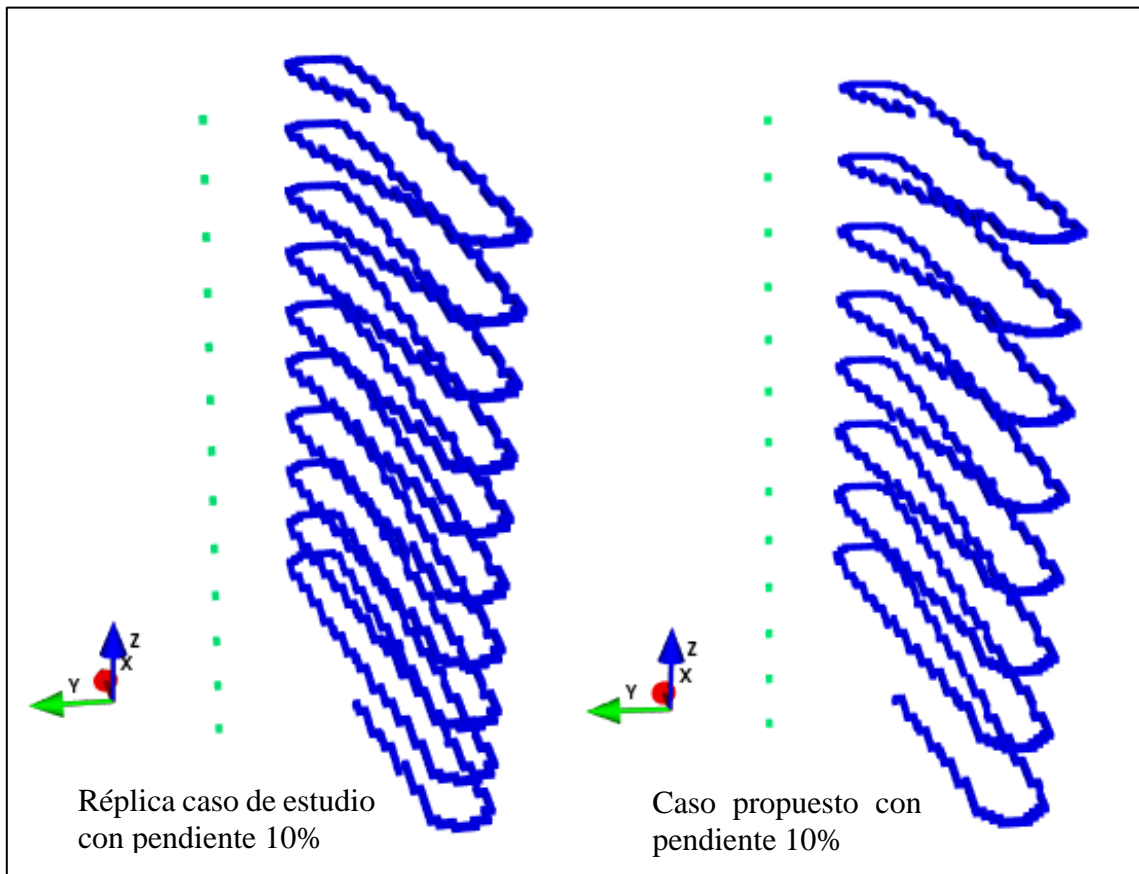


Figura 6.17. Vista lateral de resultados rampa zona Y este con pendiente 10%.

Tabla 6.10. Resultados rampa zona Y este con pendiente 10%.

Caso	Caso réplica	Caso propuesto
Largo Rampa [m]	1,164	1,118
Largo Cruzados [m]	993	856
Costo Desarrollo [MMUSD]	5.2	5.1
Costo Transporte [MMUSD]	5.7	5.5
Costo Total [MMUSD]	10.9	10.6

Se observa que también bajo estas circunstancias el diseño propuesto presenta menores costos. Al superponer los diseños, en la Figura 6.18 se observa cómo los tramos rectos largos permiten disminuir la cantidad de arcos de curvas.

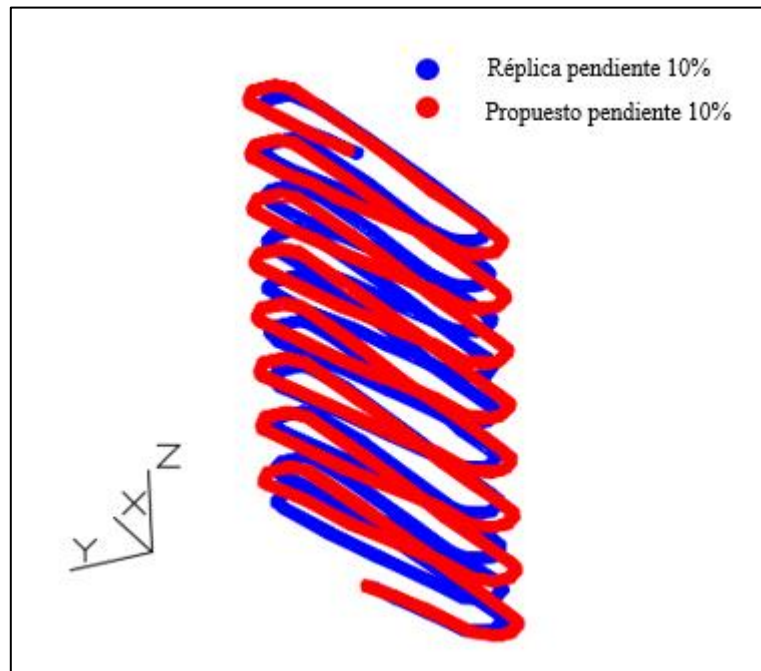


Figura 6.18. Comparación de los resultados de zona Y este con pendiente 10%.

6.4.4.2. Aplicación en zona Y oeste inferior

En esta zona se tienen los siguientes resultados en el modelo de optimización.

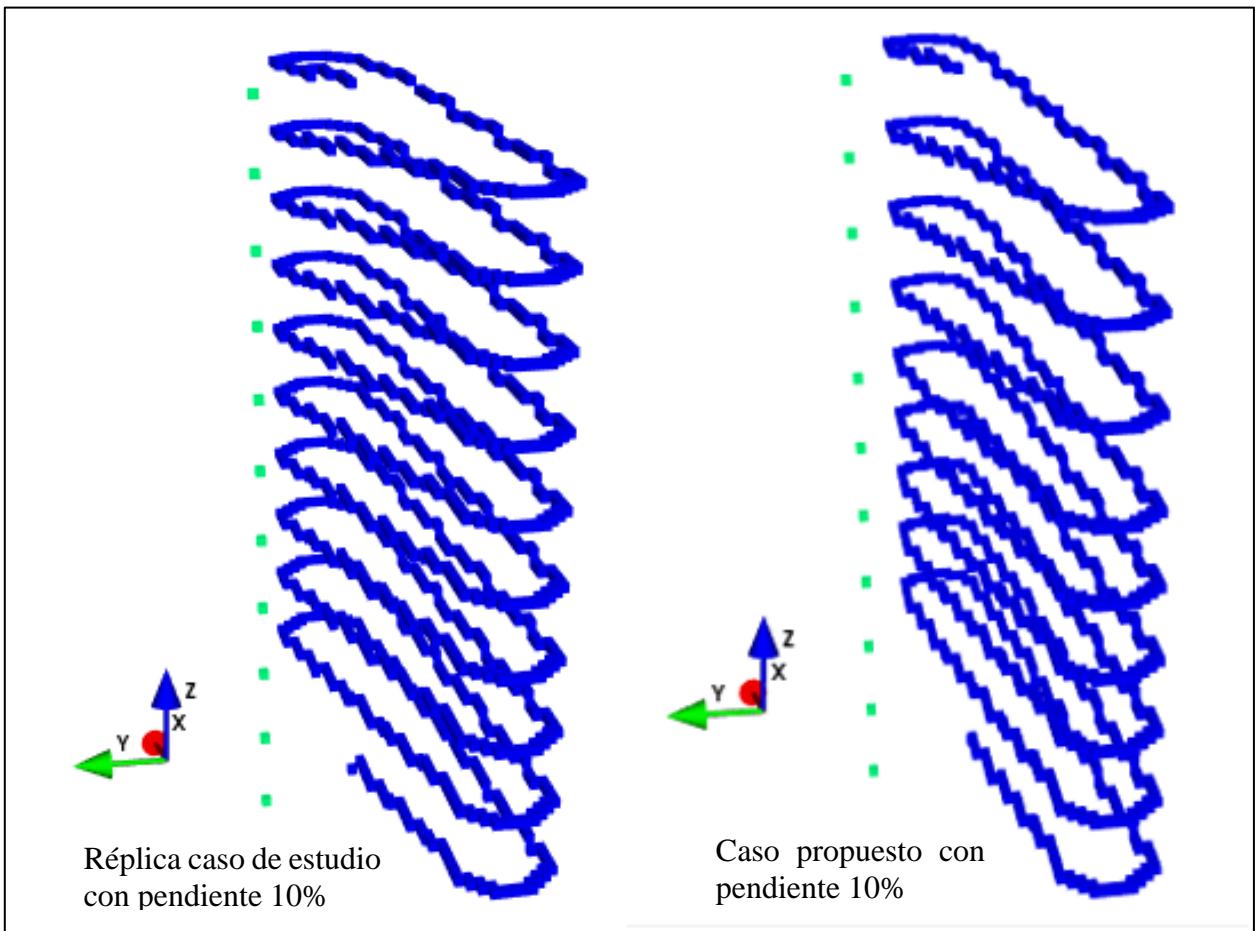


Figura 6.19. Vista lateral de resultados rampa zona Y oeste inferior con pendiente 10%.

Tabla 6.11. Resultados rampa zona Y oeste inferior con pendiente 10%.

Casos	Caso réplica	Caso propuesto
Largo Rampa [m]	1,254	1,141
Largo Cruzados [m]	360	366
Costo Desarrollo [MMUSD]	4.3	3.9
Costo Transporte [MMUSD]	6.4	5.9
Costo Total [MMUSD]	10.7	9.8

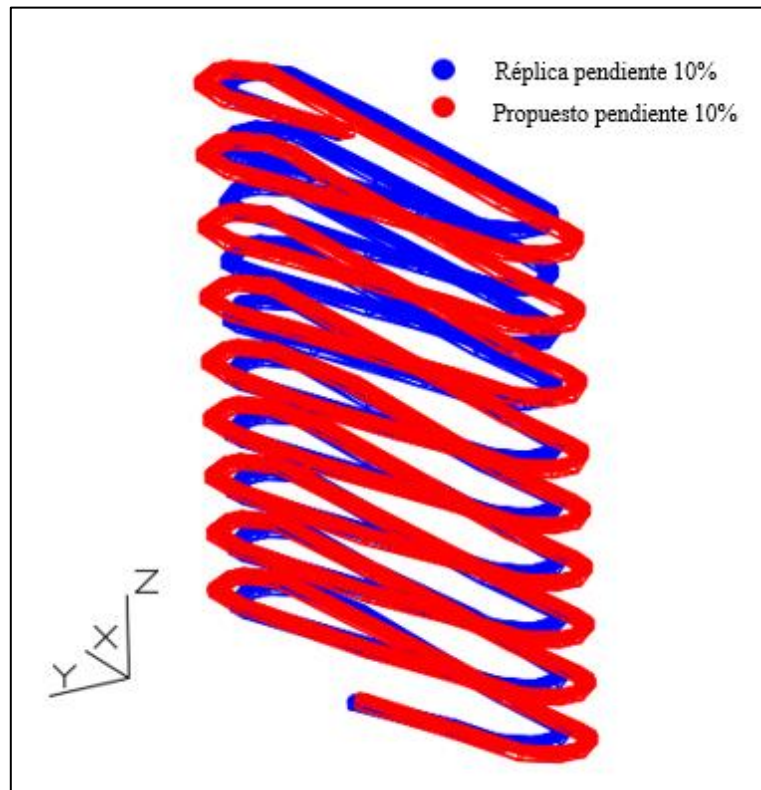


Figura 6.20. Comparación de los resultados de zona Y oeste inferior con pendiente 10%.

Se observa que en el diseño propuesto se tiene menor cantidad de arcos al privilegiar los tramos rectos, lo cual favorece la operatividad del sector y menores costos de construcción y operación.

6.4.4.3. Aplicación en zona Y oeste superior

Finalmente, se realizan los diseños de esta zona en pendiente de 10%. Los resultados se presentan a continuación.

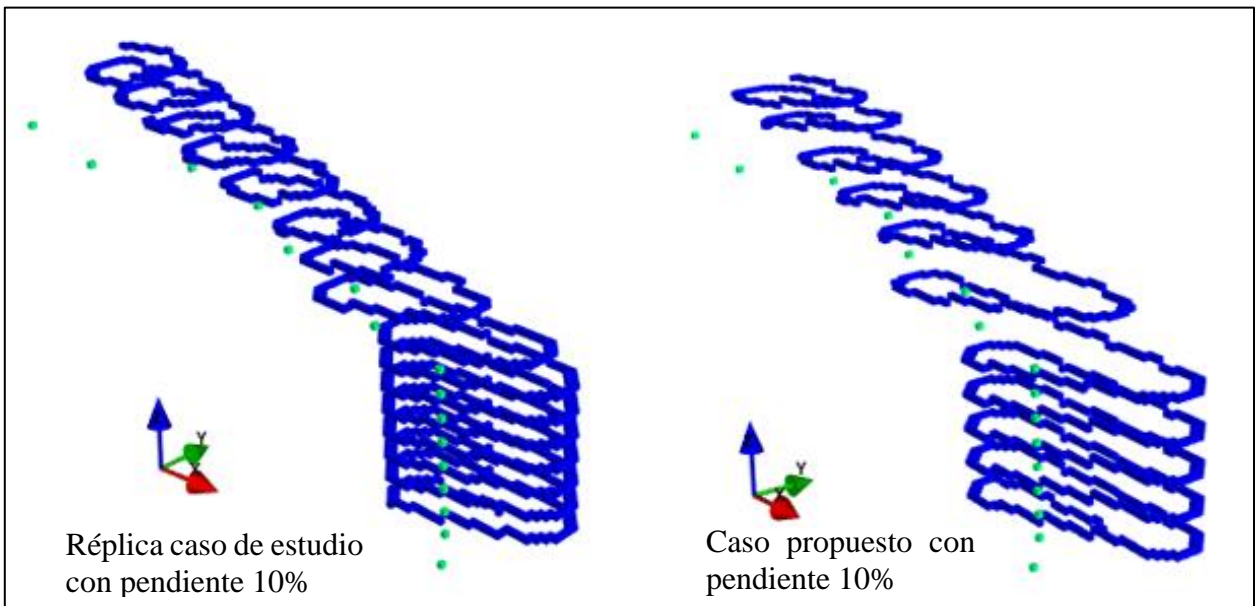


Figura 6.21. Vista lateral de resultados rampa zona Y oeste superior con pendiente 10%.

Tabla 6.12. Resultados rampa zona Y oeste superior con pendiente 10%.

Casos	Caso réplica	Caso propuesto
Largo Rampa [m]	1,833	1,524
Largo Cruzados [m]	263	372
Costo Desarrollo [MMUSD]	5.7	5.0
Costo Transporte [MMUSD]	0.6	0.5
Costo Total [MMUSD]	6.3	5.5

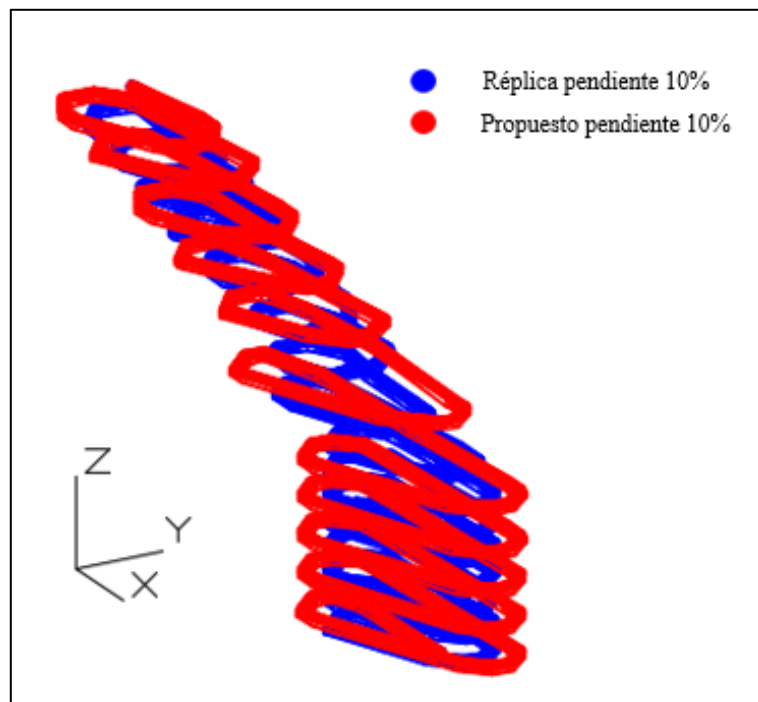


Figura 6.22. Comparación de los resultados de zona Y oeste superior con pendiente 10%.

Se tiene que el diseño propuesto anteriormente también presenta mejores costos en este caso, debido a que se privilegian los tramos rectos ante los arcos.

Cabe destacar que en este caso se ve una disminución en la longitud de la rampa. Sin embargo, hay un aumento en la longitud de los arcos. Esta situación debe ser analizada caso a caso, de manera de que los puntos de conexión rampa-cruzado sean factibles operativamente. En este caso, se hizo este análisis y la solución es factible de construir.

6.5. Análisis

Al buscar variantes del caso inicial propuesto por el estudio de ingeniería, se tiene la opción de mejorar los diseños en término de costos, al privilegiar tramos rectos de mayor longitud.

Además, se tiene que el modelo de optimización permite lograr cambiar los diseños al modificar los inputs, como ocurrió al variar la pendiente, generando otras configuraciones. Esto permite que la metodología sea flexible y sea capaz de generar soluciones ante un cambio en el escenario del proyecto. Lo anterior puede aplicarse en casos donde la información que se tenía no era la suficiente, o cambian los planes de producción, por lo que se debe volver a diseñar, entre otros factores.

Al comparar los escenarios de pendiente, se observa el cambio entre un diseño y otro para la misma zona, en término de costos y de metros construidos. Esto recalca que se deben establecer bien en un inicio las posibilidades constructivas y operacionales en la metodología, pues pueden impactar en gran medida al diseño que se obtenga.

En cuanto al funcionamiento del modelo de optimización, se tiene que la construcción de la forma guía de la rampa es fundamental para que el modelo funcione correctamente, pues define los límites del diseño. Dado esto, es muy importante que esta forma se establezca bien y que sea continua (sin cortes). La complejidad de esta tarea previa va a depender de las condiciones del sector donde está ubicada la mina y de la disponibilidad de espacio que se tenga para desarrollar la rampa. Con respecto al tiempo que se requiere para esta tarea, éste depende del tamaño de resolución con que se trabaje y de la complejidad de la forma que se quiere construir.

Por otro lado, se destaca que la configuración de parámetros que se ingresan como input es un proceso relativamente rápido que no debiera sobrepasar los cinco minutos si es que se conoce bien el caso con el cual se está trabajando. En cuanto a la ejecución del modelo para obtener el diseño, ésta demora en promedio dos minutos. Cabe destacar que este tiempo es relativo y depende de cada caso en particular y de la cantidad de datos que se deben leer, donde ésta va a depender del tamaño de resolución de los puntos que se utilice para trabajar.

Una vez que el modelo de optimización entrega los resultados, el archivo se lleva a algún software de visualización (en el presente trabajo se utiliza DOPPLER) para verificar y analizar el diseño obtenido. Una vez que éste se aprueba, el diseño se lleva a algún programa CAD minero para refinar el diseño y obtener la versión final. Se recalca que los resultados del modelo son los puntos por donde la rampa pasa, por lo que el ingeniero a cargo debe ser capaz de llevar esos puntos a la sección real de la galería de la rampa.

7. CONCLUSIONES

El proceso de diseño de accesos a una mina es de suma importancia, pues son labores permanentes que van a definir los trayectos que se deban realizar durante la vida útil de la mina. Esto cobra aún más importancia si es que la extracción del mineral se llevará a cabo por estas vías. De esta forma, se plantea que la metodología propuesta para el desarrollo de estos diseños permite ser una guía de gran utilidad para unificar los criterios y que éstos sean subjetivos.

Los parámetros establecidos en el modelo como input para el funcionamiento del modelo resultan ser adecuados y los relevantes para un correcto diseño de rampa buscando una minimización costo tanto de desarrollo como de operación.

El modelo propuesto presenta algunas ventajas con respecto a los programas ya existentes que se investigaron, pues incorpora los costos de ventilación como input y considera los cruzados dentro del modelo de optimización, con el fin de que éste abarque el sistema de acceso completo. Esto entrega un valor agregado al modelo al considerar más aspectos en el problema.

Dentro de la validación realizada, se verifican los cálculos que realiza el modelo, comparándolos con los realizados manualmente. De este análisis se obtuvo que los valores difieren un poco más de 2%, lo cual es razonable y puede deberse a las simplificaciones utilizadas. Dado esto, se tiene que dichos cálculos son correctos y son una buena aproximación del diseño final, de modo que sirven para tener un orden de magnitud del diseño y sus costos.

Además, se hace un análisis de los parámetros iniciales del modelo y su comportamiento al cambiar los valores ingresados. De esto se desprende que los parámetros se comportan de acuerdo a lo esperado en el modelo:

- Al aumentar la frontera, se tienen menores costos debido a que el modelo tiene un mayor rango de búsqueda para la construcción de la rampa, pudiendo buscar mejores puntos de conexión rampa-cruzado.
- Al aumentar la pendiente, el descenso de la rampa es mayor, por ende, se tiene una menor longitud en ella, por lo que los costos son menores.
- Cambiar el sentido con el cual avanza la rampa genera pocos cambios en la rampa, pero se identifica que existen diferencias en los cruzados, debido a que en algunos casos un sentido puede permitir un mejor acomodo de los puntos de conexión rampa-cruzado.
- Al variar el punto de inicio de la rampa, se puede apreciar que existen zonas más favorables para el comienzo de ésta, permitiendo un ahorro en los costos.
- Al aumentar los costos de desarrollo de rampa, el modelo privilegia disminuir lo más posible la longitud de la rampa para disminuir dicho costo; en cambio, al aumentar el costo de desarrollo de cruzados, se tiene que el modelo busca disminuir la longitud de los cruzados, pudiendo aumentar el largo de la rampa.
- Un aumento en los costos de acarreo va a privilegiar disminuir el largo de la rampa, pues ese es el trayecto que más afecta en el costo de transporte. Cabe destacar que este parámetro se ingresa con tres valores por tramos de pendiente, por lo que el valor ingresado en el input de pendiente va a ser el que establezca cuál utilizar.
- Aumentos en el tonelaje de los niveles de producción hacen que las soluciones cambien dependiendo del nivel en que esto aplica, de manera de disminuir los tramos de viaje para la extracción del mineral desde el nivel de producción.
- Al variar la cantidad de niveles de producción, los cruzados cambian proporcionalmente y el largo de la rampa se debe acomodar para dar acceso a todos los niveles.

- En cuanto a las formas guías para la rampa, se muestra que el modelo puede recibir variadas formas para el diseño. Ante esto, se tiene que el modelo es flexible para estos casos, siendo la única condición que la forma no presente vacíos ni discontinuidades.

Los diseños realizados en el caso de estudio permitieron verificar que el modelo es capaz de replicar en gran parte los diseños del estudio de ingeniería, por lo que se tiene una herramienta que puede proponer soluciones factibles en la industria.

Las pruebas hechas con el fin de mejorar los diseños iniciales permiten darse cuenta que existen oportunidades de mejora en los diseños, pues éstos mejoraron en términos de costos en 3.7%, 9.5% y 10.9% para las zonas Y este, Y oeste inferior e Y oeste superior, respectivamente. Para lograr estas mejoras hay que tener en consideración los posibles cambios que se puedan realizar, con el fin de que las nuevas soluciones puedan ser factibles de ser llevadas a cabo. Para los casos en los que se cambió la pendiente de la rampa, los diseños propuestos con pendiente 10% resultaron ser mejores a las réplicas del diseño original con pendiente 10% en 7.3%, 8.4% y 12.7% para las zonas Y este, Y oeste inferior e Y oeste superior, respectivamente.

Los tiempos requeridos para la ejecución del modelo de optimización resultan ser prudentes, entre 1 a 3 minutos dependiendo del caso. La complejidad radica en establecer bien la forma guía de la rampa de acuerdo a las condiciones del caso.

Finalmente, se tiene que el modelo es capaz de entregar soluciones que pueden asistir en el diseño de rampas de una mina, facilitando la labor del ingeniero a cargo y entregando un criterio de mayor objetividad.

8. RECOMENDACIONES

A modo de recomendación, se tiene que el modelo puede ser mejorado en bastantes aspectos, con el fin de que las soluciones sean más flexibles y consideren una mayor cantidad de parámetros.

Dado que el modelo no contempla un secuenciamiento de construcción ni extracción, se puede considerar el factor temporal en la construcción de la rampa y operación de la mina, con el fin de tener un costo actualizado del diseño.

Otra mejora que se puede realizar es con respecto a la flexibilidad de la forma guía para la rampa, agregando otro tipo de diseños que permitan tener opciones al usuario, las que pueden hacer que el modelo se vuelva más complejo a la hora de programar y cambie la metodología de resolución.

En cuanto a la visualización, se podrían agregar los puntos que pertenecen a los cruzados, con el fin de mejorar el despliegue de los resultados del modelo.

Como complementación al trabajo realizado, se podría efectuar una simulación para verificar los plazos en los que se llevaría a cabo la construcción de la rampa, con el fin de tener claro el tiempo estimado en ello.

9. BIBLIOGRAFÍA

- [1] Amaya, J. (2012) *Optimización para estudiantes de Ingeniería*. Departamento de Ingeniería Matemática, Universidad de Chile.
- [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. and Wormald, N. C. (2002) *A network model to optimise cost in underground mine design*. The University of Melbourne, Australia.
- [4] Brazil, M., Lee, D. H., Rubinstein, J. H., Thomas, D. A., Weng, J. F. and Wormald, N. C. (2004) *Optimization in the design of underground mine access*. Uncertainty and Risk Management in Orebody Modelling and Strategic Mine Planning.
- [5] Brazil, M. and Thomas, D. A. (2006) *Network optimization for the design of underground mines*. The University of Melbourne, Australia.
- [6] 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.
- [7] 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.
- [8] Chadwick, J. *Underground haulage*. Mining Magazine, September 2000: 103-110.
- [9] Chang, A. J., Brazil, M., Rubinstein, J. H. and Thomas, D. A. (2013) *Optimal curvature-constrained paths for general directional-cost functions*. Optimization and Engineering. Vol 14 (3): 395-416.
- [10] 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.
- [11] 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.
- [12] Darling, P. *Mining Engineering Handbook*. SME, 2011.
- [13] De Smith, M. J. (2006) *Determination of gradient and curvature constrained optimal paths*. Computer-Aided Civil and Infrastructure Engineering. Vol. 21 (1): 24-38.
- [14] Eevli, B., Demirci, A. and Dayi, O. (2002) *Underground haulage selection: Shaft or ramp for a small-scale underground mine*. The Journal of The South Institute of Mining and Metallurgy. 255-260
- [15] Ghaffariyan, M. R., Stampfer, K., Sessions, J., Durston, T., Kuehmaier, M. and Kanzian, C. (2010) *Road network optimization using heuristic and linear programming*. Journal of Forest Science. Vol. 56 (3): 137-145.
- [16] Grossmann, P. A., Brazil, M., Rubinstein, J. H. and Thomas, D. A. (2013) *Minimal curvature-constrained paths in the plane with a constraint on arcs with opposite orientations*. International Journal of Computational Geometry & Applications. Vol. 23 (3): 171-196.
- [17] Hustrulid, W. and Bullock, R. *Underground Mining Methods*. Colorado, SME, 2001.

- [18] 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.
- [19] Newman, A. M., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A. and Eureka, K. (2010) *A review of operations research in mine planning*. Interfaces. Vol. 40 (3): 222-245.
- [20] Nilson, D. *Ramp and electric truck can be more economic than shaft and hoist*. WME, 1997: 48-52.
- [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.

10. ANEXO

10.1. Modelo Matemático

El modelo matemático planteado es desarrollado por Pierce Nancel-Penard y contiene las restricciones y solicitudes entregadas.

A continuación, se entrega en mayor detalle el modelo utilizado.

Sea \mathcal{B} el conjunto de puntos en la resolución.

Sea \mathcal{F} el conjunto de puntos posibles para la rampa, a partir de la frontera establecida.

Sea \mathcal{F}_k el conjunto de puntos posibles para la rampa en el nivel k

Sea $\mathcal{P}_{b,b',k}$ conjunto de puntos que pertenecen a un camino entre el punto $b \in \mathcal{F}_k$ y un bloque b' en \mathcal{F}_{k-1} tal que todos los puntos están en \mathcal{F}_k . El punto b es un acceso al nivel k y el punto b' es un acceso al nivel $k-1$.

Sea $\mathcal{O}_{b,k-1}$ conjunto de los accesos posibles por el nivel $k-1$ dado que el punto b es el acceso del nivel k . Es el conjunto de los puntos $b' \in \mathcal{F}_{k-1}$ tal que existe al menos un $\mathcal{P}_{b,b',k}$ no vacío.

Sea \mathcal{RS} el conjunto de los puntos que son pasos obligatorios por las rampas.

Se definen las variables binarias y_b igual 1 si el punto b es parte de la rampa, $x_{b,b'}$ igual a 1 si la rampa pasa por el camino que une el punto b con el punto b' .

Sea \mathcal{ES} el conjunto de puntos de accesos a las zonas de extracción. \mathcal{ES}_k es el conjunto de puntos de acceso del nivel k .

Sea g la pendiente entre dos puntos y $f(g)$ una función creciente con la pendiente. Si la pendiente es 0%, corresponde a un costo de transporte horizontal.

Sea Ton_e el tonelaje de la zona de extracción asociada al punto de acceso de nivel e .

Se define

$$C_{H1k} = f(g) \cdot \left(\sum_{k' < k | \exists e \in \mathcal{ES}_{k'}} Ton_e \right)$$

$$C_{H2k} = f(g) \cdot Ton_e, e \in \mathcal{ES}_k$$

$$f(g) = \begin{cases} C_{TU} & \text{si la pendiente es inferior a 5\%} \\ C_{H5,10} & \text{si la pendiente es entre 5\% y 10\%} \\ C_{H10,15} & \text{si la pendiente es entre 10\% y 15\%} \end{cases}$$

Sea C_{RD} costo unitario por desarrollo de túneles en la rampa y C_{CD} el costo de desarrollo de túneles en cruzados

Se define $\widetilde{\mathcal{P}}_{b,b'}$ una aproximación del largo del arco del camino pre-computado $\mathcal{P}_{b,b'}$

Sea b_{\min} el punto que corresponde a la distancia mínima entre el camino y el punto de acceso de nivel e .

Se define la variable $z_{e,b}$ binaria que vale 1 si el punto b es elegido como punto de conexión del cruzado que parte del punto de acceso e .

Sea Z_e el conjunto de puntos deseados de conexión de las rampas. Este conjunto depende de la pendiente máxima deseada y de la distancia d a las rampas de tal manera que no sobrepasen el punto tangente a las rampas.

Se define \widehat{k}_e el nivel máximo de conexión de cada punto de acceso e a las rampas.

El costo de acarreo se define en dos partes: la primera, C_{H1k} que corresponde a los niveles de \widehat{k}_e a k_{\max} ; la segunda, C_{H2k} para los niveles $k_{e,z''}$ a k_e .

$$C_{H1e} = f(g) \cdot \left(\sum_{\exists e \in \mathcal{E}\mathcal{S}, \widehat{k} < k} Ton_e \right)$$

Aproximando, se tendría

$$C_{H2e} = f(g') \cdot Ton_e \cdot d'_e$$

$$\text{con } d'_e = (\widehat{k}_e - k''_{e,z} + 1) \cdot \frac{\arcsin(\frac{DZ}{2R \cdot g'})}{90 \cdot \cos(\arcsin(\frac{DZ}{\|bb'\|}))}$$

Se definen las constantes C_0 y C_1

$$C_0 = f(g') \cdot \pi R \cdot \frac{\arcsin(\frac{DZ}{2R \cdot g'})}{90 \cdot \cos(\arcsin(\frac{DZ}{\|bb'\|}))} \cdot \sum_{e \in \mathcal{E}\mathcal{S}} Ton_e \cdot (\widehat{k}_e + 1)$$

$$C_1 = f(g') \cdot \pi R \cdot Ton_e \cdot \frac{\arcsin(\frac{DZ}{2R \cdot g'})}{90 \cdot \cos(\arcsin(\frac{DZ}{\|bb'\|}))}$$

Con esto, se plantea el problema de optimización

$$\begin{aligned} \text{mín } C_0 + \sum_{b \in \mathcal{F}_k, b' \in \mathcal{O}_b} (C_{RD} + C_{H1k}) \cdot \widetilde{\mathcal{P}}_{b,b'} \cdot x_{b,b'} + \sum_{b \in \mathcal{F}_k, b' \in \mathcal{O}_b \mid \exists e \in} C_{H2k} \cdot \widetilde{\mathcal{P}}_{b,b_{\min}} \cdot x_{b,b'} \\ + \sum_{b \in \mathcal{F}_k, b' \in \mathcal{O}_b, b'' \in \mathcal{P}_{b,b'}} (C_{CD} + C_{T_{k'}}) \cdot \|b''e\| \cdot z_{e,b''} \end{aligned} \quad (1)$$

Sujeto a,

$$\sum_{b \in \mathcal{F}_k, b' \in \mathcal{O}_b} x_{b,b'} \geq x_{b',b''} \quad \forall k > 1, b' \in \mathcal{F}_{k-1}, b'' \in \mathcal{O}_{b'} \quad (2)$$

$$\sum_{b \in \mathcal{F}_k, b' \in \mathcal{O}_b} x_{b,b'} \leq 1 \quad \forall k > 0 \quad (3)$$

$$x_{b,b'} \leq y_{b''} \quad \forall k > 0, b \in \mathcal{F}_k, b' \in \mathcal{O}_b, b'' \in \mathcal{P}_{b,b'} \quad (4)$$

$$\sum_{b' \in \mathcal{O}_{b_{start}}} x_{b_{start},b'} \geq 1 \quad (5)$$

$$\sum_{b \in \mathcal{F}_k, b' \in \mathcal{O}_b \cap \mathcal{Z}_e} x_{b,b_{end}} \geq 1 \quad (6)$$

$$x_{b,b'} = 0 \quad \forall k > 1, b \in \mathcal{F}_{k-1} \mid \{b'' \in \mathcal{F}_k \mid b \in \mathcal{O}_{b''}\} = \emptyset, b' \in \mathcal{O}_b \quad (7)$$

$$x_{b,b'} = 0 \quad \forall k > 0, b \in \mathcal{F}_k, b' \notin \mathcal{O}_b \quad (8)$$

$$y_b = 0 \quad \forall b \notin \mathcal{F} \quad (9)$$

- (1) corresponde a la función objetivo del problema de optimización
- (2) se exige que solo se elegir exactamente un camino por nivel.
- (3) se asegura la conexión entre niveles consecutivos.
- (4) se extraen todos los puntos del camino.
- (5) el punto de inicio de la rampa debe estar conectado a otro punto de ésta.
- (6) los puntos de la rampa deben estar unidos a otro punto.
- (7) se impide que se pueda elegir un camino no conectado.
- (8) se impide que se pueda elegir un camino fuera de los datos presentes.
- (9) se restringe la rampa a solo los puntos de la frontera establecida.

10.2. Validación del modelo

10.2.1. Validación del comportamiento de inputs del modelo

Tabla 10.1. Resultados variación de frontera.

Pendiente [%]	5	15	25
Costo total [MMUSD]	3.0	2.5	2.5
Costo desarrollo [MMUSD]	2.9	2.4	2.4
Costo transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1
Costo cruzados [MMUSD]	0.2	0.3	0.2
Costo rampa [MMUSD]	2.8	2.2	2.3
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.2	0.3	0.2
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0	0.0
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	2.7	2.1	2.2
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.1	0.1	0.1
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.3	0.2	0.2
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	1.4	2.0	1.4
Largo cruzados [m]	105	144	108
Largo rampa [m]	1,037	858	880

Tabla 10.2. Resultados variación pendiente.

Pendiente [%]	7.5	10	15
Costo total [MMUSD]	3.3	2.5	1.7
Costo desarrollo [MMUSD]	3.2	2.4	1.6
Costo transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1
Costo cruzados [MMUSD]	0.2	0.3	0.3
Costo rampa [MMUSD]	3.1	2.2	1.4
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.2	0.3	0.3
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0	0.0
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	3.0	2.1	1.4
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.1	0.1	0.0
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.3	0.2	0.1
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	1.1	2.0	2.0
Largo cruzados [m]	85	144	151
Largo rampa [m]	1,181	858	566

Tabla 10.3. Resultados variación sentido.

Sentido	Horario	Antihorario
Costo total [MMUSD]	2.5	2.7
Costo desarrollo [MMUSD]	2.4	2.6
Costo transporte [MMUSD]	0.1	0.1
Costo cruzados [MMUSD]	0.3	0.5
Costo rampa [MMUSD]	2.2	2.2
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.3	0.5
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	2.1	2.2
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.1	0.1
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.2	0.2
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	2.0	3.2
Largo cruzados [m]	144	251
Largo rampa [m]	858	848

Tabla 10.4. Resultados variación punto de inicio.

Caso de punto de inicio	1	2	3	4
Costo total [MMUSD]	2.7	2.6	2.5	2.6
Costo desarrollo [MMUSD]	2.6	2.5	2.4	2.5
Costo transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo cruzados [MMUSD]	0.5	0.4	0.2	0.2
Costo rampa [MMUSD]	2.2	2.2	2.3	2.4
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.5	0.4	0.2	0.2
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0	0.0	0.0
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	2.1	2.1	2.2	2.3
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.2	0.2	0.2	0.2
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	3.2	2.5	1.4	1.2
Largo cruzados [m]	246	188	106	93
Largo rampa [m]	815	846	880	912

Tabla 10.5. Resultados variación costo desarrollo rampa.

Costo construcción rampa [USD/m]	20	200	2,000	20,000
Costo total [MMUSD]	0.5	0.7	2.5	19.7
Costo desarrollo [MMUSD]	0.4	0.6	2.4	19.6
Costo transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo cruzados [MMUSD]	0.2	0.2	0.3	0.4
Costo rampa [MMUSD]	0.3	0.5	2.2	19.3
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.2	0.2	0.3	0.4
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0	0.0	0.0
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	0.2	0.4	2.1	19.2
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.2	0.2	0.2	0.2
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	1.2	1.2	2.0	2.7
Largo cruzados [m]	97	97	144	202
Largo rampa [m]	907	907	858	838

Tabla 10.6. Resultados variación costo desarrollo rampa.

Costo construcción cruzado [USD/m]	10	100	1,700	10,000
Costo total [MMUSD]	2.2	2.2	2.5	3.3
Costo desarrollo [MMUSD]	2.1	2.1	2.4	3.3
Costo transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo cruzados [MMUSD]	0.0	0.1	0.3	1.0
Costo rampa [MMUSD]	2.1	2.1	2.2	2.3
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.0	0.1	0.3	1.0
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0	0.0	0.0
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	2.1	2.1	2.1	2.3
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.2	0.2	0.2	0.2
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	2.7	2.7	2.0	1.2
Largo cruzados [m]	202	202	144	97
Largo rampa [m]	838	838	858	907

Tabla 10.7. Resultados variación costo acarreo 0% a 5% de pendiente.

Caso costo de acarreo 0% a 5%	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Costo total [MMUSD]	2.5	2.5	2.5	3.0
Costo desarrollo [MMUSD]	2.4	2.4	2.4	2.4
Costo transporte [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.6
Costo cruzados [MMUSD]	0.3	0.3	0.3	0.8
Costo rampa [MMUSD]	2.2	2.2	2.2	2.2
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.3	0.3	0.3	0.3
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0	0.1	0.5
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	2.1	2.1	2.1	2.1
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.1	0.1	0.1	0.1
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.2	0.2	0.2	0.2
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	2.0	2.0	2.0	2.0
Largo cruzados [m]	144	144	144	144
Largo rampa [m]	858	858	858	858

Tabla 10.8. Resultados variación costo acarreo 5% a 10% de pendiente.

Caso costo de acarreo	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Costo total [MMUSD]	2.5	2.5	2.7	4.6
Costo desarrollo [MMUSD]	2.4	2.4	2.5	2.6
Costo transporte [MMUSD]	0.0	0.1	0.3	2.1
Costo cruzados [MMUSD]	0.3	0.3	0.3	0.4
Costo rampa [MMUSD]	2.2	2.2	2.5	4.2
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.3	0.3	0.3	0.4
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0	0.0	0.0
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	2.1	2.1	2.2	2.2
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.0	0.1	0.3	2.1
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.2	0.2	0.3	1.0
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	2.0	2.0	2.0	3.0
Largo cruzados [m]	144	144	148	223
Largo rampa [m]	858	858	853	846

Tabla 10.9. Resultados variación tonelaje por nivel de producción.

Caso aumento tonelaje por nivel de producción	Caso 1	Caso 2	Caso 3
Costo total [MMUSD]	10.4	29.5	33.5
Costo desarrollo [MMUSD]	2.4	2.5	2.5
Costo transporte [MMUSD]	8.0	27.1	31.1
Costo cruzados [MMUSD]	1.4	1.2	1.8
Costo rampa [MMUSD]	9.0	28.3	31.8
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.3	0.2	0.3
Costo transporte cruzado [MMUSD]	1.1	1.0	1.4
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	2.1	2.3	2.1
Costo transporte rampa [MMUSD]	6.9	26.1	29.7
Costo ventilación rampa [MMUSD]	2.8	10.3	11.6
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	395.3	353.2	509.8
Largo cruzados [m]	151	110	172
Largo rampa [m]	857	905	852

Tabla 10.10. Resultados variación de cantidad de niveles de producción.

Cantidad de niveles de producción	7	5	3
Costo total [MMUSD]	3.7	2.7	2.5
Costo desarrollo [MMUSD]	3.5	2.6	2.4
Costo transporte [MMUSD]	0.2	0.1	0.1
Costo cruzados [MMUSD]	0.6	0.5	0.3
Costo rampa [MMUSD]	3.1	2.2	2.2
Costo desarrollo cruzado [MMUSD]	0.6	0.5	0.3
Costo transporte cruzado [MMUSD]	0.0	0.0	0.0
Costo desarrollo rampa [MMUSD]	2.9	2.1	2.1
Costo transporte rampa [MMUSD]	0.2	0.1	0.1
Costo ventilación rampa [MMUSD]	0.3	0.2	0.2
Costo ventilación cruzado [MMUSD]	4.8	4.1	2.0
Largo cruzados [m]	309	278	144
Largo rampa [m]	1,124	886	858