

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

Escuela de Posgrado



Optimización de diseños de minas subterráneas usando el
algoritmo pseudoflow

Trabajo de investigación para obtener el grado académico de Maestro en
Regulación, Gestión y Economía Minera que presenta:

Rui Carlos Sorrentino Carboni

Asesor:

Luis Fernando Gala Soldevilla

Lima, 2023

Informe de Similitud

Yo, LUIS FERNANDO GALA SOLDEVILLA, docente de la Escuela de Posgrado de la Pontificia Universidad Católica del Perú, asesor del trabajo de investigación titulado OPTIMIZACIÓN DE DISEÑOS DE MINAS SUBTERRÁNEAS USANDO EL ALGORITMO PSEUDOFLOW, del autor RUI CARLOS SORRENTINO CARBONI, dejo constancia de lo siguiente:

- El mencionado documento tiene un índice de puntuación de similitud de 6%. Así lo consigna el reporte de similitud emitido por el software *Turnitin* el 18/06/2024.
- He revisado con detalle dicho reporte y la Tesis o Trabajo de investigación, y no se advierte indicios de plagio.
- Las citas a otros autores y sus respectivas referencias cumplen con las pautas académicas.

Lugar y fecha: Lima, 26 de junio de 2024.

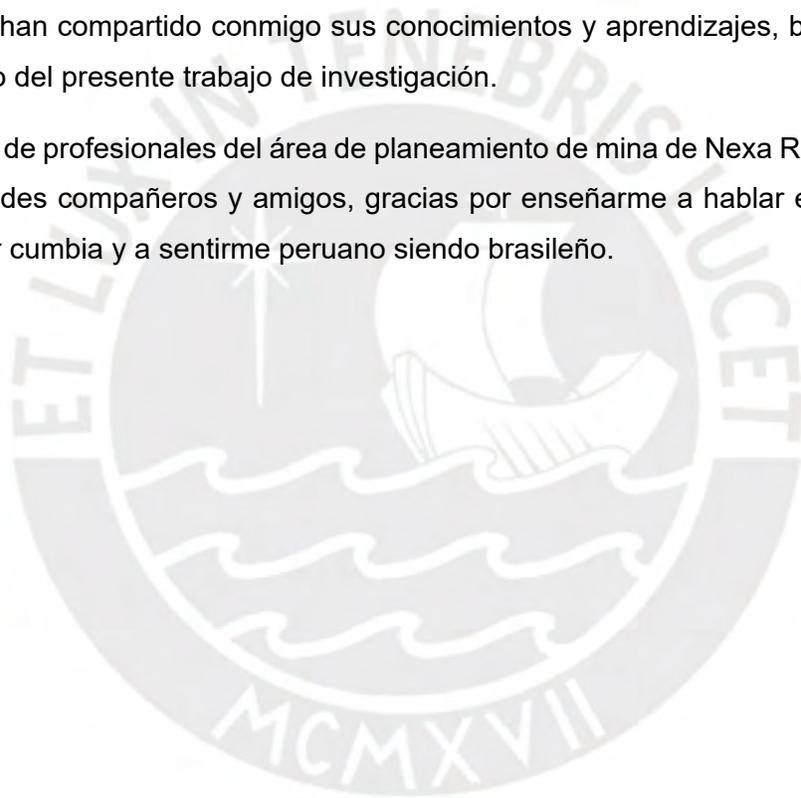
Apellidos y nombres del asesor: GALA SOLDEVILLA LUIS FERNANDO	
DNI: 09997663	Firma: 
ORCID: 0000-0001-6147-5630	

Agradecimientos

Quiero expresar mi profundo agradecimiento a las personas que me acompañaron en esta increíble aventura académica. A la memoria de mis padres, Helio y María Aparecida, a quienes amo y llevo presente todos los días de mi vida. A mi amada familia, a mi esposa Lorena, mi hija Marcela, mis hermanos Samuel y Rafael, quienes me motivan, alientan y apoyan incondicionalmente.

A mis asesores, Fernando Gala e Emilio de la Torre, grandes maestros a quienes admiro y agradezco por el apoyo y compromiso que me han brindado durante esta etapa académica. A Bastien Fresia, Jody Todd, Alfredo Pacheco y Víctor Tipe, grandes profesionales del sector minero, quienes han compartido conmigo sus conocimientos y aprendizajes, base fundamental para el desarrollo del presente trabajo de investigación.

Al equipo de profesionales del área de planeamiento de mina de Nexa Resources, Volcan y Glencore, grandes compañeros y amigos, gracias por enseñarme a hablar español, a comer ceviche, a cantar cumbia y a sentirme peruano siendo brasileño.



Resumen

Desde hace décadas, se conocen métodos eficientes para modelar y optimizar diseños de minas, sin embargo, el desarrollo de estas técnicas ha sido enfocada a la minería a tajo abierto, debido a varios factores como su alta productividad, sumadas a la complejidad conceptual que presentan los diseños de minas subterráneas, no obstante, dicho desarrollo tecnológico, de alguna manera ha beneficiado la minería subterránea, dado a que, muchas de estas tecnologías conocidas pueden ser potencialmente adaptadas.

La minería subterránea viene experimentando avances tecnológicos importantes en varios de sus procesos, como es el caso del área de planeamiento de minas, que ya cuenta con herramientas de optimización de formas minables aceptadas por la industria y ampliamente usadas en los estudios de ingeniería y estimación de recursos de minerales o reservas de mena.

Recientemente, un nuevo algoritmo denominado *pseudoflow*, desarrollado para optimizar flujos de red, ha dado nueva vida al exitoso método de optimización de diseños de tajos abiertos Lerchs & Grossmann, reproduciendo los mismos resultados, en mucho menos tiempo. Sus características matemáticas permiten con que el método sea aplicado a cualquier problema de flujos máximos a cortes mínimos, sin importar su dimensión o forma.

Este trabajo de investigación prueba la hipótesis, a través del caso de estudio desarrollado en tres estructuras mineralizadas específicas de la zona profunda de la mina Animon, que el algoritmo *pseudoflow*, sumado a otras herramientas usadas en los procesos de planeamiento de minas, ha sido capaz de optimizar los diseños mineros subterráneos, incrementando el valor del proyecto en un 25% y evitando que la empresa minera incurra en gastos innecesarios por operar en zonas que no son justificadas económicamente.

Palabras clave: Minería subterránea, planeamiento de mina, optimización de diseños mineros, algoritmo *pseudoflow*, reservas de mena, ley de corte optima, código JORC.

Abstract

Efficient methods for the modeling and optimization of mining designs have been known for decades, however, the development of these techniques has been focused on open pit mining, due to several factors such as its high productivity, combined with the conceptual complexity of underground mining designs, however, such technological development has benefited underground mining in some way, since many of these known technologies can be potentially adapted.

Underground mining has been experiencing important technological advances in several of its processes, such as mine planning, which already has mining shape optimization tools accepted by the industry and widely used in engineering studies and mineral resources or ore reserves estimation.

Recently, a new algorithm termed pseudoflow, developed to optimize network flows, has given new life to Lerchs & Grossmann's successful open pit design optimization method, reproducing the same results in much less time. Its mathematical characteristics allow the method to be applied to any problem related to maximum flows at minimum cut-offs, independently of its dimension or shape.

This research work tests the hypothesis, through the case study developed in three specific mineralized structures in the deep zone of the Animon mine, that the pseudoflow algorithm, added to other tools used in mine planning processes, has been able to optimize underground mine designs, increasing the value of the project by 25% and preventing the mining company from incurring unnecessary costs by operating in areas that are not economically justified.

Keywords: Underground mining, mine planning, mine design optimization, pseudoflow algorithm, ore reserves, optimum cut-off, JORC code.

Índice

Agradecimientos	I
Resumen	II
Lista de tablas	V
Lista de figuras	V
Lista de anexos	VII
Introducción	1
CAPÍTULO I	5
OPTIMIZACIÓN DEL PLAN DE MINADO A TRAVÉS DE LA EVALUACIÓN INTEGRAL DEL DISEÑO MINERO SUBTERRÁNEO	5
1.1. Recursos y reservas	5
1.2. Definición de las zonas de explotación	12
1.3. Diseño de la labor minera	18
1.4. Plan de minado	22
1.5. Evaluación económica	26
1.6. Marco teórico	28
CAPITULO II	41
ENFOQUE METODOLÓGICO RELACIONADO A LA ADAPTACIÓN DEL ALGORITMO PSEUDOFLOW AL PROBLEMA DE OPTIMIZACIÓN DE DISEÑOS SUBTERRÁNEOS	41
2.1. Descripción de la empresa y yacimiento	41
2.2. Elaboración del diseño integral	43
2.3. Desarrollo de los escenarios	52
2.3.1. Escenario I: Considera solamente la optimización de tajos vía SO	53
2.3.2. Escenario II: Optimización de diseños considerando el proceso <i>pseudoflow</i>	59
2.3.3. Escenario III: Rediseños de las zonas negativas	64
2.3.4. Escenario IV: Uso de factores de ingreso como prioridades	67
CAPITULO III	71
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS	71
Conclusiones	84
Recomendaciones	87
Trabajos futuros	89
Referencias bibliográficas	90
Anexos	93

Lista de tablas

Tabla 1: Parámetros típicos de diseño de labores subterráneas	21
Tabla 2: Plan de producción de la mina Reglan ubicada en Canadá	25
Tabla 3: Flujo de caja	27
Tabla 4: Resumen de los costos de la mina Cerro Lindo asumidos como cut-off	29
Tabla 5: Parámetros y supuestos usados para el cálculo del NSR	45
Tabla 6: Distribución de costos aplicados al método Sublevel Stopping	47
Tabla 7: Parámetros de diseño minero	48
Tabla 8: Lista de tipos de labores	51
Tabla 9: Ratios promedios de producción y avances	55
Tabla 10: Plan de producción del escenario I	58
Tabla 11: Plan de producción del escenario II	64
Tabla 12: Plan de producción del escenario III	67
Tabla 13: Plan de producción del escenario IV	69
Tabla 14: Resumen de los principales resultados de cada escenario	80

Lista de figuras

Figura 1: Relación general entre resultados de exploración, recursos minerales y reservas de mena	7
Figura 2: Flujo simplificado del proceso de producción del cobre	10
Figura 3: Room and Pillar vs. Sublevel Stopping	12
Figura 4: Modelo de bloques	13
Figura 5: Diseño de un tajo subterráneo y la cavidad ejecutada	14
Figura 6: Contorneo manual vs. contorneo generado por algoritmo geoestadístico	15
Figura 7: Proceso de modelamiento de tajos de producción usando la herramienta SSO.	16
Figura 8: Ejemplo de un tajo de producción	17
Figura 9: Proyecto de una mina subterránea	18
Figura 10: Infraestructura básica de una mina subterránea	20
Figura 11: Diseño de avances de una mina subterránea	22
Figura 12: Esquema de secuencia de una mina subterránea y ciclo operativo típico de un disparo en una galería subterránea	23
Figura 13: Diferentes escenarios de secuencia de extracción de un banco minero	24
Figura 14: Vista longitudinal de la topografía 3D de los niveles explotados de la mina Lamefoot	30
Figura 15: Bloque de minado	31

Figura 16: Proyecto de la mina Cerro Lindo	33
Figura 17: Ejemplos de diseños de mina a tajo abierto aplicados a diferentes superficies	35
Figura 18: Ejemplo de secuencia lógica de un tajo abierto	35
Figura 19: Esquema de análisis bloque a bloque según el método Lerchs & Grossmann	36
Figura 20: Comparación ilustrativa de los grafos del método Lerchs & Grossmann y pseudoflow	39
Figura 21: Mapa de ubicación de las operaciones mineras y principales proyectos de Volcan Compañía Minera	41
Figura 22: Sección típica de estructuras mineralizadas de Animon	42
Figura 23: Vista en planta de las estructuras mineralizadas	43
Figura 24: Mapa del proceso de elaboración y evaluación del diseño integral	44
Figura 25: Vista longitudinal de la distribución de NSR de la veta split 255 principal	46
Figura 26: Ventana de configuración del Stope Optimizer	49
Figura 27: Separación de las zonas de optimización de tajos vía SO	49
Figura 28: Tajos de producción simulados vía Stope Optimizer	50
Figura 29: Sólidos depurados	51
Figura 30: Diseño de avances	52
Figura 31: Dependencias generadas para la secuencia lógica de minado	54
Figura 32: Cuadro de tareas y diagrama de Gantt	56
Figura 33: Ejemplo de interrogación de un sólido con el modelo de bloques	58
Figura 34: Dependencias para secuencia de minado vs. dependencias para el uso del pseudoflow	60
Figura 35: Ventana de configuración del pseudoflow	61
Figura 36: Herramienta Cascade	62
Figura 37: Diseño minero evaluado con pseudoflow	63
Figura 38: Diseño original vs. diseño modificado	65
Figura 39: Diseño minero modificado evaluado con pseudoflow	66
Figura 40: Diseño esquemático de un tajo abierto y las fases de explotación	68
Figura 41: Producción de mineral y desmonte por escenario	74
Figura 42: Indicadores económicos de cada escenario	76
Figura 43: Perfil de utilidades por escenario	78
Figura 44: Diseño minero colorido por periodos de explotación	79
Figura 45: Gráfico de sensibilidad del tipo Hill of Value	81

Lista de anexos

Anexo 1: Flujo de caja del escenario I	93
Anexo 2: Flujo de caja del escenario II	94
Anexo 3: Flujo de caja del escenario III	95
Anexo 4: Flujo de caja del escenario IV	96
Anexo 5: Configuración del stope optimizer (SO)	97
Anexo 6: Formulas usadas en los sólidos del SO	97
Anexo 7: Atributos físicos de los diseños	98
Anexo 8: Reglas para asignación de dependencias automáticas para avances	98
Anexo 9: Reglas para asignación de dependencias automáticas para pseudoflow en avances	99
Anexo 10: Reglas para asignación de dependencias automáticas de avances a tajos	99
Anexo 11: Reglas para asignación de dependencias automáticas entre tajos	100
Anexo 12: Reglas para asignación de dependencias automáticas entre avances y tajos para pseudoflow	100
Anexo 13: Reglas para asignación de dependencias automáticas de chimeneas a tajos para pseudoflow	101
Anexo 14: Constantes usadas para los cálculos en Deswik Sched	101
Anexo 15: Formulas usadas en Deswik Sched	102

Introducción

Los minerales representan una fuente de recursos importante para promover el desarrollo de un país y sus impactos están enfocados en la contribución al crecimiento económico, generación de divisas, desarrollo industrial, entre otros (Lira, 2021). Sin embargo, factores como la escasez de recursos minerales de alta calidad y de fácil acceso, agotamiento de las grandes reservas alrededor del mundo, las restricciones regulatorias y principalmente la conciencia de que el negocio debe ser gestionado bajo a los conceptos de desarrollo sostenible, están cambiando el enfoque de la minería actual (Curi, 2017).

Varios son los objetivos de un negocio minero, sin embargo, los principales son maximizar las ganancias de los inversionistas de manera sostenible y expandirse. Ahí es donde la gestión del negocio entra. La principal diferencia entre la minería y los demás tipos de negocios es que la minería trabaja con recursos no renovables, en este sentido, las estrategias actuales no reaccionan de manera similar al futuro (Lane, 1988).

Básicamente, la rentabilidad de un negocio minero está relacionada con el equilibrio de los ingresos (producto de las ventas a determinados precios) y los costos despendidos para ejecutar las actividades productivas, no obstante, un detalle importante a considerar en la evaluación de las expectativas económicas de un emprendimiento minero es que, los precios de sus productos son asumidos, o sea, no se puede generar margen de ganancias a través de políticas de gestión de precios, así que, una eficiente gestión de los costos es necesaria para que los ingresos superen los costos.

La gestión de los costos en minería es fundamental debido a su intensa necesidad de inversiones de capital y de mantenerse competitiva, absorbiendo la volatilidad de los precios de los metales a través de su flexibilidad operativa. Existen varios modelos de gestión de costos en minería, como el control y seguimiento de los costos operativos, gestión de cadenas de suministros y contratos, gestión de residuos y planificación minera, los cuales permiten que la empresa gestione los costos al futuro. Ejecutar un plan minero, elaborado con el objetivo de maximizar las ganancias, a través de la reducción de costos innecesarios y optimización de los procesos, es clave para lograr buenos resultados a lo largo del tiempo.

Los planes de minado sirven como base para estudios factibilidad, planificación estratégica, análisis de rentabilidad, elaboración de presupuestos, determinación de metas físicas como la producción anual, entre otros, y deben ser elaborados según un diseño de mina,

lo cual cubre horizontes de tiempo que van desde el largo plazo hasta el corto plazo, en base a los parámetros de diseño, restricciones operativas y supuestos económicos, siendo todos procesados a la luz de un modelo de bloques que represente los recursos minerales. Unos de los parámetros usados para determinar si el mineral puede justificar económicamente su explotación es la ley de corte (*cut-off*). La ley de corte puede ser determinada bajo varios conceptos, siendo el más conocido, el concepto de ley de corte mínimo o de equilibrio, que consiste en igualar los ingresos provenientes de las ventas a los costos del proceso. Existen muchas opiniones y poco consenso al respecto de cómo la industria estima y aplica la ley de corte. Algunos autores la relacionan con la maximización del valor de la mina (Lane, 1988, citado por Dalheimer & Wagner, 2007), siendo estimada a través de análisis de sensibilidad de diseños mineros y sus respectivos planes de producción, ambos elaborados a diferentes leyes de corte, hasta que se determine cual sería la ley de corte capaz de generar el plan óptimo.

Lane (1988) plantea un algoritmo capaz de calcular la ley de corte en base a un flujo de caja, sin embargo, debido a la complejidad relacionada a su aplicación en minería subterránea, lo común es determinarla en base a los costos reales de la mina en marcha, los cuales, generalmente producen planes de minado que distan de ser óptimos en términos de maximización de valor. Hustrulid & Bullock (2001), señalan que los costos del proceso deben ser estimados en base a diseños mineros, convertidos en un plan de minado, a través del levantamiento de la demanda de recursos necesarios para operar dicho plan, sin embargo, para obtener el diseño minero, se debe empezar de algún lado.

Actualmente, la minería subterránea cuenta con un procedimiento aceptado por la industria y ampliamente usado en estudios de planeamiento de minas, lo cual ha sido desarrollado en base al algoritmo de optimización de tajos abiertos *floating cone*, denominado *stope optimizer*, lo cual es capaz de simular las formas minables (tajos) considerando los parámetros de diseño como altura mínima y anchos máximos, con resultados semejantes a una excavación real. La herramienta optimiza los tajos de producción en base a la ley de un modelo de bloques y una ley de corte, generando con velocidad las geometrías que representan las excavaciones de las zonas económicamente explotables, sin embargo, los diseños de las infraestructuras como rampas, accesos, chimeneas y demás desarrollos y preparaciones, también conocidos como avances, aún son elaborados manualmente en su mayoría.

Una vez considerados todos los costos del proceso en la determinación de la ley de corte, incluyendo los costos de los avances, es común asumir que los tajos que presentan valores superiores a la ley de corte son considerados económicos. El mismo concepto se usa en

horizontes de planeamiento a corto plazo, lo cual, en base a la ley de corte, se decide a cuál destino el mineral será enviado, si desde la mina hacia a la planta concentradora, pilas de almacenamiento o depósitos de desmonte. Este criterio es válido para optimizar los tajos y obtener el inventario de mineral, sin embargo, lo que no se puede afirmar, es si los diseños de avances elaborados para desarrollar y preparar la mina realmente son justificados económicamente en todas las zonas del diseño minero, una vez que, solo los tajos son modelados vía herramientas de optimización.

Los costos de los avances son considerados en la determinación de la ley de corte en unidades de producción (USD/t) y reflejan el momento actual de la mina, una vez que, la explotación en un determinado periodo de tiempo, demanda una cantidad específica de metraje de avances, sin embargo, con el transcurso del tiempo, normalmente las minas subterráneas cambian sus características debido a varios factores como la necesidad de profundizarla, por estar más lejos de las infraestructuras principales, por los daños en el macizo rocoso causados por las voladuras, por cambios litológicos, entre otros. Estos cambios, muchas veces generan una nueva configuración de diseño de avances, como, por ejemplo, la reducción de las alturas de los bancos en minas operadas según el método *sublevel stopping* en zonas profundas, lo que demanda más metraje de avances por tonelada de mineral explotada.

Alford, Brazil & Lee (2007), señalan la importancia de considerar la optimización de las minas subterráneas y reconocen que la amplia cantidad de métodos y estrategias de minado que presenta este tipo de mina, dificulta el uso de métodos de evaluación automatizados, lo que hace con que la obtención de un diseño óptimo se convierta en una tarea compleja, haciendo con que el equipo asuma el diseño elaborado en base a una ley de corte de equilibrio como diseños finales, que al ser evaluados económicamente a través de flujos de caja descontados, casi siempre resultan positivos.

Lo que generalmente pasa desapercibido en este tipo de situación es que, en zonas específicas del diseño subterráneo, donde posiblemente la demanda de metraje de avances planteada supera las cantidades usadas para determinar la ley de corte, inevitablemente el resultado será un incremento de los costos no mapeados en la etapa de proyecto. En este caso, sucederán dos situaciones, la empresa va a perder oportunidades de generar valor al operar en zonas de la mina a costos superiores a los presupuestados o simplemente va a incurrir en costos innecesarios por operar en zonas no económicas, en caso opte por usar el diseño de mina como proyecto de desarrollo y ejecución, por lo tanto, no se puede asegurar que el diseño final, elaborado en base a la metodología de selección de zonas mineralizadas a través del uso de la

ley de corte de equilibrio, maximice el valor de la empresa, lo que constituye el problema de investigación que motivó este estudio.

Los desafíos del área de planeamiento de minas subterráneas relacionados a los diseños mineros son grandes debido a la dinámica de los factores que rodean una operación minera como la variabilidad geológica y geotécnica, que genera la necesidad de constantes actualizaciones de las interpretaciones del comportamiento del macizo rocoso y estructuras mineralizadas, restricciones operativas y de seguridad, dinámicas de mercado, factores sociales y ambientales, entre otros, que exigen que los planes mineros sean elaborados cada vez más rápido. Teniendo en cuenta que, la minería subterránea no cuenta con una herramienta capaz de modelar de manera óptima el diseño minero en su totalidad, ¿cómo adaptar el proceso actual de planeamiento de minas subterráneas para que la empresa aumente sus ganancias dejando de invertir en zonas de bajo potencial económico al ejecutar proyectos basados en los diseños elaborados según la metodología comentada anteriormente?

En 2001, la Dra. Dorit S. Hochbaum presenta *pseudoflow*, aceptado por la comunidad académica en 2007 e incorporado a las soluciones comerciales hace poco. Se trata de un algoritmo desarrollado para resolver problemas de flujos de red, que busca el máximo valor de los flujos a un corte específico, lo cual puede ser usado en cualquier tipo de diseño que pueda ser representado por grafos, como es el caso de un diseño minero, que consiste en una representación matemática de las excavaciones subterráneas. En este sentido, este trabajo de investigación, plantea la hipótesis de que, una vez listo el diseño de la mina en base a la técnica de optimización de tajos subterráneos, el algoritmo *pseudoflow*, adaptado al proceso, evaluaría de manera rápida y automática, cuales de las labores mineras diseñadas manualmente necesitan de optimización, evitando la necesidad de que el miembro del equipo de planeamiento lo haga manualmente, lo cual sería muy demorado según el tamaño de la mina que se esté evaluando.

El objetivo general de esta investigación consiste en determinar una forma de optimizar los diseños integrales de minas subterráneas sin generar impactos significativos al tiempo del proceso original mencionado anteriormente, donde los objetivos específicos desarrollados en los capítulos I, II y III, analizan las características matemáticas del algoritmo, que indican su potencial aplicación y adaptación a la optimización de diseños de minas subterráneas y someten a prueba la hipótesis de que, el algoritmo *pseudoflow*, sería capaz de hacer las optimizaciones de un diseño minero específico, maximizando su valor, a través del caso de estudio desarrollado en tres estructuras mineralizadas específicas de la zona profunda de la mina Animon.

CAPÍTULO I

OPTIMIZACIÓN DEL PLAN DE MINADO A TRAVÉS DE LA EVALUACIÓN INTEGRAL DEL DISEÑO MINERO SUBTERRÁNEO

En el contexto de la industria minera, la optimización del plan de minado es un aspecto fundamental para maximizar la eficiencia y rentabilidad de las operaciones subterráneas. En este sentido, la evaluación integral del diseño minero desempeña un papel fundamental una vez que implica un análisis detallado y exhaustivo de diversos aspectos de dicho diseño, con el objetivo de identificar oportunidades de mejora que permitan generar valor a la compañía.

Este capítulo aborda el marco conceptual de la investigación, comenzando por los elementos requeridos para desarrollar los diseños mineros y los planes de producción, desde el descubrimiento de un yacimiento, pasando por la definición de los recursos explotables, determinación del método de minado, elaboración de diseños mineros, estrategias de secuencia de explotación y su respectiva evaluación económica. Cabe mencionar, que este capítulo proporciona una visión general de los aspectos relevantes sin entrar en detalles exhaustivos, enfocando en lo que es importante para entender el marco teórico discutido en este trabajo de investigación, lo cual está relacionado con el desarrollo y adaptación de algoritmos que permiten la optimización automática de diseños mineros subterráneos.

1.1. Recursos y Reservas

Un emprendimiento minero empieza con el descubrimiento de un depósito mineral, que resulta de procesos geológicos que cambian las características de las rocas desde su formación original. Dichos depósitos minerales son exhaustivamente estudiados en la etapa de exploraciones para determinar características como cantidad, calidad y geometría de las estructuras mineralizadas. Estos estudios tienen como objetivo definir si el depósito mineral podrá ser clasificado como un yacimiento, que consiste en una acumulación de sustancia mineral o fósil tanto en la superficie como en profundidad, lo cual presenta valores que justifiquen su explotación (Curi, 2014).

Los yacimientos representan toda la mineralización la cual la empresa minera podrá aprovechar económicamente y son clasificados en función del grado de certeza geológica y factores de mercado, siendo parte de dichos yacimientos, los recursos minerales y las reservas de mena. Los recursos minerales son ocurrencias de minerales naturales, sólidos, in situ, los cuales proveen materiales de interés económico potencial, o sea, que presenta una expectativa razonable para una eventual explotación económica teniendo en cuenta, entre otros factores, los

costos, demanda y precio actuales de los metales, por lo tanto, lo que es recurso mineral hoy, al futuro puede no serlo.

Los recursos minerales deben presentar ubicación, cantidad, calidad, continuidad y características geológicas conocidas o interpretadas y son divididos en tres grupos en función de su grado de incertidumbre geológico. Un recurso mineral inferido es la parte de los recursos minerales lo cual su cantidad y calidad (o ley), son estimadas en base a estudios geológicos limitados, como sondaje con una malla muy abierta lo cual su grado de incertidumbre es elevado para que sea considerado en estudios de factibilidad, por ejemplo.

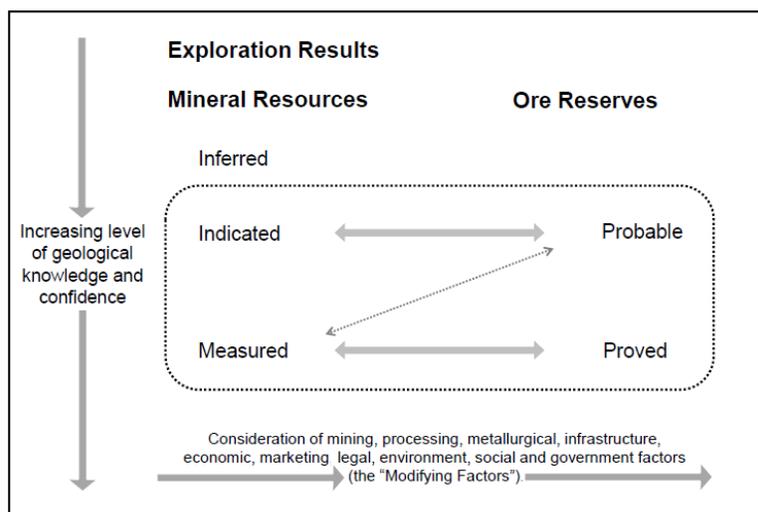
El recurso mineral indicado, presenta un nivel de confianza superior al recurso inferido, donde características como cantidad, leyes, densidad, formas físicas y ubicaciones, son estimadas en base a informaciones suficientes para determinar su nivel de confianza, sin embargo, su grado de certeza no supera al recurso medido, lo cual, posee el más alto grado de confianza geológica debido al nivel de detalle de sus estudios. El mineral puede ser clasificado como recurso mineral medido, si las informaciones usadas para su estimación son suficientes para que no dejen dudas razonables de su existencia y características.

Los recursos minerales son una de las principales bases para los estudios de un proyecto minero y una estructura mineralizada, para que sea considerada como económica, ambiental, social y técnicamente explotable, debe presentar aspectos positivos según las consideraciones de los factores modificadores usados para convertir los recursos minerales en reservas de mena. Los factores modificadores incluyen, sin embargo, no se limitan, a factores económicos, legales, sociales, ambientales, gubernamentales, minado, procesamiento, metalurgia, infraestructura y marketing, por lo que es importante recalcar que todos los factores, pese a presentar aspectos distintos, tienen el mismo peso en una evaluación, así siendo, un proyecto exitoso en términos técnico-económicos que, fracase social o ambientalmente, no se convierte en reserva de mena y tampoco en una mina.

La Figura 1 ofrece una representación correlacionada de la relación entre los recursos minerales y las reservas de mena, teniendo en cuenta el grado de certeza geológica y la confianza en los factores modificadores. Esta representación gráfica es fundamental para comprender la evolución de los recursos minerales hacia reservas de mena explotables. Al considerar la certeza geológica y la confianza en los factores modificadores, se pueden identificar distintos niveles de certidumbre en la estimación de las reservas de mena los cuales presentan relaciones directas con cada categoría.

Figura 1

Relación general entre resultados de exploración, recursos minerales y reservas de mena.



Nota. El esquema muestra la relación directa entre el grado de certeza relacionado a los conocimientos geológicos (*level of geological knowledge and confidence*), las categorías de recursos minerales (*Mineral Resources*) y reservas de mena (*Ore Reserves*). Tomado del Código JORC (p.10), publicado por el Comité Australiano de Minería y Metalurgia, 2012.

Las reservas de mena corresponden a la porción económicamente explotable de un recurso mineral medido y/o indicado incluyendo, además del mineral de valor, las rocas diluyentes y son determinadas por estudios a nivel de factibilidad o prefactibilidad a tal punto que, los factores modificadores, considerados a la fecha del estudio, justifican razonablemente su explotación y son clasificadas como reservas probadas y probables, según el nivel de confianza. Mientras los recursos minerales son representados por modelos geológicos, las reservas de mena deben ser representadas por un diseño de mina y un plan minero.

La reserva de mena probable corresponde a la parte económicamente explotable de un recurso mineral indicado o, en algunos casos, de un recurso mineral medido. Al contrario del recurso mineral, la incertidumbre de las reservas de mena está relacionada a la confianza en los factores modificadores y no en las informaciones geológicas. La reserva probada, es la porción económicamente explotable del recurso medido y presenta un alto grado de confianza en los factores modificadores.

Para la delimitación de la parte del yacimiento que se convertirá en reservas de mena, todos los factores modificadores son determinantes, no obstante, esta investigación se centra en los aspectos económicos y las consideraciones relacionadas con la explotación minera que

influyen en varias etapas del proceso de planeamiento de minas, alineadas a los objetivos de este estudio. Los factores modificadores son determinados en los estudios de factibilidad o prefactibilidad de un proyecto minero o, en el caso de minas en marcha, son consideraciones que tienen como base la experiencia adquirida con la operación y deben ser estimados por personas competentes (JORC, 2012).

Los supuestos económicos como precios y costos de producción usados para la estimación de reservas de mena están directamente relacionados a las tendencias de mercado de los metales, que acaba por relacionarse con los factores gubernamentales como por ejemplo, decisiones políticas como la invasión militar rusa a Ucrania, la cual generó una fuerte perturbación en la oferta y demanda de diversos productos, la presión que las cotizaciones del dólar ejercen sobre los precios de algunos metales como el oro y la plata, entre otros, lo que muestra que los factores modificadores de alguna manera se relacionan entre sí.

Uno de los parámetros considerados en el factor modificador económico es la relación entre el precio del metal, la ley del mineral y la capacidad de recuperación del metal. Esta relación es conocida como ley de corte o *cut-off* y es expresada por la siguiente ecuación (Lane, 1988):

$$\text{COG} = \frac{C_v + C_f + C_o}{p \times r}$$

Donde:

COG: Ley de corte.

Cv: Costo variable.

Cf: Costo fijo.

Co: Costo de oportunidad.

p: Precio del metal.

r: Recuperación.

En este caso, una unidad de mineral debe contener cantidades de metal (ley) que, relacionadas a su precio y porcentaje de recuperación, presente valores que sean iguales (condición de equilibrio), o superiores a la ley de corte, lo que justificaría su extracción. En una mina subterránea, la ley de corte puede ser representada según un desglose distinto a lo presentado anteriormente, donde se considera como costo de oportunidad, el costo de capital o costo de desarrollar y preparar labores mineras para la explotación (Pacheco, Kurcewicz & de La Cruz, 2013). En este caso la representación sería:

$$COG = \frac{Cm + Cp + G\&A + Av}{p * r}$$

Donde:

Cm: Costo de minado.

Cp: Costo de planta.

G&A: Costo de gestión y administración.

Av: Costo de avances (desarrollo y preparación).

p: Precio del metal.

r: Recuperación.

Para minas polimetálicas, como es el caso de la gran mayoría de las minas del Perú, el *cut-off* no suele ser relacionado al precio del mineral recuperado, puesto que, la referencia en estos casos no es la ley del mineral, si no, el retorno neto de fundición o NSR (*Net Smelter Return*), por lo tanto, para que una unidad de mineral polimetálico sea económicamente explotable, su valor debe ser igual o superior a sus costos, ya que, las variables precio y recuperación son parte del cálculo del NSR conforme será demostrado más adelante.

La mayoría de las empresas mineras producen concentrados, sin embargo, los precios son cotizados en función a los metales, así siendo, es importante conocer el valor del concentrado según su contenido metálico comercializable. Una manera de estimar el valor del mineral en cualquier etapa del proceso productivo es calcular el NSR (figura 2), que permite representar las leyes de diferentes metales en un único denominador y es calculado de la siguiente forma (Wellmer, Dalheimer & Wagner, 2007):

$$NSR = \sum HG_i \times \left(\frac{n_i * V_i}{C_i} \right)$$

Donde:

HG: Ley o calidad (% , oz/t o gr/t).

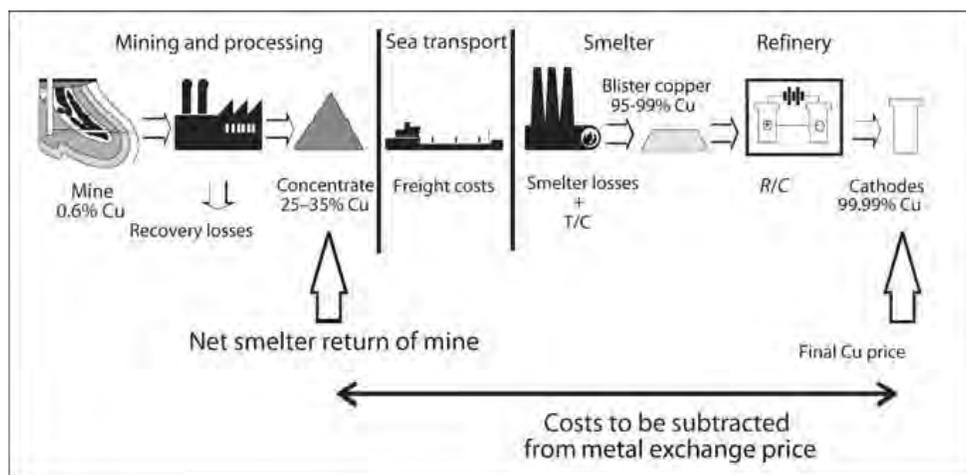
n: Recuperación metalúrgica (%).

V: Valor del concentrado (USD/t).

C: Ley del concentrado (% , oz/t o gr/t).

Figura 2

Flujo simplificado del proceso de producción del cobre



Nota. La figura ilustra el valor de los cátodos de cobre presente al final de la cadena de valor aplicado al concentrado producido en la primera etapa. Tomado del libro *Economic evaluations in exploration* (p. 72), por Wellmer, F. W., Dalheimer, M., & Wagner, M., 2007.

Teniendo en cuenta lo explicado, se puede concluir que, tanto el *cut-off* como el NSR, consideran los factores modificadores económicos, procesamiento, metalurgia, marketing y hasta algo de factores legales, puesto que, el precio del concentrado considera los términos comerciales establecidos entre la empresa minera y sus clientes.

Otro factor modificador determinante para la definición de las reservas de mena es el método de minado, lo cual justifica técnicamente la explotación de los recursos minerales, por lo cual, es inaceptable publicar reservas de mena basadas en estudios de factibilidad o prefactibilidad sin que el recurso mineral sea convertido en un plan de minado elaborado en base a diseños mineros (JORC, 2012).

Debido a aspectos como cercanía a la superficie, costos más bajos, altas leyes, elevada capacidad productiva y baja complejidad operativa, la minería superficial, por muchas décadas ha sido un blanco para varios estudios de desarrollo tecnológico enfocados a la maximización del aprovechamiento de los recursos minerales lo que puso la minería a tajo abierto en una posición privilegiada en términos de estudios e investigación, por otro lado, se nota una tendencia de reemplazo de las minas a tajo abierto por las minas subterráneas debido a que, actualmente, no se encuentran depósitos de alta ley cercanos a la superficie como antes, además del impacto visual causado por el cambio morfológico y la creciente disputa por propiedades superficiales entre las empresas y comunidades de su entorno (Curi, 2017).

La manera con que se encuentran las estructuras mineralizadas en términos de profundidad, potencia, buzamiento y características del macizo rocoso, son fundamentales para definir su método de explotación. Existen una serie de métodos de explotación subterránea que, por su vez, presentan las más variadas geometrías, ciclos operativos y secuencia de explotación muy particulares. Por ejemplo, un mineral con buzamiento sub vertical de alto ángulo, que presenta baja resistencia mecánica, puede ser explotado de arriba hacia abajo por métodos de hundimientos masivos, no obstante, el mineral que presenta la misma condición de buzamiento, pero que, a su vez, presenta moderada resistencia mecánica, suele ser minado de abajo hacia arriba (Hustrulid & Bullock, 2001).

Hay tres principios fundamentales para la selección del método de minado y están directamente relacionados a la seguridad y estabilidad del macizo rocoso. El primer es el principio de control de deformaciones de rocas como el uso de técnicas de estabilización de macizos con el uso de *shotcrete*, *cable bolting*, empernado, instalación de mallas, monitoreos sísmicos y de estrés. El segundo, es que las estructuras mineralizadas y las rocas cajas permitan que se dejen pilares naturales de sustentación y el tercer principio está relacionado a la estabilidad de la roca a través del relleno de las cavidades vacías con materiales como desmonte, pasta o cemento.

Según estos principios, se puede subdividir los métodos de minado subterráneos como (Curi, 2017):

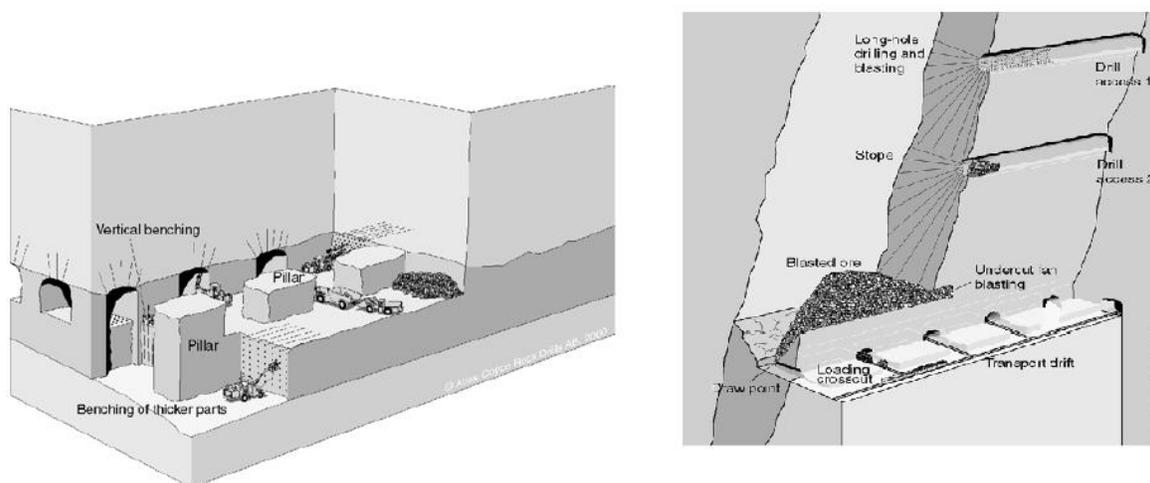
- Sostenimiento natural:
 - Cámaras y pilares (*Room & Pillar*);
 - Tajeos abiertos (*Open Stope*);
 - Tajeos por subniveles (*Sublevel Stopping*);
- Reforzamiento artificial:
 - Corte y relleno (*Cut & Fill*);
 - *Vertical Crater Retrit* (VCR);
 - *Bench & Fill*;
 - *Shrinkage*;
- Hundimiento:
 - Hundimiento por subniveles (*Sublevel Caving*);
 - Hundimiento en bloques masivos (*Block Caving*);
 - Frentes amplias (*Longwall*);

Los diseños de las minas subterráneas son elaborados según las recomendaciones geomecánicas establecidas en base a los estudios que determinan las características de los

macizos rocosos y son fundamentales para definir adecuadamente la dimensión y cantidad de equipos que van a transitar en su interior, así siendo, la determinación de la escala de producción de una mina está directamente relacionada al diseño minero (Curi, 2017). A continuación, la figura 3 muestra las diferencias entre los métodos *Room & Pillar* y *Sublevel Stopping*.

Figura 3

Room and Pillar vs. Sublevel Stopping



Nota. La figura de la izquierda ejemplifica el método Cámaras & Pilares en cuerpos horizontales. Este método presenta una dirección de explotación en avanzada y horizontal. Por su vez, la figura de la derecha muestra el método tajeo por subniveles, que tiene su dirección de explotación en retirada y vertical. Tomado del libro *Underground mining methods, engineering fundamentals and international case studies* (p. 7), por Hustrulid & Bullock, 2001.

1.2. Definición de las zonas de explotación

Cualquier estimación de tonelajes y leyes, debe empezar con estudios geológicos que determinan los límites del depósito mineral, según aspectos estructurales, mineralógicos y litológicos (Vallée y Côte 1992, citado por Yamamoto, 2001). La determinación de las reservas de mena debe basarse en interpretaciones hechas con informaciones de sondaje, donde las muestras representan con exactitud la composición del material presente en profundidad y deben ser estimadas a la luz de un modelo geológico tridimensional, lo cual dependerá de la experiencia del miembro del equipo de geología que hará las interpretaciones de las estructuras mineralizadas y el modelamiento geológico del depósito (Curi, 2014).

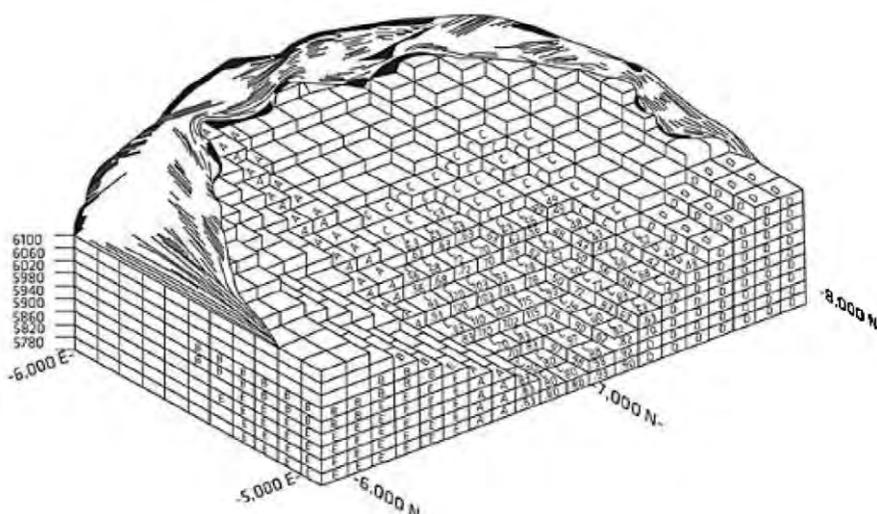
Los modelos geológicos tridimensionales son elaborados en softwares especializados en geología y planeamiento de minas por procesos de triangulación y modelamiento de sólidos.

Estos modelos pueden ser comprendidos como una representación matemática de puntos y vectores ubicados en el espacio, que sirven para dar formas simuladas a las estructuras mineralizadas en base a las informaciones de sondaje, sin embargo, estos modelos no representan la distribución de leyes u otras variables regionalizadas, por lo tanto, para esta representación, se elabora el modelo de bloques.

El modelo de bloques es elaborado en base a los sólidos interpretados y es usado para estimar las leyes y cualquier otra variable regionalizada, o sea, representa el macizo rocoso y los minerales, simulando la variabilidad de informaciones geológicas como las leyes, densidades y otras características conforme muestra la figura 4.

Figura 4

Modelo de bloques



Nota. Ejemplo de un modelo de bloques representando los tipos de rocas y materiales debajo de la superficie. Tomado del libro *Minas a céu aberto: Planejamento de lavra* (p. 239), por Curi A., 2014.

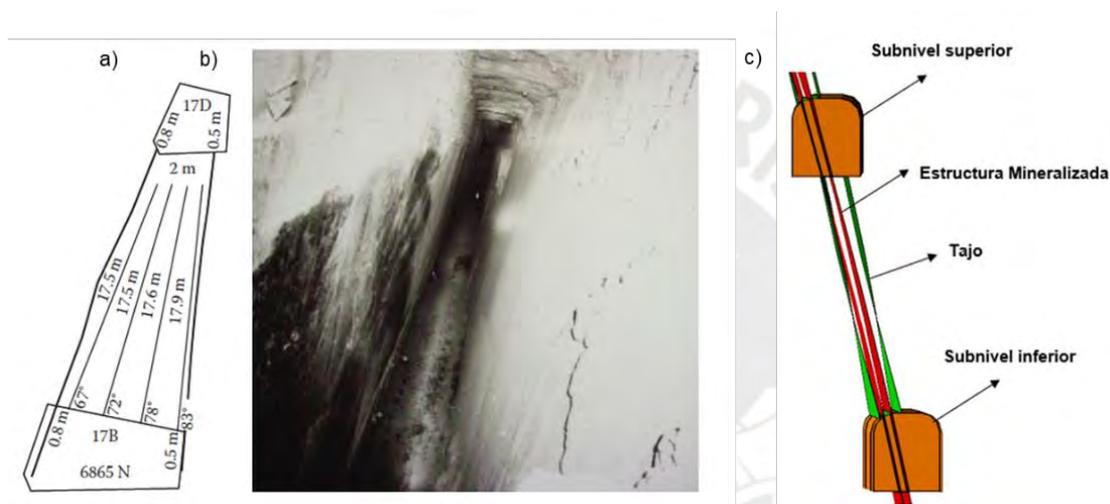
El modelo de bloques lleva en cada bloque las informaciones estimadas de leyes, tonelaje, densidad, tipo de roca, resistencia del macizo rocoso, clasificación de recursos minerales y cualquier otro atributo que se considere necesario y es fácilmente procesado por los softwares de planeamiento de minas para la estimación de las reservas de mena.

Además del modelo de bloques, para determinar las zonas de explotación, se cuenta con informaciones de otras disciplinas como la topografía de la mina, restricciones geomecánicas e hidrogeológicas, parámetros operativos de diseño como altura de bancos, anchos mínimos y máximos, ángulos de paredes, sobre excavaciones, anchos de pilares y puentes u otros parámetros necesarios para elaborar los diseños de los tajos de producción.

Un tajo subterráneo (figura 5), también conocido como *stope*, se refiere a una cavidad controlada la cual se extrae la mena. El tajo es operado en base a un conjunto de actividades como, por ejemplo, rellenarlo luego de culminada la explotación del mineral, reemplazando la roca original por desmonte o relleno en pasta, promoviendo la estabilidad de la mina y la seguridad de los trabajadores (Hustrulid & Bullock, 2001). En un diseño minero, los tajos son representados por sólidos, o sea, triangulaciones que hacen alusión a una caja que encierra el mineral de valor económico además de las rocas estériles consideradas como parte diluyente.

Figura 5

Diseño de un tajo subterráneo y la cavidad ejecutada



Nota. La figura “a”, muestra el proyecto de un tajo subterráneo entre dos subniveles y su malla de perforación de taladros de voladura. La figura “b”, muestra la cavidad ejecutada en la mina. La figura “c”, muestra diseños arco-rectangulares en las partes superiores e inferiores de la figura, los cuales representan los túneles o labores de preparación y el sólido que conecta dichas labores, simula el tajo subterráneo. Adaptado del libro *Geotechnical design for sublevel open stoping* (p. 41), por Villaescusa, E., 2014.

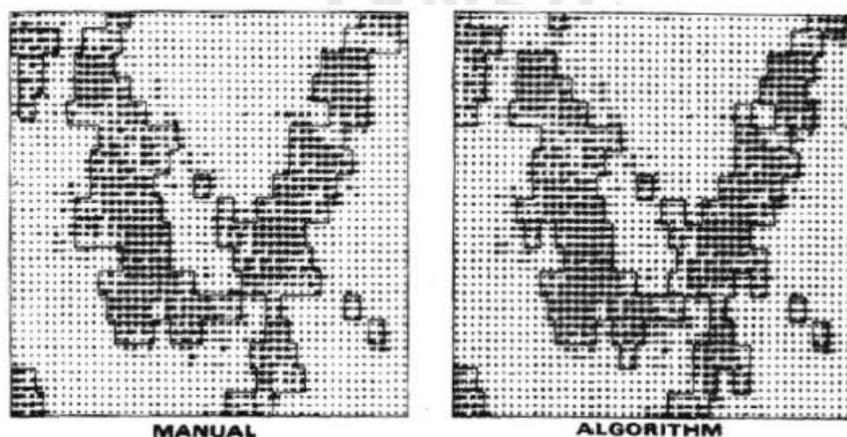
En las últimas décadas, los diseños de minas subterráneas eran elaborados manualmente y tomaban meses del proceso de planeamiento, además, probar que dichos diseños serían los mejores en términos de maximización de valor era un problema, debido a que, no era posible generar múltiples escenarios para realizar análisis de *trade-off* con la velocidad que se necesitaba. Estos y otros aspectos impulsaron el desarrollo de algoritmos para simular matemáticamente formas técnica y económicamente explotables, inclusive, hay evidencias bibliográficas al respecto de la preocupación de la industria de la década de 60, por encontrar una forma de modelar tajos que optimicen el valor del mineral, sin embargo, no ha sido posible

probar las teorías desarrolladas en estos años debido a la ineficiencia computacional de su época (Nhleko et al, 2018, citado por San Miguel, 2022).

En la década de 80, se desarrollaron métodos geoestadísticos capaces de generar un diseño que contorneaba los bloques mineralizados usados para definir inventarios globales de reservas de mena sin la necesidad de diseñarlos manualmente, sin embargo, pese a haber sido un importante aporte para el desarrollo de métodos de modelamiento de tajos optimizados, el algoritmo se limitaba en generar escenarios bidimensionales como muestra la figura 6 (Desaisme et al., 1984, citado por San Miguel, 2022).

Figura 6

Contorneo manual vs. contorneo generado por algoritmo geoestadístico



Nota. Los puntos simulan el centroide de un bloque del modelo mientras los polígonos seleccionan las zonas que podrían ser reportadas como reservas de mena. Tomado de la tesis *Application of underground mine planning optimization tools to a narrow-vein mine* (p. 18), por San Miguel, A. R. R. (2022).

Otros algoritmos fueron publicados años después los cuales solucionaban los problemas tridimensionales en base a modelos matemáticos determinísticos, que consideraban la obtención de resultados heurísticos óptimos, modelando formas explotables mejoradas, sin embargo, aún no lograban reproducir los parámetros y restricciones operativas ideales (Nhleko et al, 2018, citado por San Miguel, 2022).

En 1995, Alford publica al respecto de la optimización de minas subterráneas, donde menciona sobre una nueva herramienta de modelamiento de tajos denominada *floating stope*, desarrollada para definir los límites ideales de las reservas de mena, bajo el concepto del algoritmo de optimización de diseños de tajos abiertos conocido como *floating cone* (Pana, 1965). Vale recalcar que, desde el inicio de la búsqueda por la eficiencia de los procesos de

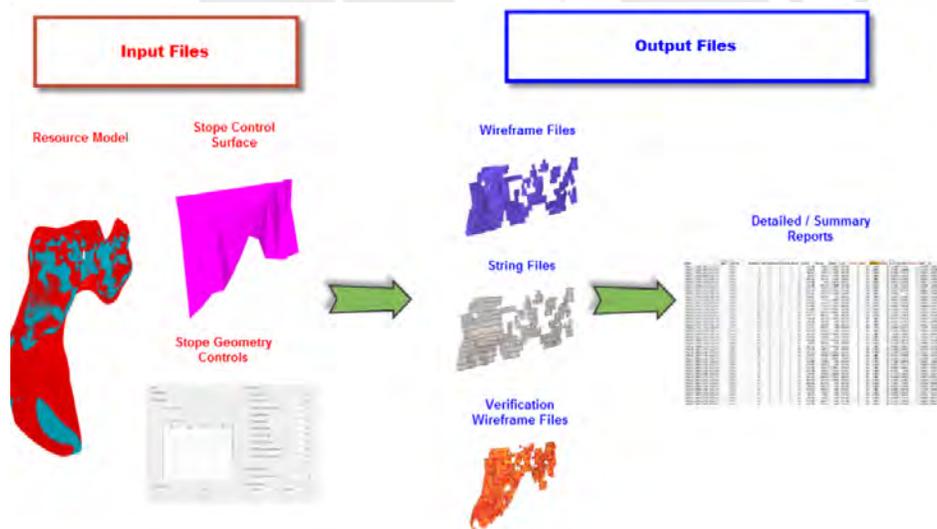
planeamiento de minas, la minería a tajo abierto estuvo en la delantera en términos de desarrollo y los estudios direccionados a la minería subterránea se daban a la luz de los avances tecnológicos de la minería a tajo abierto.

En la década de 90, las computadoras ya contaban con softwares tipo CAD (*Computer Aided Design*), que permitieron probar diversas teorías relacionadas a la optimización de diseños mineros. Este suceso ha impulsado el desarrollo del algoritmo *floating stope*, lo cual contó con el apoyo y financiamiento de la industria (Alford, 1995). Actualmente, la industria cuenta con varios softwares especialistas en modelamiento de minas, que traen consigo herramientas específicas basadas en el algoritmo *floating stope*, conocido como *Stope Shape Optimizer* (SSO).

Desarrollada comercialmente por la empresa *Alford Mining System*, esta herramienta es capaz de modelar con exactitud las formas explotables necesarias para cumplir con los supuestos exigidos por los factores modificadores (Brazil et al., 2007). La figura 7, muestra el sistema de entrada y flujos de salida de archivos del SSO.

Figura 7

Proceso de modelamiento de tajos de producción usando la herramienta SSO.



Nota. La herramienta SSO busca las formas geométricas que concuerdan con las geometrías de los tajos, utilizando las informaciones geológicas y parámetros de ingeniería. Tomado del manual *AMS Stope Shape Optimiser* (p.12), por Alford, C., 2022.

El método usa el sistema de procesamiento de datos de entrada (*inputs*) y genera archivos de salida (*outputs*) como resultados. Las informaciones como el modelo topográfico de la mina, modelo de bloques, modelo geomecánico e hidrogeológico, modelos geológicos, restricciones o parámetros de diseños operativos y consideraciones económicas son procesadas

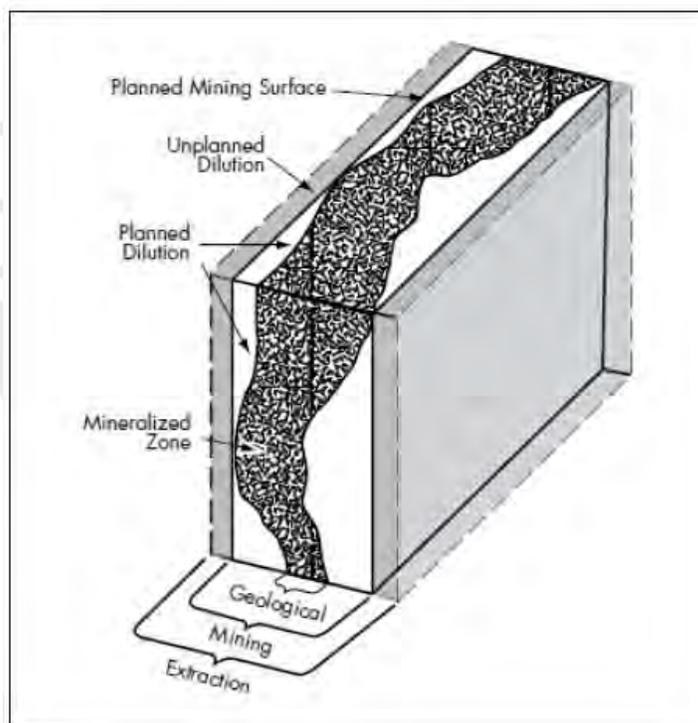
por la herramienta que genera modelos triangulados los cuales representan los tajos de explotación.

Las estructuras mineralizadas ni siempre pueden ser minadas teniendo en cuenta su espesura original debido al porte de los equipos pesados, lo que obliga considerar rocas estériles (desmonte) como parte del material a explotar y en este caso, la herramienta simula los tajos que resultan en el mejor NSR, teniendo en cuenta las leyes diluidas (figura 8) calculadas según la siguiente ecuación:

$$\text{Ley diluida} = \frac{\text{Ley del mineral} \times \text{Tonelaje del mineral}}{\text{Tonelaje del mineral} + \text{Tonelaje del desmonte}}$$

Figura 8

Ejemplo de un tajo de producción



Nota. Tajo abarcando la estructura mineralizada y la roca caja diluyente. Tomado de la tesis *Application of underground mine planning optimization tools to a narrow-vein mine* (p. 7), por San Miguel, 2022.

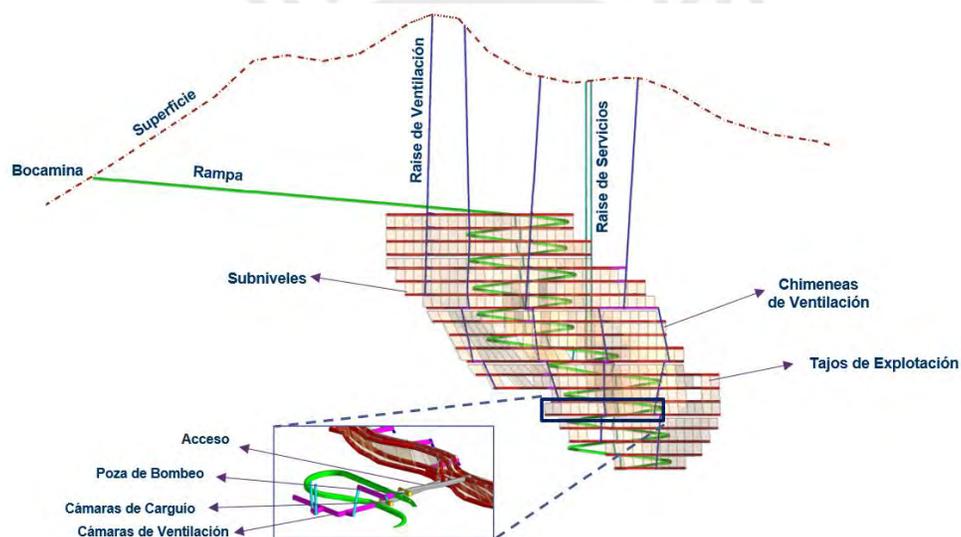
Como resultado, si el tajo presenta leyes que resultan en un valor superior al *cut-off*, es considerado económico, caso contrario, es excluido la base de tajos usada para elaborar los diseños de avances o labores mineras (desarrollo y preparación).

1.3. Diseño de la labor minera

Una vez definidas las zonas de explotación, se inicia la etapa de elaboración de los diseños de desarrollo y preparación (avances) de dichas zonas. Los avances son responsables por promover los accesos e infraestructuras necesarias para la explotación del mineral. Cada método de minado posee diferentes características, sin embargo, casi todas las minas subterráneas necesitan del mismo tipo de infraestructuras (bombeo, ventilación, energía, relleno, cámaras y etc.). Los diseños de avances generalmente son elaborados en planos horizontales, cortes verticales, longitudinales o manejados en vistas isométricas y perspectivas conforme muestra la figura 9.

Figura 9

Proyecto de una mina subterránea



Nota. La figura muestra los túneles o labores de desarrollo y preparación desde la rampa hasta la estructura mineralizada, chimeneas conectadas con la superficie y sólidos representando los tajos de producción, todos diseños en el software Deswik. Elaboración propia.

Las fases de una mina en operación se dividen en desarrollo, preparación y explotación y son compuestas por actividades secuenciales, o sea, que dependen unas de las otras. Es importante tener en cuenta que las fases pueden ocurrir simultáneamente en diferentes zonas de una mina en marcha (Curi, 2017).

El desarrollo (*primary development*), corresponde a las excavaciones que tienen como objetivo promover los accesos principales y permitir instalar las infraestructuras que van a permanecer activas a lo largo de la vida útil de la mina, o de la zona a explotar. Sus costos

generalmente son clasificados como inversión de tipo CAPEX (costos de capital) o *Sustaining CAPEX* (inversiones de capital para sostenimiento de la producción).

Por otro lado, la preparación (*secondary development*), corresponde a las excavaciones que, diferente del desarrollo, son de carácter temporal y tienen como objetivo preparar la zona para la explotación. Sus costos son de tipo OPEX (Costos operativos). Por último, la explotación (*mining*), es el proceso de extracción de minerales de valor económico que, en el caso de la mina subterránea, ocurre vía tajos subterráneos, de donde se accede al mineral expuesto en la fase de preparación. Sus costos son clasificados como OPEX. Los principales componentes de un diseño subterráneo son (figura 10):

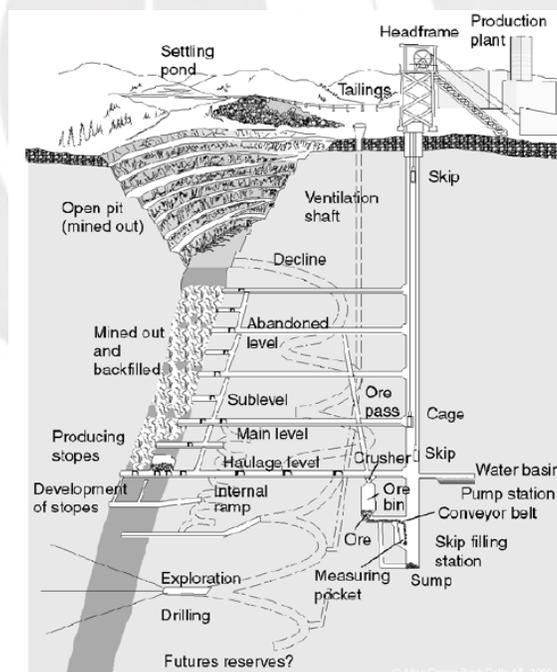
- Chimenea: (RB o *Raise Borer*): Excavación vertical que tiene como objetivo promover el ingreso de aire fresco desde la superficie, extraer los gases y aire contaminado y controlar la temperatura en los frentes de trabajo. También pueden ser usadas para pasar cables de energía, tuberías para aire, agua, bombeo y servicios en general. La chimenea es clasificada como desarrollo cuando es permanente y preparación cuando es temporal.
- Rampa (*Ramp* o *Decline*): Son túneles inclinadas que tienen como objetivo promover el acceso desde la superficie hasta los subniveles de producción y generalmente son clasificados como desarrollo por ser de carácter permanente.
- Galería (*Tunnel* o *Oredrive*): Son túneles horizontales que cruzan paralelamente la estructura mineralizada (veta, manto o cuerpo) con el objetivo de exponer el mineral en subniveles para su reconocimiento geológico y actividades de pre-explotación, como la perforación de taladros largos.
- Cruceros (*Crosscut*): Son túneles horizontales que cruzan perpendicularmente el cuerpo mineralizado y sirven tanto para exponer el mineral en subniveles para su reconocimiento geológico y actividades de pre-explotación, como para instalar infraestructuras auxiliares. Son clasificados como desarrollo o preparación a depender de su objetivo.
- Pique (*Shaft*): Chimenea vertical de gran porte y de carácter permanente que tiene como objetivo extraer el mineral, desmonte, materiales y personas del interior de la mina hasta la superficie a través de jaulas ascensores o *skips*. Son clasificados como desarrollo.
- Tajos (*Stopes*): Son cavidades controladas en mineral y son responsables por casi toda la producción de la mina. Su proyecto es clasificado como explotación y sus costos son de tipo OPEX, conforme visto en el subcapítulo anterior.
- Pozas de bombeo (*Pump station*): Son excavaciones temporales o permanentes que tienen como objetivo acumular y transferir el agua desde la mina hacia a la superficie para

su debido tratamiento. Pueden ser temporales o permanentes y clasificadas como desarrollo o preparación a depender de su tiempo de vida útil.

- Cruceros para relleno hidráulico (*Pastefill drive*): En minas que cuentan con plantas y sistema de relleno en pasta, estos túneles sirven para pasar las tuberías de relleno para promover la estabilidad de los tajos vacíos. Son de carácter permanente y clasificados como desarrollos.
- Cámaras para subestación eléctrica (*Electrical chamber*): Túneles de pequeña longitud diseñadas para instalar subestaciones eléctricas y generalmente son clasificadas como desarrollo.
- Cámaras de carguío (*Drawpoint*): Cámaras que sirven para manipuleo de mineral o desmonte y son de carácter temporal en su mayoría.
- Sumideros (*Sump*): Son excavaciones utilizadas para transferir el agua desde los frentes de servicio hasta las pozas principales de bombeo. Son temporales y su proyecto es clasificado como preparación.

Figura 10

Infraestructura básica de una mina subterránea



Nota. La figura muestra una mina en transición entre los métodos de explotación a tajo abierto y subterráneo y las infraestructuras básicas para desarrollarse la mina. Tomado del libro *Underground mining methods, engineering fundamentals and international case studies* (p.3), por Hustrulid & Bullock, 2001.

Los diseños de las labores subterráneas sirven para promover el acceso de los trabajadores y equipos livianos o pesados hacia el punto de extracción del mineral y garantizar el suministro de aire limpio, aire presurizado, agua y energía desde la superficie hacia los tajos de producción y son elaborados en base a parámetros de diseño establecidos teniendo en cuenta tres factores principales: Estabilidad de las excavaciones, porte de equipos a utilizar y dimensionamiento de la producción minera (Hustrulid & Bullock 2001). A continuación, la tabla 1 ejemplifica algunos parámetros de diseño de labores mineras.

Tabla 1

Parámetros típicos de diseño de labores subterráneas

Tipo de Labor	Altura (m)	Ancho (m)	Gradiente (%)	Arco (m)	Giro (m)
Rampa	5.0	5.0	+/- 10% a 13%	1.0	18 a 20
By Pass	4.5	5.0	2%	1.0	7.5
Crucero	4.5	5.0	2%	1.0	4.5
Galería	4.5	5.0	2%	1.0	4.5
Crucero Vent	4.5	5.0	2%	1.0	4.5
Crucero Exp	5.0	5.0	2%	1.0	7.5
Breasting	4.5	5.0	15%	1.0	4.5
SS.EE	4.5	5.0	2%	1.0	4.5
Poza Bombeo	4.5	5.0	Proy. Estandarizado	1.0	4.5
Crucero Rell	4.5	5.0	2%	1.0	4.5
Cámara Carguío	5.0	5.0	2%	1.0	7.5
Xcut	5.0	5.0	2%	1.0	7.5
Cámara DDH	4.5	5.0	2%	1.0	4.5
Crucero Orepass	4.5	5.0	2%	1.0	4.5
Crucero Energ	4.5	5.0	2%	1.0	4.5
Ore Pass	Variable	3.1	N/A	N/A	N/A
Raise	Variable	3.1	N/A	N/A	N/A

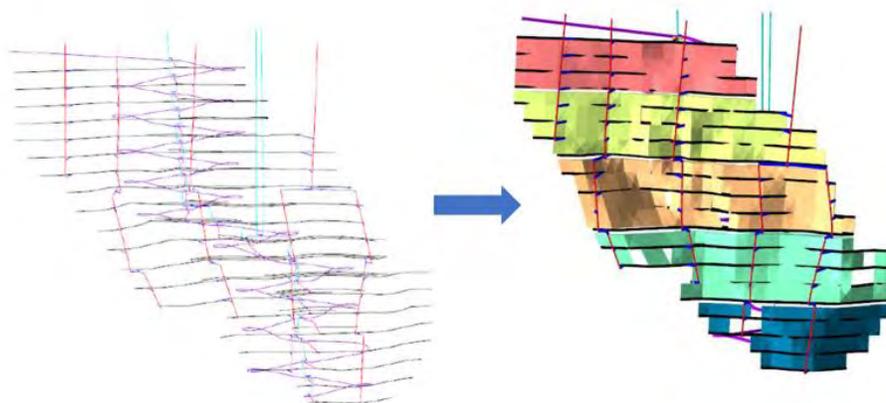
Nota. La tabla muestra las dimensiones típicas de labores de una mina subterránea. Elaboración propia.

Una vez seleccionados los tajos, se elabora los diseños de los avances (figura 11). Si bien es cierto que los softwares de planeamiento cuentan con herramientas desarrolladas para la elaboración de diseños de minas, actualmente la actividad de diseños de avances es hecha

casi que en su mayoría de manera manual. Después de la selección de los tajos, se procede a elaborar los diseños de los avances (figura 11).

Figura 11

Diseño de avances de una mina subterránea



Nota. La figura de la izquierda muestra las líneas de eje 3D de los proyectos de avances y la figura de la derecha muestra el proyecto de mina integral representado por objetos tipo sólidos (modelos triangulados). Elaboración propia.

1.4. Plan de minado

El plan de producción debe ser justificado en base a los diseños mineros y plan de minado o plan de explotación. Uno de los objetivos del plan de minado es maximizar la eficiencia de las operaciones y con eso, reducir o mantener a niveles mínimos los costos de la mina teniendo en cuenta la secuencia de minado (Curi, 2014).

La finalidad de la secuencia de minado es promover técnicamente la estrategia de explotación visando buscar las fuentes de mineral de diferentes frentes de servicio para atender la demanda de producción de finos requerida, sin embargo, sin descuidar de la salud operativa de la mina. La secuencia también busca garantizar la oferta de frentes de servicio en el tiempo para proporcionar la liberación de nuevas zonas de mineral y sostenibilidad de los ciclos operativos, siempre buscando el siguiente mejor mineral de la secuencia (Mathieson, 1982, citado por Hustrulid, Kuchta & Martin, 2013).

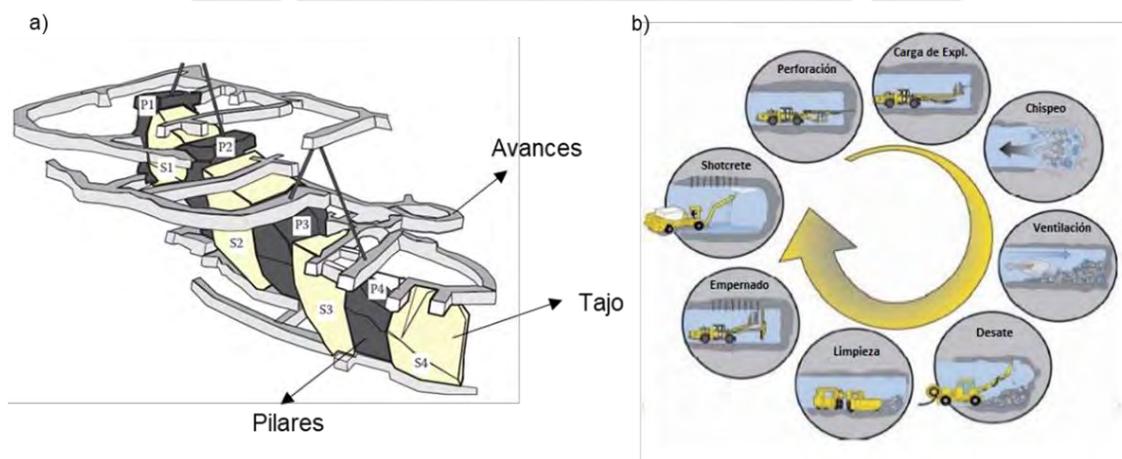
La intención de buscar el mejor mineral de la secuencia es promover la maximización de los flujos de caja de la mina aún más importantes al inicio de la operación, donde los flujos de dinero son importantes para proveer recursos para desarrollar la operación minera. El plan de

minado también sirve para programar los pulsos de inversión requeridos por el proyecto minero mediante la elaboración de cronogramas de construcción de infraestructuras necesarias para asegurar la continuidad de las operaciones, además, absorbe la incertidumbre de los errores de estimación de leyes y tonelajes a través de la consideración de unidades adicionales de producción “seguros” que visan flexibilizar la explotación y garantizar un “plan b” para la alimentación de la mina.

La secuencia de explotación también sirve para controlar las dimensiones máximas de excavación que el macizo rocoso soporta antes de fallar, debido a la presencia de discontinuidades u otros factores geológicos así que, la secuencia de minado es de fundamental importancia para lograr los objetivos de producción de manera técnica, segura y económica (Villaescusa, 2014). Para operar la mina, además de establecer la secuencia de minado, es necesario el desarrollo de una serie actividades unitarias que en su mayoría son cíclicas y dependientes unas de las otras y es importante que la mina cuente con varios frentes de trabajo listos para ejecutar las actividades que componen los ciclos operativos para que se logre la flexibilidad de la producción. La figura 12 muestra el ciclo operativo y secuencia de minado típicos de las actividades de excavación.

Figura 12

Esquema de secuencia de una mina subterránea y ciclo operativo típico de un disparo en una galería subterránea



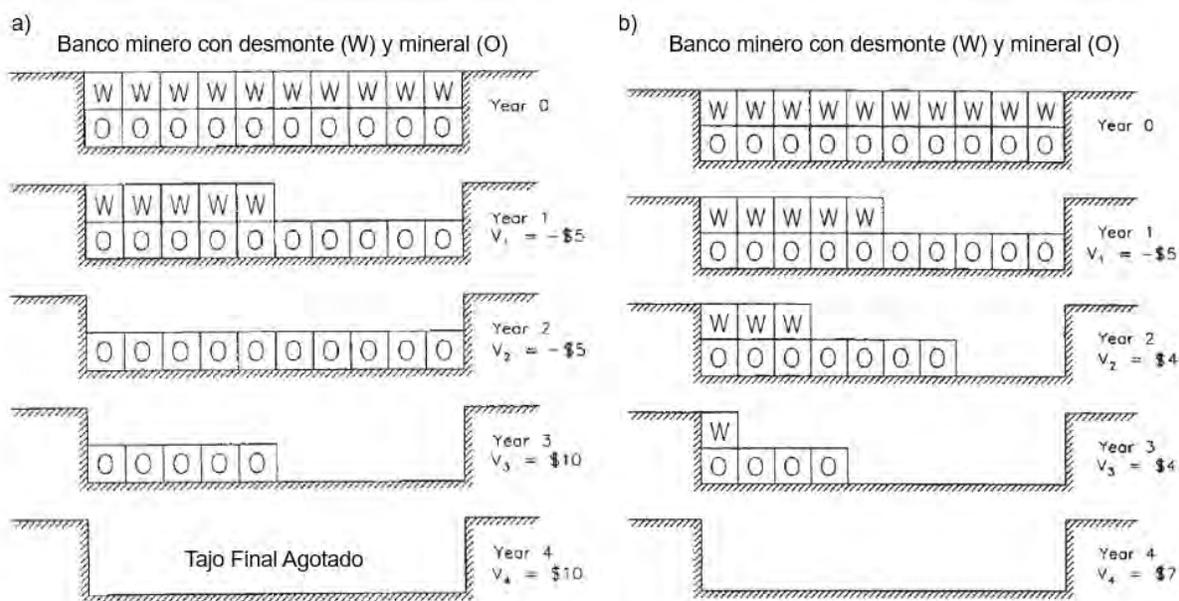
Nota. En la figura “a”, los números muestran la secuencia de explotación de los tajos luego de culminadas las excavaciones de los avances. La figura “b”, muestra que las actividades que componen el ciclo operativo son secuenciales, dependientes unas de las otras y de sus recursos como, por ejemplo, la perforación, que depende del *shotcrete* listo (actividad predecesora) y de

una perforadora (recurso). Adaptado del libro *Geotechnical design for sublevel open stopping* (p. 64), por Villaescusa, E., 2014.

El plan de producción es una consecuencia del procesamiento de informaciones como la capacidad de producción de una planta, disponibilidad de frentes de servicio en la mina, cantidad de equipos mineros y sus respectivos rendimientos, por ejemplo. La idea es programar una actividad en función al rendimiento del recurso disponible para ejecutar dicha actividad. Por ejemplo, un tajo de producción necesita tener listas sus labores de acceso y que se ejecute una serie de actividades operativas. El plan de producción puede ser elaborado para atender a distintos objetivos, sin embargo, es importante tener en mente que el objetivo financiero del negocio es maximizar las ganancias de los accionistas y bajo a esa premisa, el plan de producción debe ofrecer la ruta técnica para lograr dicha maximización (Hustrulid, Kuchta & Martin, 2013). La figura 13 muestra la influencia que la secuencia de minado ejerce en la evaluación económica de una determinada explotación.

Figura 13

Diferentes escenarios de secuencia de extracción de un banco minero



Nota. La figura “a” muestra un escenario donde se remueve la primera capa de desmonte y después de exponer todo el mineral, se ejecuta la explotación. Por otro lado, la figura “b” asume minar y ejecutar el desbroce del banco en simultaneo, según una secuencia de minado apropiada. Adaptado del libro *Open pit mine planning and design* (p. 600), por Hustrulid, W. A., Kuchta, M., & Martin, R. K., 2013.

Analizando el caso de la figura “a”, realmente lo más sencillo y productivo es exponer todo el mineral para después minarlo, sin embargo, asumiendo una tasa de descuento de 10%, el flujo de caja de este escenario sería:

$$VAN = \frac{-5}{(1.10)^1} + \frac{-5}{(1.10)^1} + \frac{-10}{(1.10)^1} + \frac{-10}{(1.10)^1} = \$5.66$$

Ya en el otro escenario, la estrategia ha sido extraer el mineral manteniendo parte de la reserva liberada y otra parte bloqueada haciendo las operaciones de explotación y desbroce simultáneamente, así, el flujo de caja resulta:

$$VAN = \frac{-5}{(1.10)^1} + \frac{-4}{(1.10)^1} + \frac{-4}{(1.10)^1} + \frac{-7}{(1.10)^1} = \$6.56$$

La secuencia de minado de la figura “b” es la que maximiza el valor presente. Los softwares de planeamiento cuentan con la capacidad para ejecutar una serie de combinaciones técnicamente posibles para evaluar cual sería la secuencia adecuada para cumplir el objetivo de maximización del valor, por eso, es muy importante que las actividades cuenten con una secuencia lógica de explotación. Además, el plan de producción es un importante insumo para la evaluación económica de un proyecto minero porque ofrece las informaciones necesarias para calcular los costos e ingresos proveniente de la operación. A continuación, la tabla 2 ofrece un ejemplo de un plan de producción de una mina subterránea.

Tabla 2

Plan de producción de la mina Reglan ubicada en Canadá

	1998	1999	2000 (plan)	Total
Underground development, m	1,990	2,167	4,775	8,932
Pit waste, tonnes	1,179,000	1,903,000	4,454,000	6,357,000
Underground ore, tonnes	337,000	448,000	600,000	1,385,000
Pit ore, tonnes	334,000	338,000	334,000	1,006,000
Total ore, tonnes	673,000	786,000	934,000	2,393,000
Nickel produced, tonnes	16,365	20,000	23,871	60,230
Copper produced, tonnes	4,365	5,280	5,872	15,517
Cobalt produced, tonnes	190	344	310	844

Nota. La tabla muestra el histórico de producción y avances de los primeros años donde se puede notar un incremento de producción y metraje de avances. Tomado del libro *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*. SME (p.301), por Hustrulid, W. A. & Bullock, R. L. (Eds.), 2001.

1.5. Evaluación económica

La evaluación económica en minería puede ser desarrollada según dos métodos distintos, los dinámicos y los estáticos, aunque, este último, ya no se utiliza con frecuencia, debido a que, no considera el valor del dinero en el tiempo cuando se trata de inversiones y cálculos de rentabilidad, al contrario del método dinámico, que usa las técnicas de flujos de caja descontados (DCF – *Discounted Cash Flow*), que resultan en indicadores como el valor actual neto (VAN o NPV) y la tasa interna de retorno (TIR), que indican la capacidad que un proyecto tiene de generar ganancias (Wellmer, Dalheimer & Wagner, 2007).

Siempre se escucharon frases como “¿El mineral de este proyecto tiene algún potencial para ser explorado?”. El uso del término mineral económico genera inconvenientes como poner precio en un bloque de roca, aunque los minerales no presentan un valor explícito. Por ejemplo, la galena es un sulfuro de plomo, sin embargo, su valor como subproducto en una mina de zinc es diferente de su valor, cuando encontrado en la naturaleza en pequeñas cantidades o aisladas, así que, la definición de mineral económico no puede ser separada de la economía del proceso minero, que es lo que define si el mineral es económico o no (Lane, 1988).

Los factores que influyen en el valor económico de un yacimiento son los más variados, incluyen los precios, los costos y las condiciones de mercado, por ejemplo. Una empresa minera genera utilidades e incurre en gastos y eso la hace una entidad económica la cual se puede atribuir un valor estimado a ella. Este valor es dependiente de sus reservas y del tipo de producto que ella lleva al mercado, así que, una estructura mineralizada, debería ser considerada como mineral económico, si la decisión de explotar y procesar este mineral agrega algún tipo de valor al negocio y este valor, debería estar expresado en un flujo de caja proyectado.

El flujo de caja se refiere a la diferencia entre los flujos de entrada y salida de dinero en un período de tiempo determinado, teniendo en cuenta tanto los ingresos como los gastos. Es una herramienta usada en la gestión financiera, ya que permite a las empresas evaluar su liquidez y solvencia, así como planificar sus actividades financieras futuras. La Tabla 3 proporciona un ejemplo práctico de un flujo de caja simple, donde se detallan los ingresos y gastos en diferentes períodos de tiempo. Este ejemplo ilustra cómo se registra y analiza el flujo de efectivo para entender mejor la situación financiera de una empresa y tomar decisiones informadas sobre su gestión financiera.

Tabla 3*Flujo de caja*

	Year	0	1	2	3	4	5	Cumulative
Revenue			80.0	84.0	88.0	92.0	96.0	440.0
- Oper costs			-30.0	-32.0	-34.0	-36.0	-38.0	-170.0
- Depreciation			-20.0	-20.0	-20.0	-20.0	-20.0	-100.0
= Taxable			30.0	32.0	34.0	36.0	38.0	170.0
- Tax @ 32%			-9.6	-10.2	-10.9	-11.5	-12.2	-54.4
= Net income			20.4	21.8	23.1	24.5	25.8	115.6
+ Depreciation			20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	100.0
- Capital costs		-100.0	-	-	-	-	-	-100.0
Cash flow		-100.0	40.4	41.8	43.1	44.5	45.8	115.6

Nota. El ejemplo muestra que la empresa incurre en un gasto de capital de \$100,00 en el momento t=0 y los flujos de caja son positivos. Tomado del libro *Open pit mine planning and design* (p. 50), por Hustrulid, W. A., Kuchta, M., & Martin, R. K., 2013.

El flujo de caja en si no es considerado como un indicador preciso para evaluar un proyecto de inversión, sin embargo, con esta herramienta, se puede determinar los indicadores de valor usados para tomar decisiones como, por ejemplo, aceptar, rechazar o hasta mismo, optimizar el proyecto, así siendo, maximizar el valor de la empresa es obtener el mejor flujo de efectivos posible. Uno de los indicadores de valor más usados para hacer comparaciones entre escenarios y tomar decisiones ejecutivas es el VAN. Partiendo del principio de que el dinero de hoy puede ser reinvertido y generar más dinero en el futuro, el dinero en el futuro vale menos que el dinero actual, así que, el dinero sufre una devaluación cuando es considerado como ingreso al futuro y debe ser descontado a valores presentes (Jaffe, Westerfield y Ross, 2011).

$$VAN = -I_0 + \sum \frac{F}{(1+i)^n}$$

Donde:

I_0 : Inversión inicial.

F: Flujos de efectivo.

i: Tasa de descuento.

n: Períodos.

Además del VAN, otro indicador económico importante es la TIR. Este indicador es usado como una alternativa o hasta mismo como un complemento del VAN y sus resultados son similares al concepto del propio VAN. El argumento presente en este método consiste en el hecho de que la TIR no sufre la influencia de las tasas de interés existentes en los mercados de capitales

y proporciona solamente un resultado que resume los logros del proyecto evaluado y es por eso por lo que lleva la palabra “interna”, por lo tanto, la TIR es la tasa que hace con que el VAN se iguale a 0, lo que resulta en una situación de equilibrio.

La decisión en este caso podría ser de aceptar el proyecto si la TIR resulte superior a la tasa de descuento o rechazarlo caso resulte inferior, sin embargo, hay casos en que la TIR de un proyecto no se relaciona con el VAN y en estos casos, las tomas de decisión económicas deben ser basadas en el VAN (Jaffe, Westerfield & Ross, 2011). Algébricamente, el equilibrio puede ser representado como:

$$0 = -I_0 + \sum \frac{F}{(1 + TIR)^n}$$

1.6. Marco teórico

En los capítulos anteriores, se explicó que, para la estimación de las reservas de mena de una mina, diversas informaciones son procesadas y convertidas obligatoriamente en diseños mineros y planes de producción, los cuales son sometidos a análisis económico.

Para la elaboración de los diseños mineros, uno de los primeros parámetros a tenerse en cuenta es la ley de corte, aplicado a yacimientos con apenas un metal pagable o el NSR mínimo, para yacimientos polimetálicos, siendo que, tanto la ley de corte (COG) como el NSR mínimo (COV), son conocidos como *cut-off*. El uso del *cut-off* ha sido abordado por varios autores los cuales lo relacionan con la maximización del VAN, sin embargo, debido a la complejidad relacionada a su estimación, se suele asumir los costos del proceso minero como *cut-off*, puesto que, es una determinación más rápida y sencilla (Wahl, 1973, Taylor 1974, Lane, 1988, Wellmer, 1998, Slaby & Wilke, 2005, citados por Wellmer, Dalheimer & Wagner, 2007).

Existen dos criterios principales discutidos al respecto de la ley de corte donde el más popular es que, cualquier material geológico que pueda ser técnicamente recuperado y que presente leyes donde su valor supere el costo marginal (costo que se asume por llevar una unidad adicional de producto al mercado), debería ser considerado como mineral pagable. El otro concepto, menos popular, es que el mineral debería cumplir con el objetivo de las finanzas de la empresa, que es maximizar las ganancias del accionista (Lane, 1988).

El primer argumento tiene relación con la vida útil de la mina que se extiende siempre que haya una mayor cantidad de reservas, o sea, dejar de recuperar zonas que solas no pagan todos los costos, pero, que cuando consideradas en un conjunto resultan positivas, hace con que se pierda la oportunidad de incrementar reservas y a la vez, años de operación. La cuestión es que,

considerar la ley de corte en base a los costos, de alguna manera hace con que se reduzcan las leyes promedias de la mina, lo que le resta valor. Un escenario de precios altos, por ejemplo, permite que la mina opere a *cut-offs* más bajos lo que conlleva a una reducción de las leyes de la mina. Si la cantidad de mineral tratada en la planta sigue siendo la misma, al tener menos ley de cabeza, se reducirá la producción de metal.

Desde un punto de vista de mercado, debería suceder lo contrario, ya que los precios más altos demuestran muchas veces una falta de materia prima y la condición de equilibrio debería ser producir más metal para aprovechar la ola de buenos precios y restablecer las condiciones de oferta (Lane, 1988). Hustrulid & Bullock (2001), puntúan cuatro trabajos necesarios para estimar los costos de una mina subterránea:

- Diseñar las actividades necesarias de la mina o elaborar el diseño minero.
- Calcular los parámetros de costos de equipos, manos de obra y suministros necesarias para el desarrollo, preparación y explotación de la mina.
- Aplicar los costos estimados a los diseños mineros.
- Analizar los costos respecto a los ingresos que genera el diseño minero a través de flujos de caja descontados.
- Determinar la viabilidad del diseño.

Estimar los costos en base a los diseños mineros y determinar el *cut-off* (tabla 4) que maximiza el VAN del proyecto de hecho es la mejor ruta para determinar su dimensión, sin embargo, para eso, primero se necesita modelar las zonas de explotación y solo es posible hacerlo parametrizando los recursos minerales en base a un *cut-off* como punto de partida.

Tabla 4

Resumen de los costos de la mina Cerro Lindo asumidos como cut-off

Item	Units	SLS	C&F
Operating Costs			
Mining	US\$/t proc.	21.00	37.34
Processing + Maintenance	US\$/t proc.	10.42	10.42
G&A	US\$/t proc.	2.14	2.14
Total	US\$/t proc.	33.56	49.90

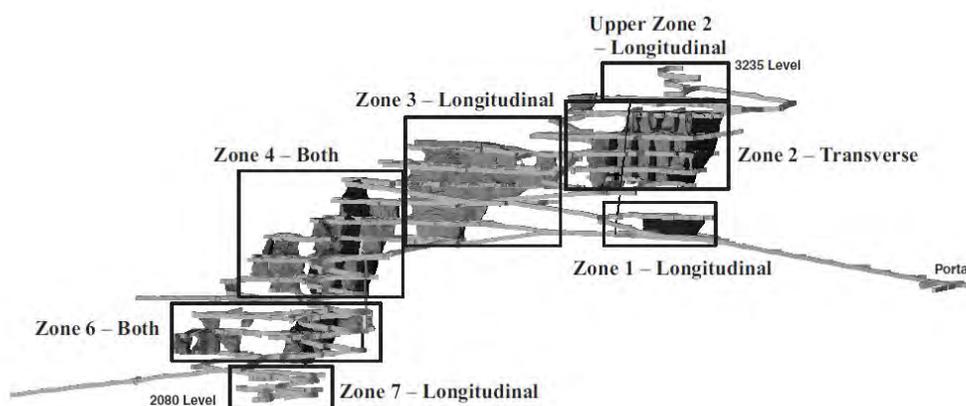
Nota. La tabla muestra el resumen de los costos por tonelada publicados por la empresa Nexa Resources en su reporte de reservas de mena de la mina Cerro Lindo del año 2020. Tomado del reporte técnico publicado en enero de 2021 (p. 197), por Nexa Resources & SLR.

En este caso, se asume como *cut-off*, la suma de los promedios de los costos ejecutados en el año anterior a la evaluación, y con eso, se ejecuta la optimización de los tajos de producción a través de la herramienta *stope optimizer*. Si bien es cierto que los tajos modelados pagan los costos de la mina a la fecha de corte del estudio, un aspecto a ser considerado es que la configuración de la mina actual puede no ser la misma de la mina proyectada al futuro.

Varias son las condiciones las cuales eso puede ocurrir, por ejemplo, minas en profundización, suelen presentar una disminución de la potencia de las estructuras mineralizadas, reducción de las leyes, cambios en las condiciones geomecánicas de las rocas, necesidad de nuevas instalaciones de infraestructura para bombeo y energía entre otros aspectos. La figura 14, muestra como las estructuras mineralizadas de la mina Lamefoot van perdiendo potencia a la medida que la mineralización se encuentra más profunda, haciendo con que la relación entre la cantidad de mineral explotada en la zona de profundización y el metraje necesario para desarrollar la rampa se reduzca cuando comparada a dicha relación en las zonas superiores.

Figura 14

Vista longitudinal de la topografía 3D de los niveles explotados de la mina Lamefoot



Nota. La Zona 2, más cercana a la superficie, muestra grupos de tajos de mayores dimensiones y más cantidad de reservas minadas. Ya la Zona 6 y 7, en profundidad, presenta una disminución de la potencia de los cuerpos y altura entre los subniveles. Tomado del libro *Underground mining methods* (p. 158), por Hustrulid, W. A. & Bullock, R. L., 2001.

Supongamos que la Zona 4 haya sido preparada y explotada en el año anterior a la estimación de reserva de mena, la base de costos despendidos para desarrollar, preparar y explotar dicha zona sería la base considerada para la estimación del *cut-off* de las zonas 6 y 7 y es notorio que los costos de esta zona resultarían diferentes en la práctica. Una vez que la suma

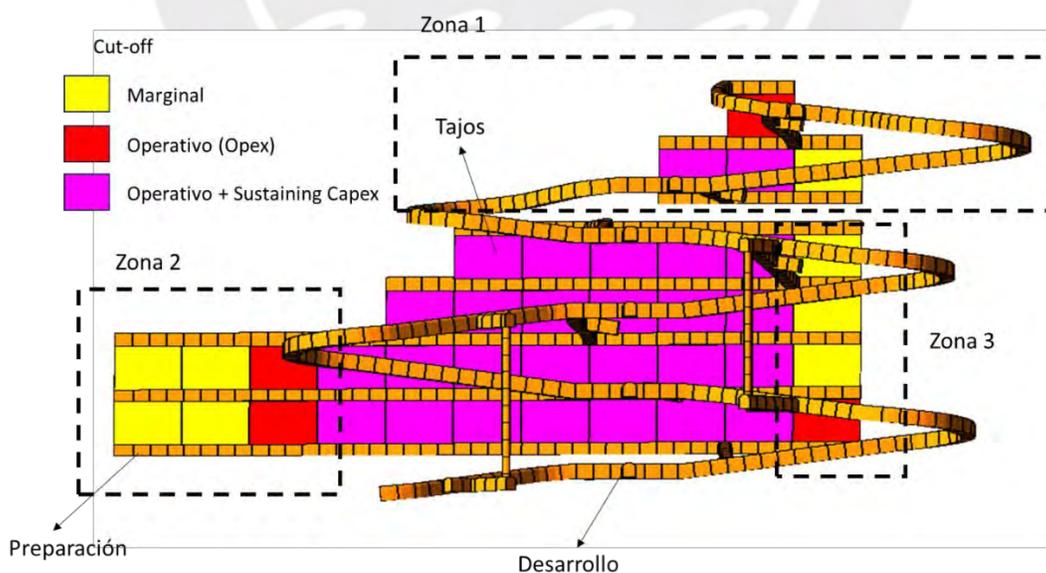
de los costos promedios de los avances está considerada en la estimación del *cut-off*, generalmente se asume que el diseño de avances se encuentra justificado económicamente, debido a que, los costos relacionados a los avances han sido considerados en el proceso de optimización de los tajos, lo que ni siempre es cierto.

La tabla 2, explicada en los subcapítulos anteriores, muestra la relación entre los metrajes de avances por año donde se puede ver la variación del tonelaje explotado por metro avanzado entre los años 1998 y 2000 de la mina Reglan. En el año 1998, la relación entre el tonelaje y el metraje de avances ha sido de 169TM/m, luego de eso, en 1999, el KPI ha subido a 207TM/m, sin embargo, el plan de producción referente al año 2000, presenta un fuerte incremento de la demanda de avances, resultando en un KPI proyectado de 126TM/m, así que, son momentos diferentes de la mina con configuraciones diferentes. Asumir los costos del año 1999 para estimar el presupuesto del año 2000 resultaría en su subestimación.

Analicemos un bloque de minado diseñado según el método de minado *sublevel stopping* longitudinal. El bloque presenta desarrollos, preparaciones y tajos de producción. Para la optimización de los tajos en *stope optimizer*, se usó como *cut-off*, la suma de los costos de avances, explotación y tratamiento. Los diseños de avances han sido elaborados en base a los tajos que presentan NSR iguales o superiores al *cut-off* conforme muestra la figura 15.

Figura 15

Bloque de minado



Nota. Los colores representan los diferentes rangos de *cut-offs* donde las zonas de color magenta presentan leyes por encima de los costos totales. Elaboración propia.

El bloque total resulta en un tonelaje de 54.551,00t con un NSR 209,00 USD/t. El resultado estimado de su valor sería:

$$\text{Contribución} = 54,551.00 \times 209.00 = \$11,401,159.00$$

Para desarrollar y preparar los tajos, han sido diseñados los avances, sumando 2,753.00m a 1,717.00 USD/m. Los egresos estimados con los avances serían:

$$\text{Egresos relacionados a los avances} = 1,717.00 \times 2,753.00 = 4,726,901.00$$

Además, los egresos necesarios para explotar los tajos de producción considerando un costo total de 78.00 USD/t serían:

$$\text{Egresos relacionados a la explotación} = 54,551.00 \times 78.00 = 4,254,978.00$$

Restando los egresos de la contribución, la utilidad del bloque sería:

$$\text{Utilidad} = 11,401,159.00 - 4,726,901.00 - 4,254,978.00 = 2,419,280.00$$

Teniendo en cuenta que el bloque genera una utilidad positiva estimada en USD 2.4 millones, la explotación del bloque puede ser considerada como económica, sin embargo, volviendo al objetivo financiero del negocio, que es de maximizar el valor del accionista, ¿este resultado sería el mejor resultado?

De esta vez, analicemos solamente la zona 1 de la figura 15, que presenta dos tajos que superan el costo total, un tajo marginal y un tajo que paga los costos operativos. Esta zona reporta un tonelaje de 7,193.00t y NSR igual a USD 93.4 y demanda un total de 710m de avances. Haciendo los mismos cálculos hechos anteriormente tenemos:

$$\text{Contribución} = 7,193.00 \times 93.4 = \$671,826.00$$

$$\text{Egresos relacionados a los avances} = 710 \times 1,717.00 = 1,219,070.00$$

$$\text{Egresos relacionados a la explotación} = 7,193.00 \times 78.00 = 561,054.00$$

$$\text{Utilidad} = 671,826.00 - 1,219,070.00 - 561,054.00 = -1,108,298.00$$

Dos situaciones pueden ser consideradas para la zona 1, la primera, sería rechazar el minado de esta zona mismo presentando tajos que superan los costos totales. La otra y más interesante, sería verificar la posibilidad de optimizar los diseños de avances promoviendo una reducción de los metrajes de tal manera que su valor justifique su explotación, sin embargo, ni siempre es posible cambiar los diseños, debido a las restricciones geomecánicas y operativas.

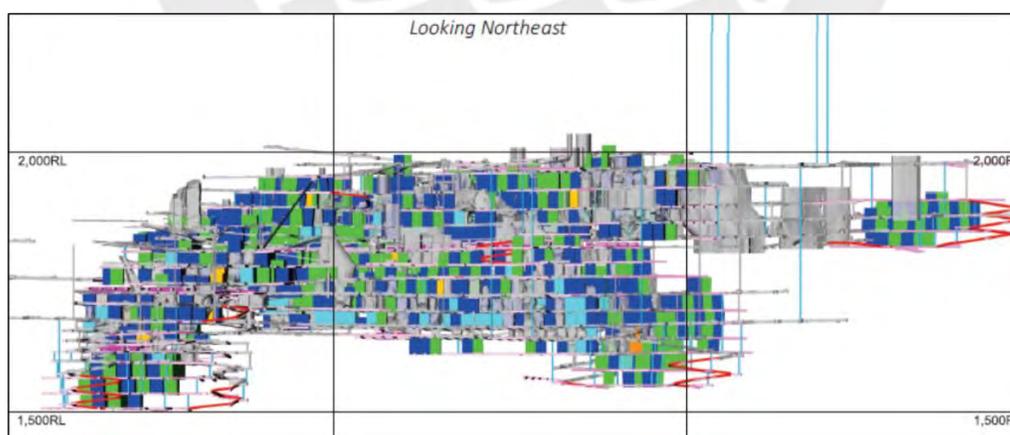
El análisis de la zona 1 nos permite hacer las siguientes preguntas: ¿Las zonas 2 y 3 podrían estar restando valor al bloque total? ¿Sería posible lograr mejores utilidades cambiando los diseños?

En conclusión, por más que el bloque total resulte positivo por pagar todos los costos del proceso con un cierto margen de ganancias, no cumple con el objetivo de maximizar el valor del negocio, puesto que, existen zonas en el bloque que están restando su valor. Si bien es cierto que el *cut-off* es un parámetro necesario para modelar los tajos de producción, hacer un análisis por sectores podría evitar que la empresa minera gaste dinero en zonas que no son compensadas económicamente.

Es importante tener en cuenta que, considerar los costos promedios como *cut-off* y asumir que los tajos que presentan valores superiores a dicho *cut-off* son económicos, es la manera más sencilla y rápida de elaborar el diseño minero y hacer las evaluaciones bloque a bloque en una mina de mediano o gran porte (figura 16), inviabilizaría el cronograma de ejecución del planeamiento de minas, además, incurriría en posibles errores humanos una vez que se puede excluir zonas que podrían ser consideradas como reservas por tratarse de un proceso manual. El reto es encontrar una manera de mejorar los diseños para que la empresa ejecute excavaciones en los sectores donde realmente maximicen sus ganancias y que, a la vez, sea un proceso eficiente en términos de tiempo.

Figura 16

Proyecto de la mina Cerro Lindo



Nota: La figura muestra los diseños de reservas de la mina Cerro Lindo. Tomado del reporte técnico publicado por Nexa Resources & SLR, 2020.

Como visto en los capítulos anteriores, cualquier mina, por más grande y compleja que sea, son operadas a través de la ejecución de actividades cíclicas y secuenciales. El ciclo de

producción de un tajo subterráneo, por ejemplo, comprende de actividades dependientes entre si empezando por el desarrollo, seguidos de la preparación, perforación, voladura, sostenimiento, acarreo & transporte y relleno.

Cualquier actividad desarrollada en base a un proceso que se repita muchas veces, puede ser transcrita en rutinas programadas que ayudan a automatizar y estandarizar dicho proceso. Los algoritmos y la programación son fundamentales para esto. El algoritmo es un conjunto de instrucciones ejecutables que obtiene la resolución de un problema determinado y describe un patrón de comportamiento escrito en un conjunto de acciones finitas y ordenadas. Por otro lado, la programación consiste en estructurar datos concretos desde algoritmos abstractos (Ziviani, 2004, que cita Dijkstra, 1971).

Desde los años 50, matemáticos como Ford y Fulkerson (1957, citado por Hochbaum, 2008), vienen desarrollando algoritmos para resolver problemas de cierres máximos que, en minería superficial, consiste en determinar el diseño del tajo que maximiza el valor de la mina. Antes, las simulaciones eran desarrolladas manualmente a través de planos y calculadoras, resultando en una mera aproximación del diseño óptimo.

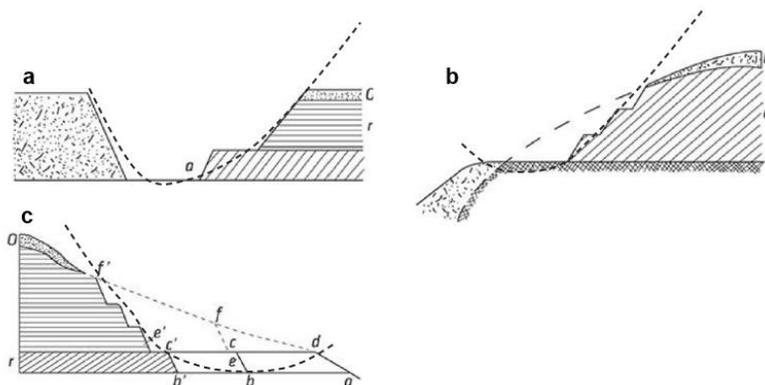
En la década de 60, la empresa *Kennecott Copper Corporation* publicó el algoritmo cono flotante, que consiste en mover un cono por el modelo de bloques en dos dimensiones desde la izquierda hacia la derecha, seleccionando bloques que pagan los costos de desbroce, generando un cono invertido, simulando un tajo abierto (McCarthy, 1993, citado por Poniewierski, 2018). Este algoritmo ha sido el primer a ser incorporado en un sistema computadorizado para optimizar tajos abiertos y una referencia para el desarrollo de varios métodos modernos como el *stope optimizer*, no obstante, debido a sus limitaciones, fue desestimado por presentar problemas como la generación de superposición de conos e incapacidad de analizar todos los bloques colindantes, resultando en números inconsistentes y no realistas.

En 1964, los ingenieros Helmut Lerchs y Ingo F. Grossmann publican en una conferencia en Montreal el artículo *Optimum Design of Open-Pit Mines*, que detalla su algoritmo desarrollado para resolver el problema de cierre máximo. Existe una gran cantidad de literatura académica a cerca de este algoritmo como Lerchs & Grossmann, 1965, Zhao y Kim 1992, Seymour, 1995, Hustrulid y Kuchta 2006 (Poniewierski, 2018) entre otros. Es importante mencionar que, debido a la similitud entre las minas a tajo abierto, donde la gran mayoría presenta geometrías que hacen alusión a un cono invertido, el desarrollo de procesos automáticos de planeamiento resulta más

fácil en comparación con las minas subterráneas. La figura 17, muestra los tres principales métodos de minado a tajo abierto.

Figura 17

Ejemplos de diseños de mina a tajo abierto aplicados a diferentes superficies



Nota. La figura “a” representa una mina a tajo abierto en una superficie plana con capas horizontales. La figura “b” representa una mina explotada en una loma. La figura “c” representa una mina a tajo abierto operada en una superficie inclinada. Tomado del libro *Minas a Céu Aberto, Planejamento de Minas*, (p.167 y 168), por Curi, A, 2014.

Además de los supuestos económicos, el método Lerchs & Grossmann considera parámetros geométricos de diseño y la secuencia lógica de minado. Diferente de una mina subterránea, el tajo abierto es minado de arriba hacia abajo, en este caso, los materiales de los niveles inferiores dependen de la remoción de los materiales de los niveles superiores como muestra la figura 18.

Figura 18

Ejemplo de secuencia lógica de un tajo abierto

7	6	5	4	3	2	1	2	3	4	5	6	7
	7	6	5	4	3	2	3	4	5	6	7	
		7	6	5	4	3	4	5	6	7		
			7	6	5	4	5	6	7			
				7	6	5	6	7				
					7	6	7					
						7						

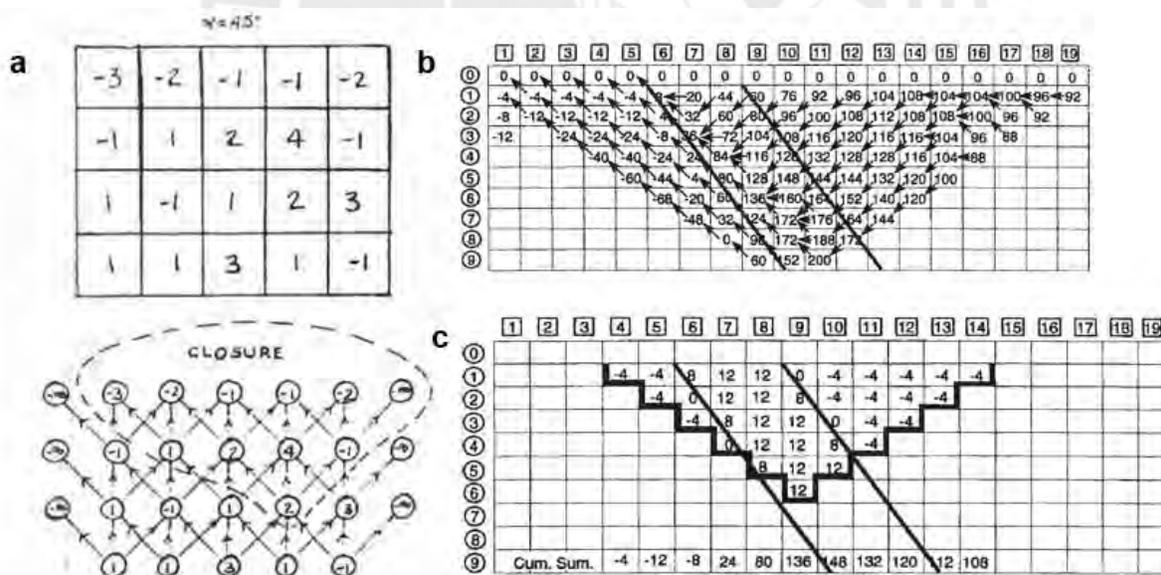
Nota. El esquema muestra la secuencia de explotación de un tajo abierto donde los bloques claros representan el desmonte y bloques oscuros representan el mineral económico. Tomado del libro *Minas a céu aberto: Planejamento de lavra* (p.295), por Curi, 2014.

El método toma en cuenta tres parámetros: El ángulo global o *overall slope angle*, la altura de banco y las dependencias verticales entre los bloques. En base a la teoría de los grafos y modelos de programación dinámica, el método realiza un análisis bloque a bloque considerando las restricciones de diseño, costos totales del proceso minero y valor del mineral, lo cual, analiza la utilidad que cada bloque entrega (negativa o positiva), donde hace una serie de simulaciones de dirección de explotación hasta encontrar el diseño que resulta en el mejor VAN.

Tamaño ha sido el éxito de este método, que, gracias a los avances de la tecnología computacional, la empresa Whittle llega a incorporarlo en su solución para planeamiento de minas, luego de 20 años de su publicación, lo cual, aún sigue siendo ampliamente usado por la industria, viabilizando minas desde hace 40 años. Antes, no había sido posible usar el algoritmo debido a su gran exigencia computacional y redundancias matemáticas generadas al momento de analizar y almacenar informaciones bloque a bloque (Bai, et al., 2017). La figura 19 muestra la explicación ilustrativa de Lerchs & Grossmann (1965) relacionada a las iteraciones que el algoritmo hace entre los bloques de mineral simulando la secuencia óptima de explotación.

Figura 19

Esquema de análisis bloque a bloque según el método Lerchs & Grossmann



Nota. El ejemplo "a", muestra la representación en forma de grafos entre los bloques y sus dependencias. Por otro lado, el ejemplo "b" muestra la secuencia de iteraciones que el algoritmo hace para definir los bloques que resultan en el mejor diseño y el ejemplo "c", muestra el tajo final. Adaptado del libro *Open pit mine planning and design, two volume* (p. 455), por Hustrulid, Kuchta & Martin, 2013.

En 1976, Picard publicó la teoría matemática que consistió en probar que el problema de cierre máximo presentado por Lerchs & Grossmann (1965) podría ser reducible a apenas un problema de flujo de corte mínimo, lo cual cualquier algoritmo de resolución de problemas de flujos máximos sería capaz de resolverlo en apenas una fracción de tiempo, reproduciendo los mismos resultados, llegando a la conclusión que el problema de flujos máximos es igual al problema de cierres máximos (Deutsch, et al, 2015 citado por Poniewierski, 2018).

En base a eso, Picard, Goldberg y Tarjan (1988 citado por Hochbaum, 2008), publican un nuevo algoritmo denominado *push-relabel*, elaborado en base a una reformulación del algoritmo de Dinic (1970), lo cual venía siendo estudiado para otros objetivos. El método ha sido pionero en la resolución de problemas relacionados con flujos máximos y cortes mínimos y es interesante considerar que, en el ámbito minero, el envío de flujos de minerales desde la mina hacia la planta, seleccionados según las leyes de corte mínimas o de equilibrio, hace alusión al problema mencionado.

En este caso, el *cut-off* representaría un corte mínimo, el cierre máximo correspondería al diseño final de una mina y los flujos máximos se relacionarían a la producción enviada a la planta. En los años 2000, Hochbaum & Chen hacen una serie de demostraciones probando que el algoritmo *push-relabel* supera el algoritmo Lechs & Grossmann matemáticamente en casi todos los casos estudiados. Se verificó que, cuando el modelo de bloques supera a un millón de bloques, los algoritmos de flujo de red presentan los mismos resultados del LG, sin embargo, con mayor velocidad de procesamiento.

Los algoritmos de flujo de red siguieron siendo estudiados y fueron evolucionando hasta que, un año después de su publicación, la Dra. Dorit S. Hochbaum (2001), presenta los primeros resultados del algoritmo que sería conocido como el que dio nueva vida al método Lerchs & Grossmann, denominado *pseudoflow*. Luego de eso, en mayo de 2007, ha sido aprobado por la comunidad científica. También basado en la teoría de los grafos, sumado a la teoría de flujos máximos de red, el *pseudoflow* demostró ser más rápido en términos de proceso de optimización de diseños de mina a tajo abierto y capaz de resolver cualquier problema relacionado a flujos de red.

Bai, et al. (2017), ha llevado a cabo un estudio comparativo entre el algoritmo Lerchs & Grossmann y *pseudoflow*, utilizando modelo de bloques y parámetros de proyecto idénticos. Su estudio de caso detallado ha revelado resultados significativos: Al aplicar el nuevo algoritmo a un modelo con 20 millones de bloques, se observa una impresionante reducción del 99% en el

tiempo de procesamiento computacional en comparación con el método anterior. Este hallazgo destaca el potencial del algoritmo *pseudoflow* para mejorar la eficiencia y la velocidad en la optimización de diseños mineros, ofreciendo una alternativa valiosa para la industria minera en la gestión de sus operaciones y recursos.

El algoritmo consiste básicamente en usar la misma representación de grafos del método Lerchs & Grossmann. Para entenderlo de manera sencilla, en el caso del *pseudoflow*, se adiciona a los bloques un nodo en la parte superior, lo cual se denomina sumidero (residuo) y otro nodo en la parte inferior, denominado origen (fuente). Luego de eso, se conectan los nodos de la fuente a los nodos que representan los bloques de mineral y los nodos que representan los bloques de desmonte al sumidero, formando un pseudo flujo, una vez que estas conexiones no representan dependencias (flujos) entre los bloques.

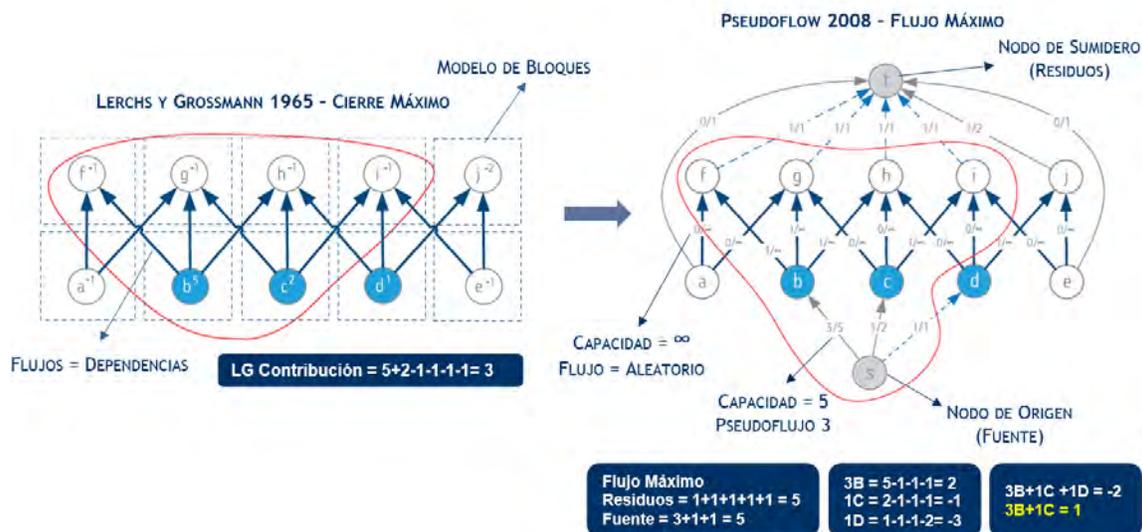
Durante el proceso, las utilidades, tanto positivas como negativas, contenidas en los bloques, son transferidas a los pseudo flujos. Estos flujos son representados por líneas interconectadas que por fin, se conectan a los bloques (dependencias), donde los valores transferidos actúan como una especie de capacidad para mantener la conexión entre ellos. En este proceso, se identifican y establecen los flujos para cada una de las conexiones, asegurando que exista una igualdad entre los flujos del origen y del sumidero. Al finalizar, se asignan capacidades infinitas y flujos aleatorios a las dependencias entre los nodos de mineral y desmonte, siendo los nodos definidos como el centroide de los bloques en el modelo. Este proceso garantiza una representación precisa de las interconexiones dentro del modelo, permitiendo la evaluación de los flujos y capacidades del flujo de red.

En este momento, las dependencias entre los bloques sirven solamente como ducto para el flujo de información, así siendo, sus características físicas como ángulos de inclinación o longitudes ya no son necesarias. Solo es necesario conocer los bloques predecesores y sucesores (dependencias). Los pseudo flujos de mayor capacidad, conectados al origen, “empujan” los nodos de menor capacidad y la resta de capacidades son “prestadas” a los pseudo flujos, también conectados al origen.

Durante el proceso, se identifica un punto crítico en el que los pseudo flujos conectados al origen, que no superan en capacidad a los pseudo flujos conectados al sumidero, experimentan una sobrecarga y, como resultado, se rompen. Este fenómeno se representa de manera visual en el esquema proporcionado en la figura 20, donde se observa claramente el punto de quiebre y las implicaciones que tiene en la estructura y flujo del sistema.

Figura 20

Comparación ilustrativa de los grafos del método Lerchs & Grossmann y pseudoflow



Nota. La figura de la izquierda muestra las iteraciones y cálculos que definen los bloques que resultan en el cierre máximo y la figura de la derecha, muestra como el método *pseudoflow* determina los bloques que resultan en los flujos máximos. Adaptado del estudio *Pseudoflow Method for Pit Optimization* (p.2 y 4) por Bai, X. et al, 2017.

Imaginemos una tubería de agua que conecta el reservorio “A” (origen), lo cual tiene una bomba a presión, al reservorio “B” (sumidero). Los flujos de agua (pseudoflujo) siguen la dirección desde el reservorio “A” hacia al reservorio “B”, debido a la presión que ejerce la bomba (capacidad). La minería no es tan sencilla, sin embargo, el principio es parecido. Se nota en el ejemplo de la figura 20 que, Lerchs & Grossmann, toma la sumatoria de los valores de los bloques en base a las dependencias configuradas de acuerdo con el ángulo global de las paredes del tajo y secuencia de extracción, buscando la suma de bloques que resulten en el mejor valor, resolviendo el problema de cierre máximo (contorno de diseño), pero, solo es aplicable a diseños cónicos y con secuencias de minado similares donde el material de los niveles superiores deben ser removidos para explotar el mineral presente en los niveles más profundos, en este sentido, no es aplicable a la optimización de diseños subterráneos.

Por otro lado, el *pseudoflow*, lo que hace es igualar los pseudoflujos del origen a la cantidad de pseudoflujos del sumidero y el paso adicional es usar las capacidades para identificar los pseudoflujos saturados que van a romper la secuencia. El diseño final, en este caso, se obtiene por los bloques conectados a los flujos no saturados. La diferencia entre el método tradicional de optimización de diseños de minas Lerchs & Grossmann y *pseudoflow*, es

que el nuevo método ignora la posición geográfica del modelo de bloques y no necesita de cualquier parámetro geométrico lo que hace el algoritmo aplicable a cualquier problema de flujos máximos a cortes mínimos. Como se explicó en los capítulos anteriores, el uso del *cut-off* no garantiza que todas las zonas del diseño integral subterráneo sean económicas y hacer la evaluación zona a zona sería imposible en minas de gran dimensión debido a la cantidad de cálculos manuales que demandaría este análisis lo que hace con que se asuma los diseños de avances como una consecuencia de la optimización de los tajos subterráneos.

Las minas subterráneas aún no cuentan con un proceso de optimización de diseños comparable con los métodos disponibles para la minería a tajo abierto (San Miguel, 2022), sin embargo, una vez listos los diseño de mina y determinada la secuencia de minado, se plantea adaptar del proceso de planeamiento de minas subterráneas incorporando el método *pseudoflow* en sus rutinas, no para optimizar los diseños como se hace en minas a tajo abierto, si no, para evaluar e identificar automáticamente las zonas del diseño minero que necesitan ser modificadas o rechazadas por restar valor al diseño integral.



CAPITULO II

ENFOQUE METODOLÓGICO RELACIONADO A LA ADAPTACIÓN DEL ALGORITMO PSEUDOFLOW AL PROBLEMA DE OPTIMIZACIÓN DE DISEÑOS SUBTERRÁNEOS

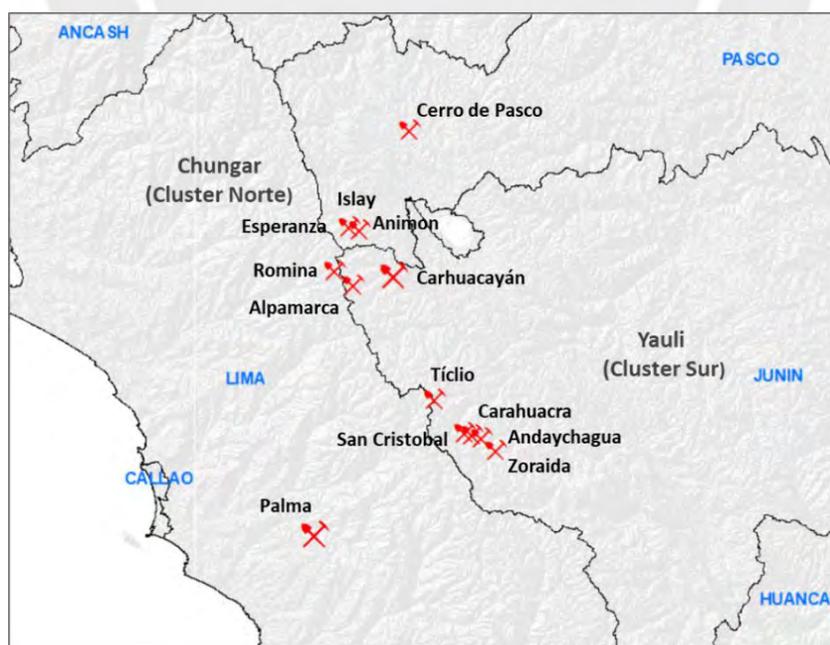
2.1. Descripción de la empresa y yacimiento

Para someter a prueba la hipótesis de que el algoritmo *pseudoflow*, una vez adaptado al proceso planeamiento de minas subterráneas, funciona para analizar los diseños estáticos, seleccionando los sectores del proyecto que restan valor al diseño integral, se desarrolló el caso de estudio con el apoyo de la empresa Volcan Compañía Minera.

Volcan ha iniciado sus operaciones en 1943 a través de la operación de la mina Ticlio, ambas ubicadas en la sierra central del Perú. Años después, como resultado de su plan de expansión, la empresa adquirió las operaciones mineras y plantas concentradoras Mahr Túnel, San Cristóbal, Andaychagua y Cerro de Pasco. En los años 2000, Volcan culmina las negociaciones relacionadas a la adquisición de las empresas Chungar, Vinchos, Alpamarca y centrales hidroeléctricas que suministran energía propia a las operaciones de la compañía. La figura 21 muestra la ubicación de sus unidades mineras.

Figura 21

Mapa de ubicación de las operaciones mineras y principales proyectos de Volcan Compañía Minera



Nota. Elaboración propia.

Volcan ocupa una posición de destaque entre las mayores productoras de plata, zinc y plomo y, según la memoria anual de la empresa, sus ventas netas en 2022, superaron las cifras de 2021 impulsadas por el alza de precios del zinc en este período, resultando en un EBITDA de 298.6 millones de dólares, además, sus inversiones en 2022, relacionadas al negocio minero han incrementado en un 33.5% en relación al año anterior, enfocadas principalmente a actividades de desarrollo, plantas, relaveras e infraestructuras de mina, resultando en un aporte de 241.3 millones de dólares.

La Compañía Minera Chungar, ocupa una posición importante en el portafolio de Volcan, titular de 100% de las concesiones de la mina Animon que, por su vez, posee 80% de las reservas de Chungar, con un total de 3.8 Mt al cierre de 2022, siendo una de las minas más importantes de la compañía. Animon es una mina subterránea de mineralización polimetálica de zinc, plomo, cobre y plata, donde las principales menas están conformadas por esfalerita, galena, calcopirita y sulfosales de cobre emplazadas en estructuras mineralizadas en forma de vetas, común en los yacimientos de tipo cordillerano, formados por fluidos hidrotermales de origen magmático como muestra la figura 22.

Figura 22

Sección típica de estructuras mineralizadas de Animon



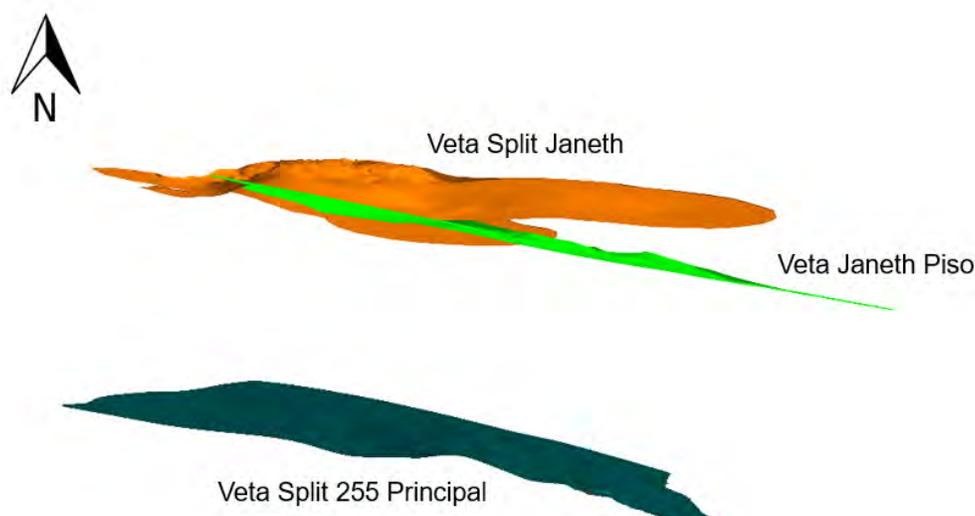
Nota. Esquema conceptual de un yacimiento de tipo cordillerano semejante a Animon. Adaptado del artículo *Cordilleran or Butte-type veins and replacement bodies as a deposit class in porphyry systems* (p. 3), por Fontboté, Bendezú & Williams, 2009.

La mina Animon, se encuentra actualmente en plena operación y cuenta con una planta capaz de producir hasta 5500 toneladas por día de concentrados de alta calidad y sus reservas están ubicadas principalmente en las zonas de profundización de donde las estructuras mineralizadas Split 225 Principal, Split Janeth y Janeth Piso, han sido seleccionadas para el desarrollo de la prueba de hipótesis en coordinación con la gerencia de planeamiento corporativo de la empresa.

Las vetas presentan dirección principal W280N y buzamiento promedio de 80° que, sumadas a las características de resistencia de las rocas y profundidad, actualmente son explotadas bajo el método de minado *sublevel stopping*. Otra característica interesante desde el punto de vista operativo de estas estructuras es que se encuentran paralelamente separadas por rocas cajas estériles, aproximadamente 200 metros una de la otra, lo que facilita la integración de ambas a través de la conexión de las infraestructuras, conforme muestra la figura 23.

Figura 23

Vista en planta de las estructuras mineralizadas



Nota. La figura muestra el modelo tridimensional triangulado (solidos) de las estructuras mineralizadas ubicadas en la zona de profundización de la mina Animon. Elaboración propia.

2.2. Elaboración del diseño integral

La elaboración del diseño minero representa un elemento fundamental dentro del desarrollo metodológico de este capítulo, lo cual posibilitará lograr los objetivos de este proyecto de investigación. El proceso metodológico relacionado con la elaboración de los diseños mineros empieza con la etapa de optimización de tajos de producción, lo cual se va a detallar a lo largo

de este capítulo. Luego de finalizada la etapa de optimización, se aplican matemáticamente los factores modificadores a los sólidos optimizados, los cuales permiten generar los reportes de tonelajes y leyes según los parámetros de ingeniería como la dilución y recuperación minera y, por último, en base a los resultados, se hace una depuración para eliminar tajos en zonas explotadas o marginales.

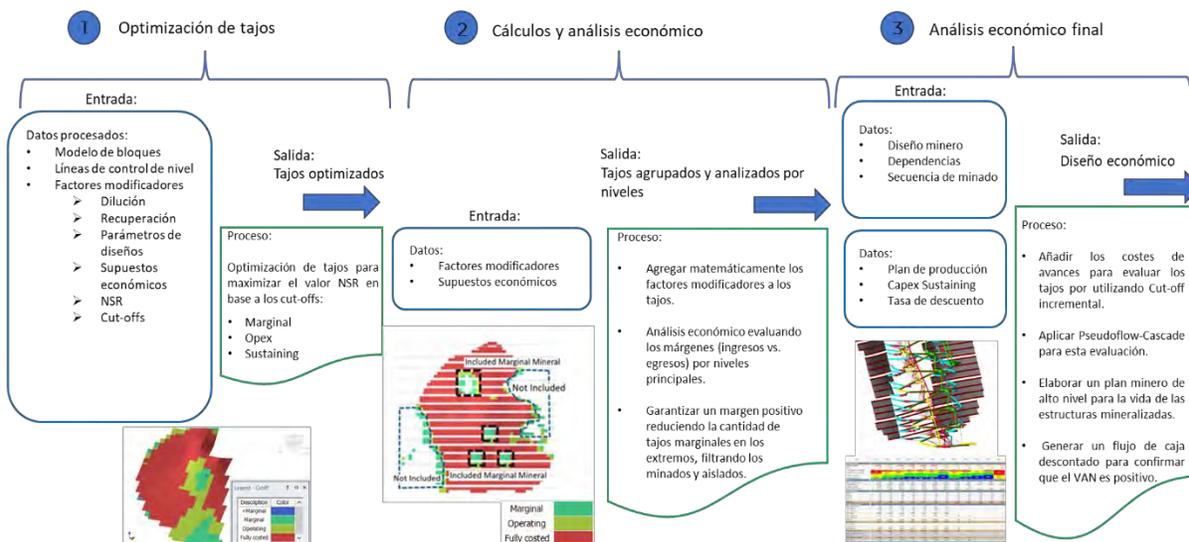
Una vez definidas las zonas de explotación, se generan los diseños de avances, que consisten en promover los accesos para exponer y explorar los tajos modelados en la etapa anterior y luego de eso, se elabora el plan de producción y se finaliza con el análisis de viabilidad económica a través de los cálculos de flujos de caja.

La figura 24, presenta un mapa resumido del proceso utilizado en el desarrollo del caso de estudio, el cual será detallado a lo largo de este capítulo. Se examinará cada etapa del proceso de elaboración del diseño minero, centrándose en los aspectos clave que afectan su desarrollo. Además, se analizarán detalladamente las herramientas y metodologías utilizadas en cada etapa, informaciones las cuales se va a detallar a lo largo de este capítulo, lo que permitirá comprender su funcionamiento y aplicación.

Figura 24

Mapa del proceso de elaboración y evaluación del diseño integral

Alcance de la evaluación:



Nota. La imagen muestra el flujo adaptado del proceso de elaboración de los diseños de mina los cuales han sido sometidos al análisis económico. Elaboración propia.

Una vez definidas las estructuras mineralizadas, se desarrolló las evaluaciones para verificar que sus cantidades y leyes justifican su explotación en base a los parámetros técnicos y supuestos económicos. Las zonas de explotación han sido definidas a través de la herramienta de optimización de tajos de producción *stope optimizer*, que se basa en el algoritmo *floating stope*, el cual utiliza los parámetros de diseño minero, modelos triangulados que representan la mineralización y modelo de bloques, entre otros. Debido a que, las estructuras mineralizadas son polimetálicas, las leyes del modelo de bloques, en este caso, pueden ser representadas por un único valor, el NSR. Para calcular el valor de NSR, han sido considerados los supuestos económicos listados en la tabla 5.

Tabla 5

Parámetros y supuestos usados para el cálculo del NSR

Precios	Unidad	Valor * k
Zn (LME)	USD/t	2.6
Pb (LME)	USD/t	1.9
Ag (LME)	USD/oz	0.02
Balance Metalúrgico	Unidad	Valor
Ley Zn Cabeza	%	4.2
Ley Pb Cabeza	%	1.7
Ley Ag Cabeza	oz/t	1.6
Recuperación Zn	%	92
Recuperación Pb	%	92
Recuperación Ag	%	84
Ley Zn Concentrado	%	57
Ley Pb Concentrado	%	56
Ley Ag Concentrado	%	43
Términos Comerciales	Unidad	Valor
Descuento Zn	%	85 o 8
Descuento Pb	%	95 o 3
Descuento AgZn	% - oz/t	70 y 3
Descuento AgPb	% - oz/t	95 y 1.6
Maquila Zn	USD/t	167
Maquila Pb	USD/t	78
Maquila Ag	USD/t*LME	1.3

Continuación de la tabla 5.

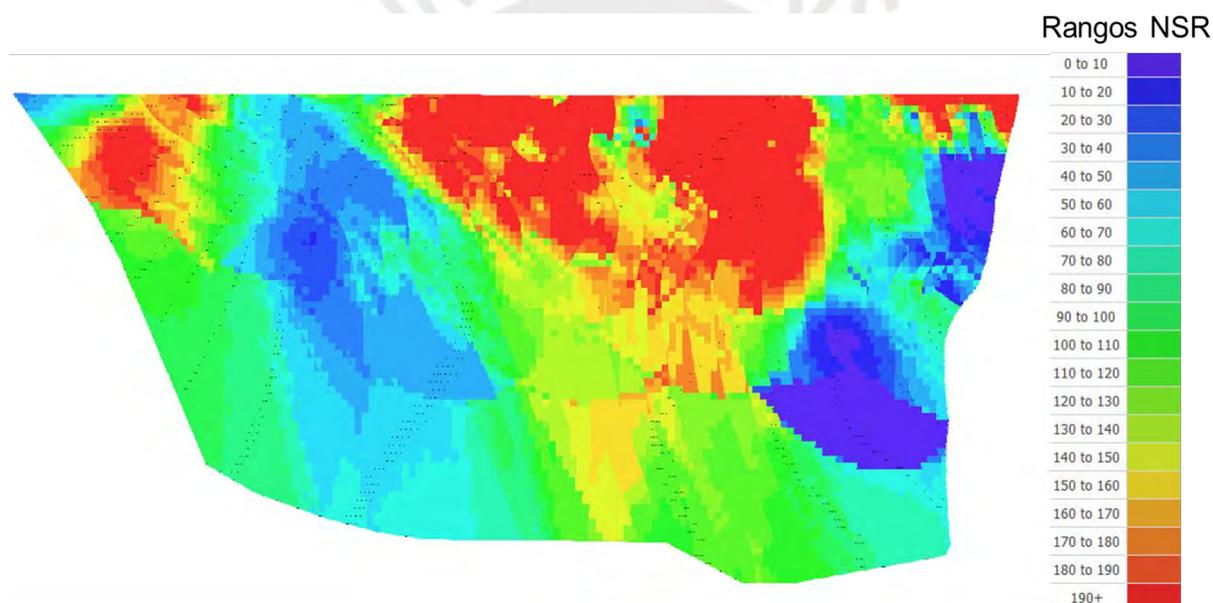
Gasto de Venta Zn	USD/t	142
Gasto de Venta Pb	USD/t	119

Nota. La tabla muestra los parámetros adaptados para calcular el valor del concentrado de mineral de Zn y Pb. Elaboración propia.

En base a los parámetros de la tabla 5, se calcularon los valores punto para cada metal que, al ser multiplicados por las leyes, resultaron e el valor del bloque de mineral. La figura 25 muestra la distribución de valores NSR, calculados en base a las leyes presente en cada bloque del modelo de la Veta Split 255 Principal.

Figura 25

Vista longitudinal de la distribución de NSR de la Veta Split 255 Principal



Nota. Distribución de leyes representadas por el NSR del modelo de bloques de la zona profunda de la Veta Split 255 Principal. Elaboración propia.

Con relación a la ley de corte, la estructura de costos adaptada para los objetivos de este estudio cuenta con tres cortes distintos. El más importante es el *cut-off* total, usado para modelar los tajos que pagan todos los costos del proceso incluyendo el *sustaining* CAPEX de la mina, seguido del *cut-off* OPEX, que permite modelar los tajos de explotación que pagan los costos operativos y, por último, el *cut-off* marginal, que nos sirve para modelar los tajos que pagan un costo mínimo teniendo en cuenta que los demás tajos solventan los costos operativos y eso permite llevar unidades extras de mineral al mercado.

Además del *cut-off*, se ha asumido costos para desarrollo y preparación, esenciales para las corridas de *pseudoflow*. El Primary Horizontal Dev, corresponde al costo de desarrollo de accesos e infraestructuras principales excavadas horizontalmente, Primary Decline Dev, es el costo para desarrollar las rampas, Primary Vertical Dev, corresponde al costo para perforar chimeneas de ventilación y servicios y Secondary Dev, corresponde al costo de preparación de las zonas de explotación conforme muestra la tabla 6.

Tabla 6

Distribución de costos aplicados al método Sublevel Stopping

KPI	Costo
Marginal (USD/t)	32
Avances (USD/t)	16
Explotación (USD/t)	6
Tratamiento (USD/t)	11
OPEX (USD/t)	62
Mina (USD/t)	40
Planta (USD/t)	11
Indirectos (USD/t)	11
Sustaining CAPEX (USD/t)	16
Costo total (USD/t)	78
Primary Horizontal Dev. (USD/m)	1.7k
Primary Decline Dev. (USD/m)	2.1k
Primary Vertical Dev. (USD/m)	1.6k
Secondary Dev. (USD/m)	1.5k

Nota. Adaptación de la distribución de costos usados como *cut-off* para el método *sublevel stopping*. Elaboración propia.

Es relevante señalar que los datos mostrados en las tablas 5 y 6 corresponden a adaptaciones de los supuestos utilizados para calcular el NSR y el *cut-off*. Por lo tanto, estos no están relacionados con los indicadores económicos empleados en las operaciones cotidianas de la compañía, dado que su propósito es exclusivamente académico.

Además de los supuestos económicos, conforme el Código JORC (2012), una evaluación de un proyecto minero tanto en etapas *greenfield* como *brownfield*, debe ser basada en diseños

mineros. En este sentido, los parámetros de diseño son obligatorios para convertir los recursos minerales en reservas de mena. La tabla 7, muestra los parámetros de diseño considerados en el modelamiento y optimización de los tajos, además de los diseños relacionados a los desarrollos y preparaciones.

Tabla 7

Parámetros de diseño minero

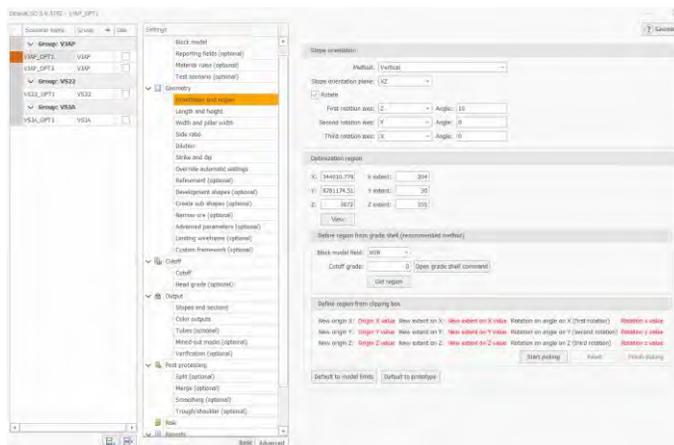
Parámetros para Tajeo (SLS)	Unidad	Valores
Altura de banco	m	12
Ancho mínimo y máximo	m	1.2 a 10
Spam mínimo y máximo	m	11 a 17
Ancho de pilar entre vetas	m	10
Ancho del rib pillar	m	2
Ángulos máximos de pared	°	60
Cantidad de bancos	Unid	3
Altura del sill pillar	m	5
Parámetros para Avances	Unidad	Valores
Altura mínima y máxima	m	4 a 4.5
Ancho mínimo y máximo	m	3.5 a 4.5
Radio del arco del techo	m	1
Gradiente mínimo y máximo	%	13 a 15
Diámetro de chimeneas	m	2.4
Radio de giro de rampas	m	20

Nota. La tabla muestra las dimensiones y parámetros de las excavaciones adaptados para el modelamiento de los tajos de producción y diseño de avances. Elaboración propia.

Una vez establecidos los parámetros técnicos y económicos, a través del uso de la herramienta *stope optimizer* (SO) presente en el *software* Deswik, se generaron automáticamente las geometrías que simulan los tajos de explotación. Este algoritmo modela los tajos que mejor se ajustan a los parámetros técnicos y económicos. La figura 26 muestra la configuración de todos los parámetros de entrada necesarios, los cuales se procesan en función de un modelo de bloques que contiene datos como leyes y valores de NSR (Net Smelter Return). El objetivo de esta herramienta es maximizar el valor del NSR u otros parámetros relevantes, como las leyes de un depósito metálico, mediante la identificación y selección de las áreas óptimas para la extracción de mineral.

Figura 26

*Ventana de configuración del *stope optimizer**

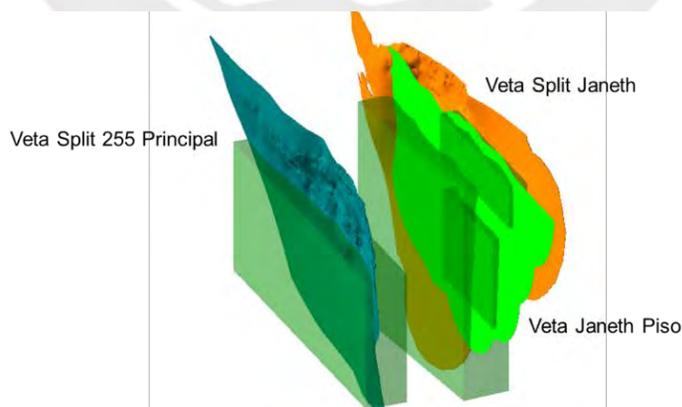


Nota. Captura de pantalla tomada del software Deswik. Elaboración propia.

Una vez configurado el *stope optimizer* para cada veta, se ejecuta el proceso obteniendo como resultado, objetos geométricos triangulados (sólidos) que sirven para calcular volúmenes, leyes, tonelaje y demás informaciones necesarias para generar los planes de producción. En este estudio, cuatro corridas han sido generadas para la optimización de los tajos, siendo dos para diferentes zonas de la Veta Janeth Piso, una para la Veta Split Janeth Principal y una para la Veta Split 255. La separación de las zonas ha sido posible gracias a las configuraciones del SO, que permiten optimizar zonas específicas. Las cajas de color verde transparente representan las áreas seleccionadas para el caso de estudio, conforme muestra la figura 27.

Figura 27

Separación de las zonas de optimización de tajos vía SO



Nota. Las cajas de color verde transparente representan los sólidos generados por el SO, para limitar las zonas de optimización de tajos de producción según el objetivo del estudio. Elaboración propia.

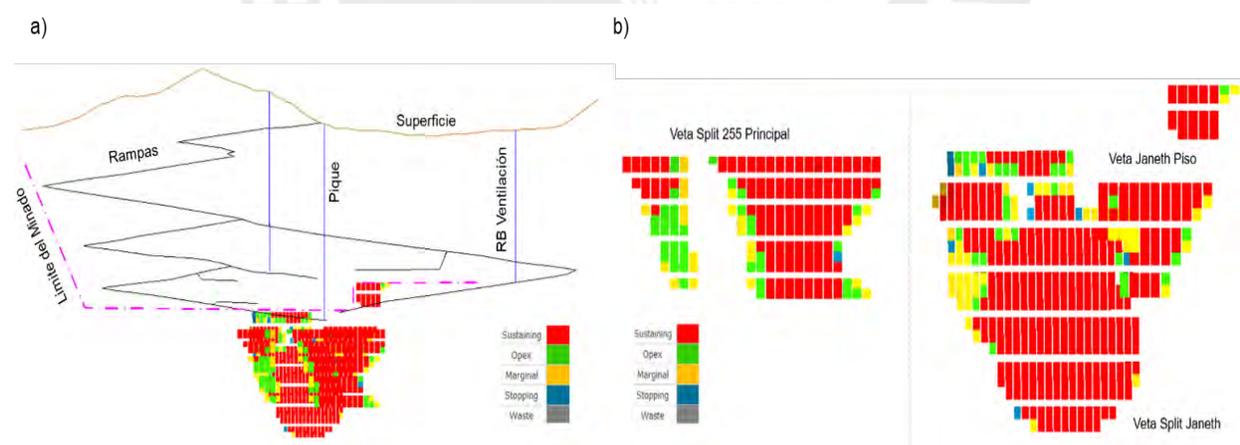
El *stope optimizer*, al ser configurado con múltiples *cut-offs*, genera diferentes geometrías hasta que una de ellas resulte en el mejor NSR, luego de eso, prueba el corte más alto, que en este caso es el *cut-off* total. Si el sólido generado resulta en un NSR inferior al *cut-off* total, el SO genera una nueva corrida para probar el *cut-off* operativo y, por último, caso no satisfaga el corte anterior, genera un sólido considerando el *cut-off* marginal.

La figura 28 muestra las tres vetas analizadas en este proyecto clasificadas por colores las cuales representan los diferentes tipos de *cut-off*. Es posible notar que la gran mayoría de los tajos resultaron en valores NSR superiores al *cut-off* total, lo que significa que estas zonas pagan todos los costos del proceso según la fórmula de la ley de corte.

Además de los *cut-offs* total, operativo y marginal, se consideró dejar en la base algunos tajos que podrían ser minados según el concepto de costo hundido, una vez que, para acceder a los tajos que presentan valores iguales o superiores al *cut-off* total u operativo, los tajos de baja ley que pagan sus costos de explotación, transporte y planta son compensados por los demás tajos en su alrededor. En la figura 28, dichos tajos se denominan *stopping*.

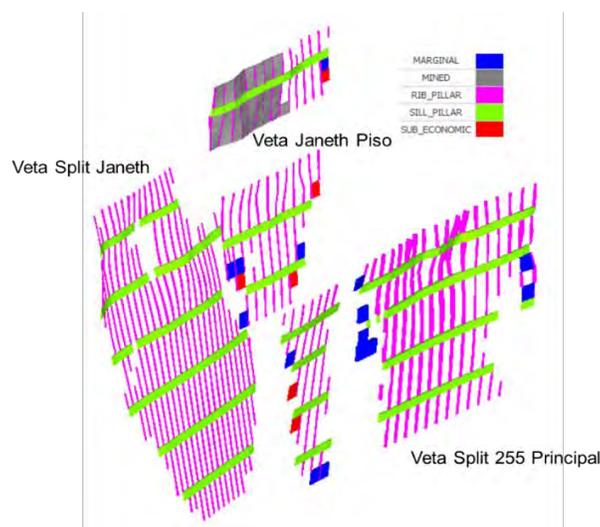
Figura 28

Tajos de producción simulados vía stope optimizer



Nota. La figura “a” muestra la ubicación de los tajos generados vía SO, distribuidos según los rangos de *cut-off* y la figura “b”, detalla las tres estructuras analizadas en este proyecto. Elaboración propia.

En las corridas de optimización de tajos, se consideró los pilares horizontales (*sill pillars*) y verticales (*rib pillars*), los cuales no figuran como material explotable, además, ya están descontadas las zonas minadas (*depletion*) conforme muestra la figura 29.

Figura 29*Sólidos depurados*

Nota. La figura muestra los sólidos depurados por encontrarse minados, presentar leyes bajas estando ubicados en los extremos de las estructuras o ser parte de los pilares que deben quedarse en la mina para promover la estabilidad de las excavaciones. Elaboración propia.

Una vez lista la selección de las zonas para la explotación, el próximo paso es diseñar los avances, que consiste en promover los accesos para los equipos, personas y servicios como agua, energía, relleno y cualquier otra infraestructura necesaria para explotar los tajos. Para eso, han sido diseñados los avances correspondientes a las fases de desarrollo y preparación. Los avances están separados según su objetivo, por ejemplo, la rampa sirve de acceso principal mientras el *sump*, sirve para bombeo y *raise*, para ventilación, conforme clasifica la tabla 8.

Tabla 8*Lista de tipos de labores*

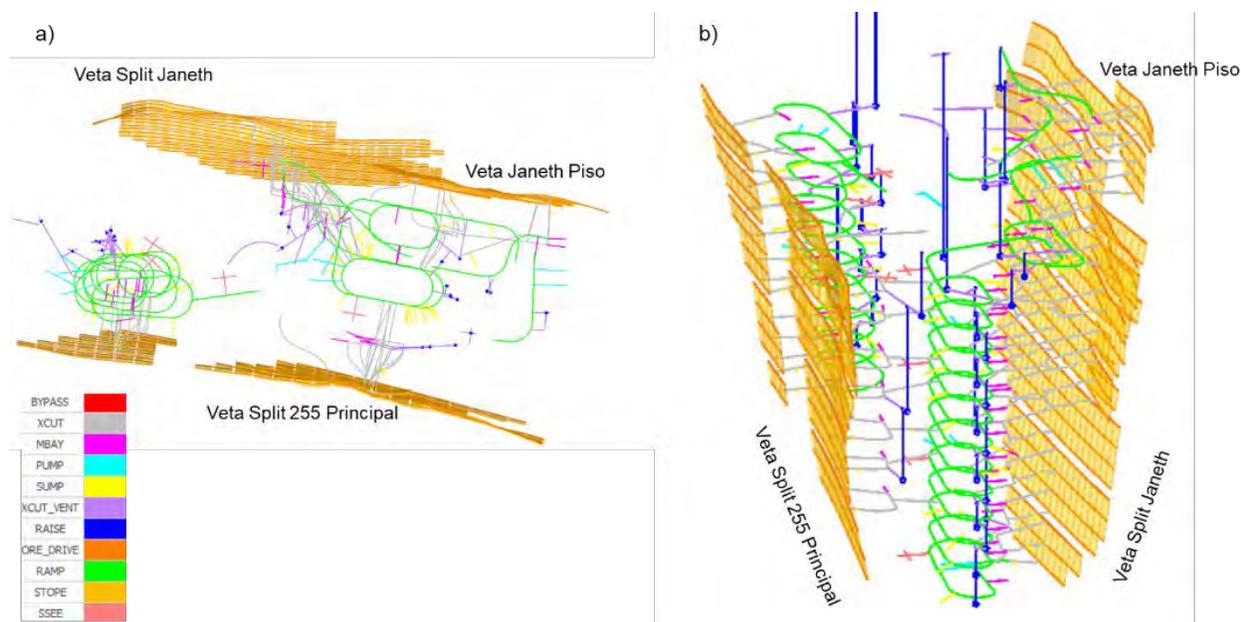
Tipo de Avance	Objetivo	Fase
MBAY	Cámara de Carguío	Desarrollo o Preparación
ORE_DRIVE	Subniveles de explotación	Preparación
PUMP	Poza de bombeo	Desarrollo o Preparación
RAMP	Rampa de acceso	Desarrollo
SSEE	Cámara para subestación	Desarrollo
SUMP	Sumidero	Desarrollo o Preparación
XCUT	Accesos	Preparación
XCUT_VENT	Cámaras de ventilación	Desarrollo

Nota. La tabla muestra la lista de tipos de labores adaptada según su objetivo y fase. Elaboración propia.

Los diseños de avances han sido elaborados usando las herramientas de diseño del *software* Deswik, considerando la continuidad de las rampas e infraestructuras ejecutadas en la mina, donde abarca la explotación de todos los tajos superiores al *cut-off*, determinado según la metodología que tradicionalmente se hace en planeamiento de minas subterráneas. La figura 30 muestra los diseños de avances elaborados para explotar los tajos optimizados vía SO.

Figura 30

Diseño de avances



Nota. La figura “a” muestra los diseños mineros en plano horizontal y la figura “b”, muestra una vista en perspectiva del diseño integral. Elaboración propia.

Es relevante destacar que, al emplear el término "diseño integral" en este estudio de investigación, se hace referencia al desarrollo del diseño en dos etapas distintas, producción y avances, o sea, es el diseño completo. Comúnmente, la optimización mediante algoritmos se considera únicamente durante la etapa de modelamiento de los tajos de producción. El propósito de este estudio es presentar un enfoque para optimizar de manera automática todo el diseño de la mina, incluyendo tanto los avances como los tajos.

2.3. Desarrollo de los escenarios

A partir del diseño integral elaborado, han sido generados cuatro escenarios que buscan probar la hipótesis planteada en este trabajo de investigación. El primer escenario, ha sido desarrollado simulando la manera con que tradicionalmente las empresas elaboran su plan de producción, una vez que consideran que las zonas de explotación que presentan valores

superiores al *cut-off*, justifican económicamente los diseños de los accesos e infraestructura, lo que puede ser válido cuando se evalúa la mina en un contexto global, pero que no siempre es cierto cuando se examina zonas específicas de la mina.

El segundo escenario, cuenta con la etapa de evaluación del diseño usando el algoritmo *pseudoflow*, presente en los paquetes de solución para optimización de diseños de minas a tajo abierto del *software* Deswik, la cual considera la asignación de los ingresos y egresos en cada sólido modelado, distribuyendo los costos entre los avances y los tajos de producción, donde los avances cargan el costo por metro de una labor excavada, una vez que tienen el objetivo preparar las zonas a explotar, y tajos, que deben aportar valores que superen los demás costos del proceso productivo de la empresa. Este escenario, tiene como objetivo verificar si hay zonas que presentan valores que superan *cut-off* que no compensan los costos de los avances diseñados para explotarlas.

El tercer escenario, consiste en identificar las zonas rechazadas, luego de ser analizadas por el algoritmo *pseudoflow*, y volverlas a diseñar considerando un replanteo de estrategias de desarrollo como el reemplazo de rampas por accesos horizontales y reubicación de sistemas de bombeo y ventilación de manera a optimizar los diseños de avances en las zonas económicamente negativas, reduciendo los metrajes y consecuentemente, los costos. Este escenario es interesante porque permite identificar rápidamente las áreas que necesitan ser optimizadas, minimizando el tiempo del cronograma de trabajo que sería necesario para analizar manualmente todos los diseños.

El cuarto escenario usa la misma base del tercer escenario, o sea, contemplando la modificación de los diseños mineros, sin embargo, usando las prioridades que el propio *pseudoflow* genera al hacer las evaluaciones para indicar donde desarrollar y explotar primero, para verificar si las priorizaciones que genera el método resultan en mejoras en el plan de producción y consecuentemente, en su evaluación económica.

2.3.1. Escenario I: Considera solamente la optimización de tajos vía SO

La corrida de optimización de los tajos vía SO, luego del proceso de depuración, resultó en 501 tajos con valores NSR superiores al *cut-off* total, 68 tajos a *cut-off* operativo y 80 tajos marginales. Por otro lado, han sido considerados 10 tajos bajo los conceptos de costo hundido, como muestra la figura 28 presentada en el subcapítulo anterior.

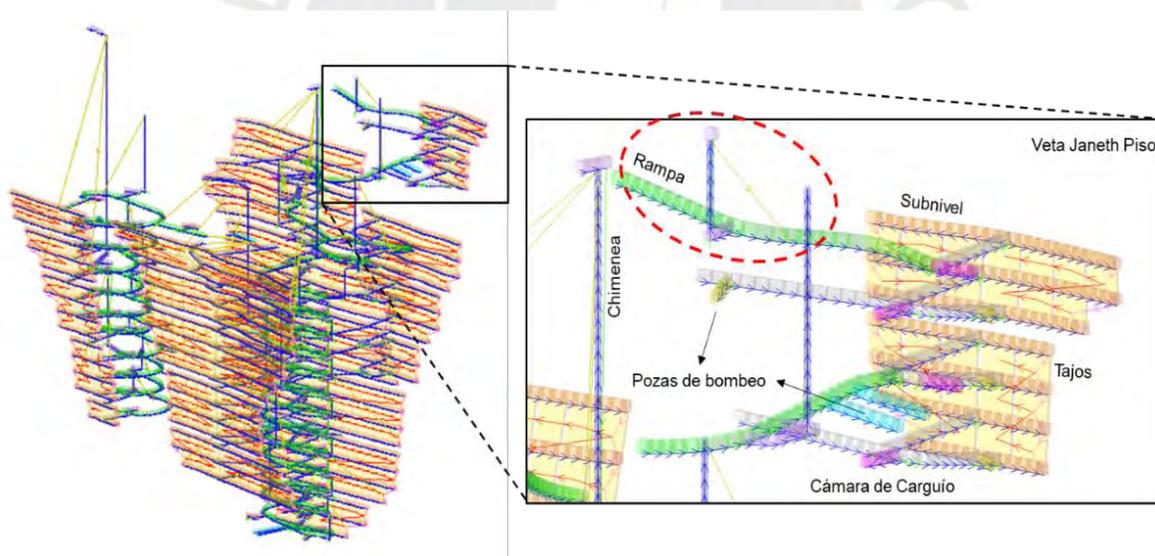
En este sentido, el diseño minero puede ser considerado como suficiente para la elaboración de un plan de minado y evaluación económica. Un cálculo simple para poner a la

prueba esta consideración es calcular los ingresos provenientes de las ventas del concentrado que se podría producir con las menas y los costos del proceso minero incluyendo los avances diseñados para promover la explotación. En este caso, la contribución debería ser positiva.

Para elaborar el plan de producción, el primer paso es generar las dependencias entre las actividades, lo que resulta en una secuencia lógica de minado. Por ejemplo, para que se logre acceder al mineral, primero la rampa debe ser ejecutada, luego, los accesos y subniveles y así por delante. Con la ayuda de *softwares* como Deswik, es posible escribir un conjunto de reglas para que sean generadas automáticamente las dependencias, teniendo en cuenta las restricciones de la mina. Luego de ejecutar las reglas de secuencia de minado, el *software* genera las líneas que representan dichas dependencias las cuales cuentan con la dirección de secuencia e informaciones relacionadas a las actividades predecesoras y sucesoras (figura 31). Por ejemplo, un tajo necesita de una rampa para acceso, en este caso, la actividad predecesora del tajo es la rampa y la sucesora de la rampa es el tajo.

Figura 31

Dependencias generadas para la secuencia lógica de minado



Nota. Las líneas con una flecha representan las dependencias e indican la dirección de cada dependencia donde su punto de inicio y final, amarran las actividades unas a las otras como, por ejemplo, en la parte superior de la imagen de la derecha, donde se observa una rampa que, para seguir su desarrollo, primero debe culminar la perforación de la chimenea. Elaboración propia.

El *software* es capaz de interpretar los diseños en forma de base de datos donde cada actividad es registrada en una línea de dicha base, la cual cuenta con atributos que hacen referencia a las actividades predecesoras y sucesoras, algo muy parecido con el MS Project de

la empresa Microsoft, una vez que, la base de datos viene acompañada de su diagrama Gantt, donde las actividades son distribuidas en el tiempo y amarradas por las dependencias unas a las otras. Para que se pueda alcanzar las características de temporalidad, es decir, para poder ubicar una actividad en el tiempo, es necesario determinar la duración de la tarea en una unidad de tiempo, como, por ejemplo, horas, días, semanas o meses de duración. Teniendo en cuenta que este proyecto presenta dos grupos principales de actividades, los avances y la explotación, es fácil configurar las unidades productivas, que, en este caso, son el metraje y tonelaje.

Una operación minera es mucho más compleja que eso, cuenta con actividades cíclicas que van desde la actualización de servicios hasta una voladura, sin embargo, los tiempos que cada operación unitaria demanda para ejecutar la actividad de extracción, pueden ser convertidos en tiempos totales de explotación. Por ejemplo, el inicio de la vida de un disparo empieza con la limpieza, luego el desate, *shotcrete*, fraguado, empernado, topografía, perforación, carguío, voladura y por fin la ventilación y de ahí, otra vez empieza la limpieza y cada disparo genera un avance que en promedio puede llegar a los 3.5m en un caso hipotético.

Cada una de estas actividades cuenta con su tiempo de duración como, por ejemplo, la limpieza con *scoops*, puede durar dos o tres horas, el desate, una hora y la suma de los tiempos entre las actividades resultan en la duración del ciclo de avance. Si todas las actividades suman 13 horas y el avance mide 3.5m, teniendo en cuenta la cantidad de horas trabajadas en un día, se puede decir que el ratio de avance es de 3.5m/día que, considerando las limitantes relacionadas a la disponibilidad de equipos, que hace con que ejecute 3 disparos por semana en una determinada labor, su ratio mensual sería de 42m/mes.

El resumen de los promedios de los ratios usados para calcular los tiempos de las actividades de desarrollo, preparación y explotación se muestra a continuación en la tabla 9.

Tabla 9

Ratios promedios de producción y avances

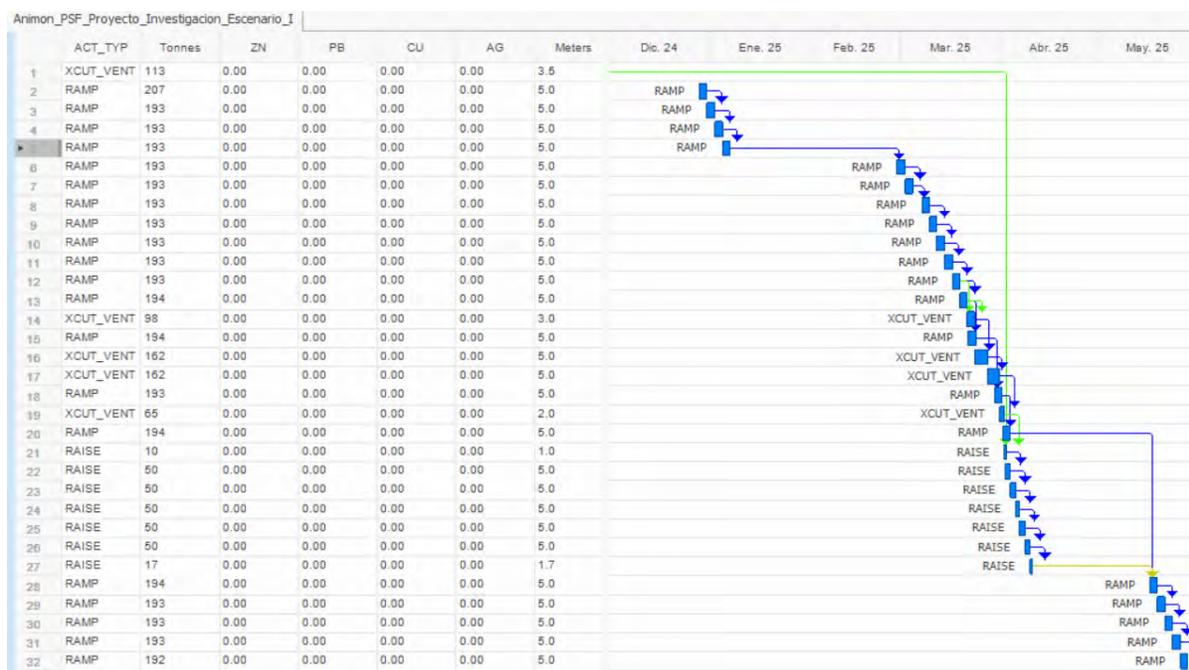
Actividad	Ratio
Desarrollos	50m/mes
Raises	100m/mes
Preparaciones	85m/mes
Explotación	3000t/mes

Nota. La tabla muestra el resumen de los ratios usados para calcular los tiempos de avances y explotación. Elaboración propia.

Aplicando los ratios en cada una de las actividades generadas a través de la interpretación que el software hace de los diseños, ha sido posible determinar la duración de las tareas según la longitud de cada labor y tonelajes de cada tajo y con eso, visualizarlas en el diagrama de Gantt generado automáticamente conforme muestra la figura 32.

Figura 32

Cuadro de tareas y diagrama de Gantt



Nota. El cuadro a la izquierda muestra la base de datos interpretada en función de cada sólido modelado con las herramientas de diseño del Deswik y el diagrama a la derecha, muestra en barras azules, el tiempo de duración de cada actividad y su ubicación en el calendario de actividades, según las dependencias entre cada actividad, representadas por las flechas azules y verdes. Elaboración propia.

Igual que en el ejemplo de la figura 31, la figura 32 muestra en la parte inferior del diagrama de Gantt que, la rampa solo puede seguir avanzando después de culminar los cruces de ventilación y la chimenea. El desfase de tiempo notado entre las actividades de la línea 27 y 28 de la figura 32, ocurre debido a la cantidad de recursos (equipos como jumbos, scoops o volquetes) disponibles.

Un recurso debe ser asignado a la actividad para que ella sea ejecutada en un determinado momento teniendo en cuenta que una mina no posee recursos ilimitados que hacen con que todas las labores sean desarrolladas de una sola vez y al mismo tiempo. Por ejemplo,

digamos que un jumbo a una determinada condición puede perforar 2 frentes por guardia y la mina cuenta con 4 jumbos a 65% de disponibilidad mecánica, la cual permite que la flota de jumbos perfore 10 frentes al día.

Para la corrida de los escenarios, se consideraron las siguientes premisas relacionadas a los recursos:

- Se desarrollan 2 frentes a la vez con jumbos de perforación que operan con un rendimiento de 204m lineales al mes.
- La extracción puede ser ejecutada en dos frentes en simultaneo según el ratio de extracción.
- Se considera apenas una maquina *raise borer* para perforación de chimeneas a 100m/mes de rendimiento.

Las leyes y tonelajes han sido estimados mediante la interrogación de los sólidos utilizando un modelo de bloques (Figura 33). Este proceso implica una evaluación de la composición del material en cada bloque, permitiendo una estimación precisa de leyes y cantidades de mineral presentes en la zona de interés.

Una vez obtenidos los valores iniciales de leyes y tonelajes, se procede a aplicar factores de dilución y recuperación específicos para el método de minado utilizado en el proyecto. Estos factores son fundamentales para ajustar las estimaciones iniciales y obtener una representación más realista de los recursos minerales disponibles para la extracción. Para este proyecto, se consideraron los siguientes factores:

- Dilución por *overbreak* en avances: 10%.
- Dilución por *overbreak* en tajos SLS: 25%.
- Recuperación de minado: 95%.

Los ajustes en los tonelajes se calcularon a través de la siguiente ecuación:

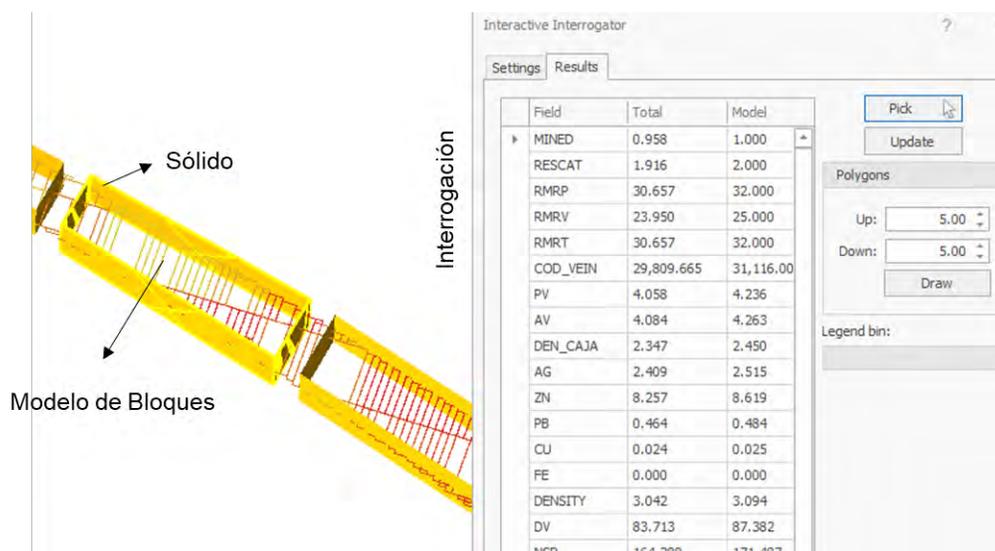
$$\text{Tonelaje ajustado} = \text{Tonelaje de diseño} \times \left(1 + \frac{\text{dilución por overbreak}}{100} \right) \times \frac{\text{Recuperación}}{100}$$

Una vez calculado el tonelaje considerando los factores de dilución y recuperación, se ha calculado las leyes diluidas a través de la ecuación:

$$\text{Ley Diluida} = \frac{\text{Ley de diseño}}{1 + \left(\frac{\text{Dilución por overbreak}}{100} \right)}$$

Figura 33

Ejemplo de interrogación de un sólido con el modelo de bloques



Nota. La figura muestra un sólido interrogado a través de la intersección con el modelo de bloques, donde la herramienta reporta las variables contenidas en el modelo considerando las diluciones de diseño causadas por los espacios vacíos. Elaboración propia.

El diseño minero total ha sido secuenciado y reportado según la metodología tradicionalmente usada, la cual consiste en seleccionar las zonas económicamente explotables de la mina a través del *cut-off*. Para el análisis del primer escenario, se ha elaborado el plan de producción (tabla 10) usando el diseño minero total una vez que, este escenario lo considera como el diseño final a ser sometido al análisis de viabilidad económica.

Tabla 10

Plan de producción del escenario I

KPI	Total	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10
Producción											
Total (t)	1,744,359	202,689	246,303	251,048	250,448	255,121	214,575	122,810	74,714	72,148	54,503
Mineral (t)	1,163,424	105,454	135,144	183,933	159,013	164,364	134,184	81,268	73,416	72,148	54,503
Tajos (t)	652,843	24,796	69,495	71,951	71,951	72,148	71,951	71,951	71,951	72,148	54,503
Avances (t)	510,582	80,658	65,649	111,982	87,062	92,216	62,233	9,317	1,465		
Desmante (t)	580,935	97,236	111,159	67,116	91,436	90,757	80,391	41,542	1,299		
Leyes											
Zn (%)	5.31	5.24	6.77	5.93	5.28	5.70	5.41	4.73	4.36	3.71	2.60
Pb (%)	0.73	0.76	0.98	0.75	0.63	0.84	0.82	0.48	0.56	0.64	0.57
Cu (%)	0.11	0.19	0.19	0.14	0.11	0.10	0.10	0.07	0.03	0.03	0.05
Ag (oz/t)	2.95	2.85	3.18	3.25	3.05	3.23	3.33	2.50	2.28	2.38	1.82

Continuación de la tabla 10

NSR (USD/t)	129.04	127.09	158.10	142.52	128.41	139.98	136.64	110.85	103.60	95.82	70.82
Desarrollo											
Total (m)	30,654	5,002	5,057	4,861	5,119	5,089	3,981	1,467	79		
Primario (m)	10,662	1,587	1,909	1,030	1,785	1,885	1,441	1,024			
Horiz. (m)	3,325	527	478	251	521	479	733	335			
Rampas (m)	5,738	790	1,069	733	902	1,086	598	560			
Vertical (m)	1,598	270	362	45	362	320	110	129			
Secundario (m)	19,993	3,415	3,148	3,831	3,333	3,204	2,540	443	79		

Nota. La tabla muestra el reporte del plan de producción y programación de avances separadas por tipo de labor. Elaboración propia.

Es importante destacar que el plan de producción del escenario I, así como los demás planes que se presentarán en los subcapítulos siguientes, son el resultado de los supuestos asumidos en esta investigación. Estos planes se refieren exclusivamente a las vetas específicas en las que se lleva a cabo la prueba de hipótesis y, por lo tanto, no representan la productividad total de la operación minera.

Luego de culminado el plan de producción del primer escenario, un segundo escenario ha sido elaborado en base al mismo diseño minero del escenario anterior, sin embargo, considerando la evaluación del diseño con el algoritmo *pseudoflow*. Como mencionado anteriormente, dicha evaluación consiste en validar si realmente todas las zonas del diseño son justificadas económicamente.

2.3.2. Escenario II: Optimización de diseños considerando el proceso *pseudoflow*

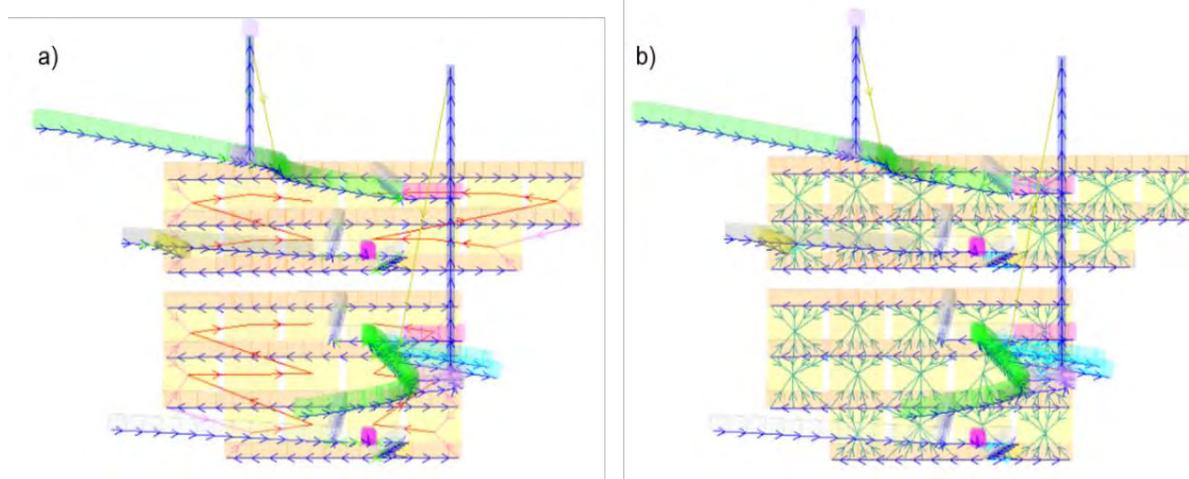
En minas a tajo abierto, el algoritmo *pseudoflow*, tal cual como el método Lerchs & Grossmann, genera superficies trianguladas (conos óptimos), las cuales sirven de base para elaborar los diseños operativos considerando los bancos, bermas, rampas y accesos, así siendo, cualquier excavación hecha en el interior del cono optimizado puede ser considerada como una excavación económica, una vez que, la superficie optimizada funciona como una guía para los diseños de minas a tajo abierto. En minas subterráneas, las excavaciones de los accesos son ejecutadas en la roca caja, a una cierta distancia de la estructura mineralizada, lo que exige con que las excavaciones en desmonte sean compensadas por los tajos de producción, tal cual como ocurre en un tajo abierto, sin embargo, la diferencia en este caso es que, en mina subterránea, no hay un diseño matemático guía que indique donde diseñar económicamente los avances.

Para la adaptación del *pseudoflow* al proceso de planeamiento de minas subterráneas, es importante entender como la herramienta es aplicada a diseños de minas a tajo abierto mismo que de manera simplificada. Para usar el *pseudoflow* para simular los conos óptimos, primero se calcula los ingresos y egresos según los costos, NSR, leyes y materiales presente en el modelo de bloques y luego de configurar las reglas y restricciones, se ejecuta el *pseudoflow*, lo cual genera varios conos anidados, por fin, se selecciona el cono a través de un análisis de sensibilidad que indica cual cono optimiza el VAN y luego de eso, se diseña el tajo operativo usando la superficie optimizada simulada por el algoritmo, lo cual se usa para generar los reportes y plan de producción.

Como se mencionó anteriormente, en el caso de una mina subterránea, el *pseudoflow* no genera un diseño matemático que sirva de guía para la operativización de los diseños mineros, así siendo, para el segundo escenario, se trabajó una adaptación del método. El primer paso ha sido generar dependencias elaboradas con el objetivo de evaluar las zonas, es decir, se escribió las reglas de dependencias específicas para las corridas con el algoritmo. Diferente de las dependencias para el plan de producción, lo que se busca ahora es amarrar los tajos a los subniveles e infraestructuras unas a las otras (figura 34) para que el algoritmo evalúe si los flujos de red resultan positivos y en que parte de los diseños los flujos de red pueden resultar negativos.

Figura 34

Dependencias para secuencia de minado vs. dependencias para el uso del pseudoflow



Nota. La figura “a” muestra las dependencias generadas para simular la secuencia de minado para fines de elaboración del plan de producción, por otro lado, la figura “b”, muestra la red de dependencias usadas para simular los flujos de red para la evaluación con *pseudoflow*.
Elaboración propia.

Para la secuencia de minado, como se demostró en el capítulo 1, para que se pueda explotar un tajo, es necesario culminar las actividades del tajo predecesor, sin embargo, para que el *pseudoflow* evalúe los sectores del diseño correctamente, se construye una red de infraestructura también conectada a los tajos, independizando cada uno de ellos, permitiendo con que el algoritmo evalúe tajo a tajo y seleccione el conjunto de tajos que pagan la infraestructura también conectada a los tajos vía dependencias. En este sentido, las dependencias no funcionan como un Gantt de secuencia lógica de actividades, si no, como un conductor de valores positivos y negativos.

Una vez asignadas las dependencias que simulan el flujo de red, automáticamente se actualiza la base de datos, donde ahora las actividades predecesoras y sucesoras, amarran las actividades que necesitan ser compensadas económicamente. Por ejemplo, el costo despendido para desarrollar una rampa debe ser compensado por los ingresos generados con la extracción del tajo. Para la evaluación de las zonas de minado, se separaron los costos de avances del *cut-off* total y se aplicaron dichos costos directamente a los diseños de avances, calculando los costos totales de cada actividad de manera separada y una vez teniendo calculados los ingresos y egresos, se configuró la herramienta *pseudoflow* presente en el Deswik Sched, conforme muestra la figura 35.

Figura 35

Ventana de configuración del pseudoflow

The screenshot shows the 'Pseudoflow (Lerchs-Grossman) Optimization' dialog box. It includes the following configuration options:

- Filter: <No Filtering>
- Revenue field: Revenue
- Cost field: Cost
- Output stage field: PSF_Stages_Sustaining
- Output revenue factor field: PSF_Factor_Sustaining
- Revenue factors:
 - Start: 0.100
 - End: 1.000
 - Number: 10
 - Step size: 0.100
- Maximum number of threads: 8

Buttons for 'OK' and 'Cancel' are located at the bottom right of the dialog.

Nota. La figura muestra la ventana de configuración del *pseudoflow*, donde el *Revenue field*, se refiere a los ingresos y *Cost field*, se refiere a los costos. Las salidas son los campos *Output stage field*, y *Output revenue factor field*, los cuales el algoritmo asigna los valores referentes a los factores de ingreso. Elaboración propia.

Luego de ejecutar el proceso del *pseudoflow*, la herramienta asignó en el campo *Output revenue factor field*, valores que varían entre 0 a 1 que sirven para separar las zonas económicas, sin embargo, además de los tajos de producción, los subniveles que se excavan con el objetivo de preparar los tajos son desarrollados en mineral y por eso, también aportan valor al diseño, pese a no ser su objetivo principal. Para el *pseudoflow*, los tajos cargan todos los demás costos del proceso de producción y ventas de los concentrados dejando los avances solamente con sus costos lineales una vez que, el objetivo es verificar si los tajos pagan dichos avances. En este caso, la herramienta no logra interpretar los objetivos que, en el caso del tajo, es producir y en el caso de los subniveles, es preparar los tajos, lo que no sucede en minas a tajo abierto, una vez que, no hay desbroce que cargue costos de remoción de desmonte y a la vez generan valor.

En el diseño subterráneo, eso sucede debido a que, para el algoritmo, los subniveles solo deben pagar sus costos de avances por metro, sin embargo, el mineral proveniente de los avances, para que sea considerado como económico, debe presentar valores iguales o superiores a los costos de preparación, voladura, acarreo, transporte y procesamiento en planta como mínimo. Para que no sean considerados avances que no cumplen con el objetivo de preparar los tajos de producción, se usa la herramienta *cascade*.

La herramienta *cascade* (figura 36) ha sido adaptada al proceso para pasar la información de los factores de ingreso contenida en los tajos a los subniveles que están conectados por dependencias a los tajos, eso para evitar con que haya avances en preparación que no cumplen con su objetivo principal.

Figura 36

Herramienta *cascade*

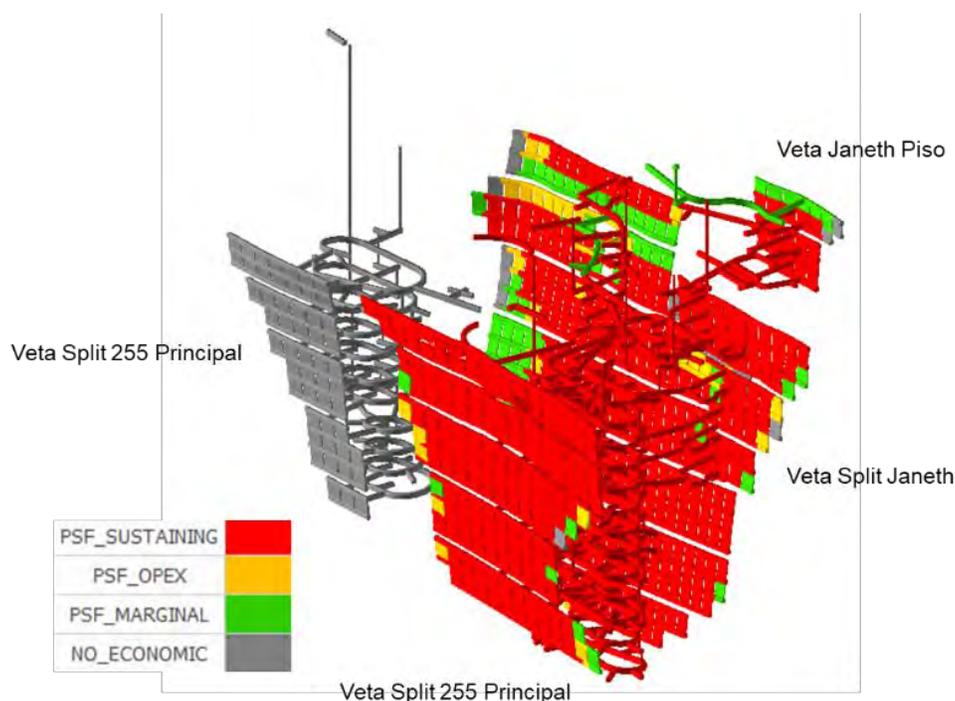


Nota. La figura muestra la herramienta *cascade*, donde la configuración de la regla muestra la transferencia de atributos entre los tajos a sus actividades predecesoras que en este caso son los subniveles de preparación. Elaboración propia.

Se hizo corridas de *pseudoflow* para los tres *cut-offs*, marginal, operativo y total y se generó un atributo de selección agrupando los tres cortes siendo el más alto él prioritario, seguidos del operativo y por último el marginal. Luego de eso, se ha generado el plan de producción con las zonas seleccionadas por el algoritmo como económicas (factor de ingreso > 0), usando exactamente los mismos parámetros del primer escenario, siendo que, la única diferencia entre ellos, son las zonas de minado, que llevan en consideración la selección de zonas depuradas por el algoritmo como muestra la figura 37.

Figura 37

Diseño minero evaluado con pseudoflow



Nota. La figura muestra el mismo diseño del primer escenario después de la evaluación del *pseudoflow*. Se nota en la parte superior izquierda que, una zona de la Veta Split 255 Principal y algunas zonas en los bordes, no justifican económicamente su explotación según el análisis del algoritmo. Elaboración Propia.

Un último paso antes de elaborarse el plan de producción es volver a ejecutar las dependencias automáticas para que cambien las reglas usadas en el *pseudoflow* para las reglas de secuencia de minado, puesto que, cumplen objetivos distintos conforme se comentó anteriormente. Una vez actualizada la secuencia de minado, se ha elaborado el plan de producción desconsiderando las zonas depuradas por las herramientas *pseudoflow* y *cascade* el cual se muestra en la tabla 11.

Tabla 11*Plan de producción del escenario II*

KPI	Total	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10
Producción											
Total (t)	1,474,764	203,366	246,847	248,997	251,306	208,936	103,883	71,951	71,951	67,528	
Mineral (t)	1,049,441	103,193	149,498	174,684	185,759	139,737	85,140	71,951	71,951	67,528	
Tajos (t)	594,767	25,342	69,995	71,951	71,951	72,148	71,951	71,951	71,951	67,528	
Avances (t)	454,674	77,851	79,502	102,734	113,808	67,589	13,190				
Desmonte (t)	425,323	100,173	97,349	74,313	65,547	69,199	18,743				
Leyes											
Zn (%)	5.62	5.64	6.52	6.19	4.98	6.04	7.24	5.30	3.66	3.37	
Pb (%)	0.77	0.82	0.93	0.76	0.62	0.88	1.07	0.44	0.64	0.61	
Cu (%)	0.12	0.20	0.20	0.14	0.09	0.12	0.14	0.04	0.03	0.03	
Ag (oz/t)	3.14	3.23	3.01	3.41	2.88	3.37	4.70	2.51	2.32	2.41	
NSR (USD/t)	136.71	138.83	151.47	148.90	121.52	147.77	185.29	119.25	94.52	90.51	
Avances											
Total (m)	24,526	4,983	5,080	4,844	4,948	3,732	939				
Primario (m)	7,035	1,628	1,743	1,030	1,163	1,164	307				
Horiz. (m)	2,088	500	474	240	326	439	109				
Rampas (m)	3,862	858	907	665	635	675	122				
Vertical (m)	1,085	270	362	125	202	49	76				
Secundario (m)	17,491	3,355	3,337	3,814	3,785	2,569	632				

Nota. La tabla muestra el reporte del plan de producción y programación de avances separadas por tipo de labor. Elaboración propia.

2.3.3. Escenario III: Rediseños de las zonas negativas

El tercer escenario plantea agregar un paso más al proceso, considerando el *pseudoflow*, adaptado a la minería subterránea apenas como un evaluador, buscando la oportunidad de optimizar los diseños para dichas zonas con el objetivo de reducir la cantidad de avances, lo que podría resultar en una bajada en los costos y consecuentemente, convertir las zonas depuradas económicamente explotables.

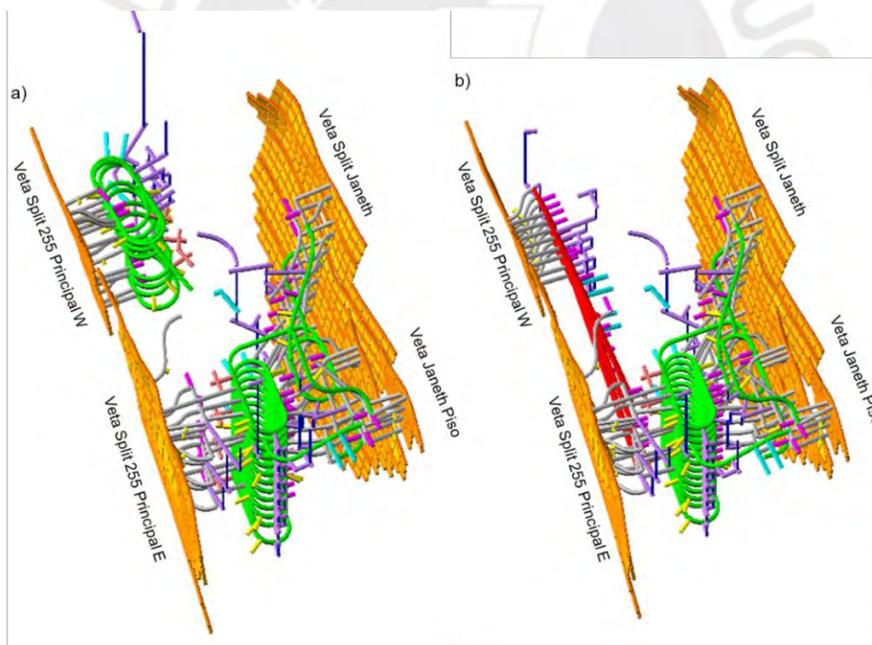
Este escenario propone la reproducción del proceso utilizado en la optimización de diseños de minas a tajo abierto, que consiste en ejecutar la optimización vía *pseudoflow*, seleccionar el cono óptimo, hacer los diseños operativos en base al cono seleccionado, elaborar el plan de producción y verificar mediante flujos de caja la viabilidad económica del diseño. En el caso del diseño de una mina subterránea, el proceso comienza con la optimización de los tajos.

Posteriormente, se procede con el diseño de los avances y las dependencias de evaluación. A continuación, se ejecutan los algoritmos *pseudoflow* y herramienta *cascade* para identificar las zonas no económicas. Con base en estos resultados, se realizan modificaciones en los diseños de las zonas negativas. Luego, se vuelven a evaluar los diseños con los algoritmos *pseudoflow* y *cascade*, y se elabora el plan de producción teniendo en cuenta las zonas positivas. Finalmente, se somete el plan a una evaluación económica.

En este escenario, se elaboraron nuevos diseños en las zonas negativas, adaptando el proyecto y la secuencia de explotación, considerando todas las premisas de diseños y restricciones operativas del diseño original, que cuenta con una infraestructura de acceso compartida por las Vetas Split Janeth, Janeth Piso y Split 255 Principal E, sin embargo, debido a la distancia, se ha decidido por elaborar un diseño de infraestructura exclusivo para Split 255 Principal W conforme muestra la figura 38.

Figura 38

Diseño original vs. diseño modificado



Nota. La imagen “a” muestra el diseño original, el cual cuenta con una infraestructura de avances específica para minar la Veta Split 255 Principal W, por otro lado, la imagen “b”, muestra conexiones vía *by pass* (túneles de color rojo). Elaboración propia.

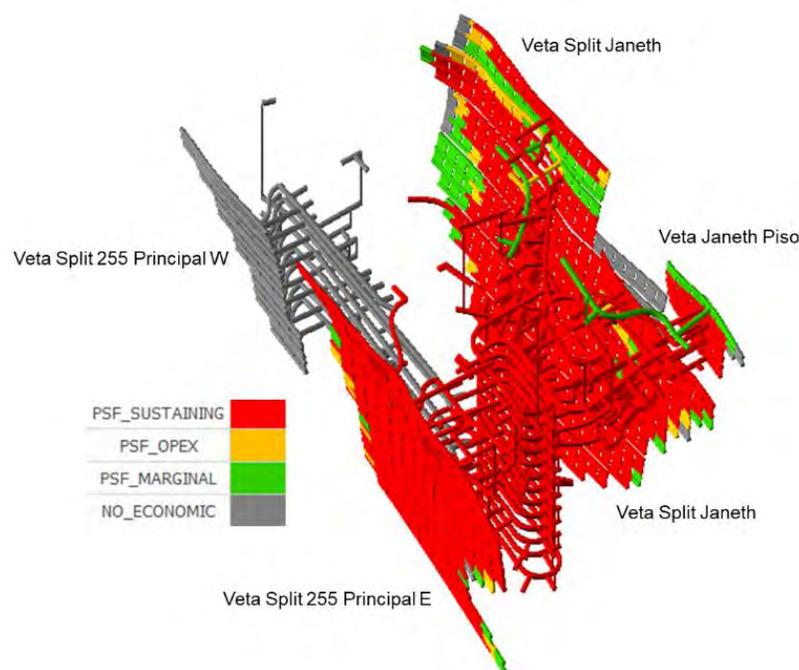
Debido a la alta demanda de metraje de avances en desmonte necesarios para minar la zona oeste, el algoritmo lo ha clasificado como no económica, en este sentido, se generaron los accesos a través de labores tipo *by pass*, que conectan los sectores este al oeste de la Veta Split

255 Principal en cada nivel, eliminando la necesidad de desarrollar rampas enteras, pases, pozas u otra infraestructura de modo que, reduzca la demanda de metraje en esta zona, lo que podrá resultar en la conversión de las zonas negativas en positivas, a través de la optimización de los diseños en las zonas negativas.

Con los nuevos diseños, se logró una reducción de 606m referente a los avances totales, sin embargo, muchos de estos diseños son de tipo desarrollos una vez que, la zona modificada aún demanda de infraestructuras debido a la distancia de las infraestructuras diseñadas para los demás sectores de explotación. Como hemos visto en los capítulos anteriores, solamente la parte superior de la Veta Split 255 Principal W cuenta con tajos los cuales sus valores superan el *cut-off* total, no compensando económicamente su desarrollo y preparación según la evaluación realizada con la herramienta *pseudoflow*, como muestra la figura 39.

Figura 39

Diseño minero modificado evaluado con pseudoflow



Nota. La figura muestra la estructura Veta Split 255 Principal W ubicada en la parte superior izquierda de la imagen en color plomo, la cual ha resultado negativa. Elaboración propia.

Al terminar la evaluación con *pseudoflow*, se volvió a actualizar las dependencias de secuencia de minado y se elaboró el plan de producción considerando las mismas premisas en términos de ratios y equipos que los escenarios anteriores, los cuales los resultados se muestran en la tabla 12, donde las diferencias son mínimas cuando comparadas al según escenario.

Tabla 12*Plan de producción del escenario III*

KPI	Total	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10
Producción											
Total (t)	1,473,781	203,366	246,847	250,155	251,613	206,412	103,960	71,951	71,951	67,528	
Mineral (t)	1,049,441	103,193	149,498	175,740	186,325	138,116	85,140	71,951	71,951	67,528	
Tajos (t)	594,767	25,342	69,995	71,951	71,951	72,148	71,951	71,951	71,951	67,528	
Avances (t)	454,674	77,851	79,502	103,789	114,374	65,968	13,190	0	0	0	
Desmante (t)	424,341	100,173	97,349	74,415	65,288	68,296	18,820	0	0	0	
Leyes											
Zn (%)	5.62	5.64	6.52	6.17	4.98	6.07	7.24	5.30	3.66	3.37	
Pb (%)	0.77	0.82	0.93	0.76	0.62	0.88	1.07	0.44	0.64	0.61	
Cu (%)	0.12	0.20	0.20	0.14	0.09	0.12	0.14	0.04	0.03	0.03	
Ag (oz/t)	3.14	3.23	3.01	3.41	2.89	3.37	4.70	2.51	2.32	2.41	
NSR (USD/t)	136.71	138.83	151.47	148.54	121.62	148.19	185.29	119.25	94.52	90.51	
Avances											
Total (m)	24,496	4,983	5,080	4,873	4,950	3,670	940				
Primario (m)	7,085	1,628	1,743	1,048	1,164	1,194	309				
Horiz. (m)	2,138	500	474	260	326	469	109				
Rampas (m)	3,862	858	907	663	635	675	124				
Vertical (m)	1,085	270	362	125	202	49	76				
Secundario (m)	17,411	3,355	3,337	3,825	3,786	2,476	632				

Nota. La tabla muestra el reporte del plan de producción y programación de avances separadas por tipo de labor. Elaboración propia.

2.3.4. Escenario IV: Uso de factores de ingreso como prioridades

Los algoritmos como Lerchs & Grossmann y *pseudoflow*, al evaluar los bloques de minado, gracias a las dependencias existentes entre cada uno de los bloques o actividades, son capaces de determinar una secuencia óptima para la extracción del mineral. Vale recalcar que, dicha secuencia no es el plan de producción, el cual cuenta con un cronograma de actividades en un determinado periodo de tiempo, si no, es más como una ruta optima de priorización para el desarrollo y explotación.

Esta secuencia es determinada considerando que, al producir mineral que presenta las mejores leyes al inicio del periodo, va a permitir generar efectivos al inicio del flujo de caja, reduciendo el impacto causado por el valor temporal del dinero, lo que maximiza el valor presente

y reduce los riesgos asociados al tiempo y la incertidumbre, aumenta la disponibilidad de capital y mejora la valoración del proyecto.

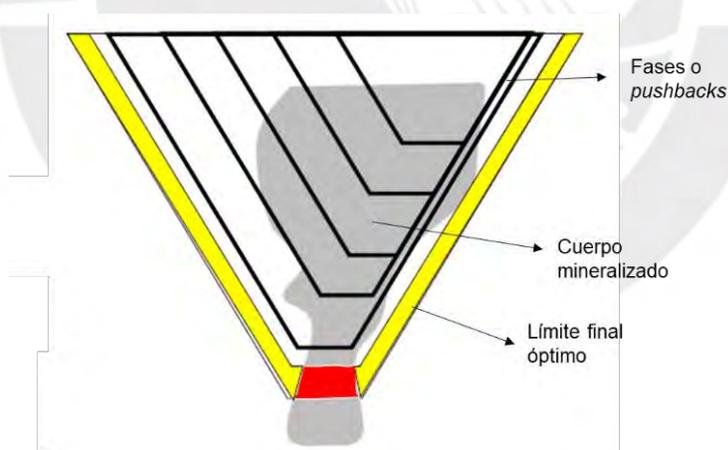
En este caso, el algoritmo hace una sensibilización de precios aplicando factores de reducción denominados factores de ingreso, que puede ser entendido como el cociente entre el VAN de los ingresos generados por la extracción de una fase específica y los costos totales asociados con esa extracción. En minería a tajo abierto, el proceso de generación de *pushbacks* implica en una consideración cuidadosa de diversos factores, como los precios de los minerales en el mercado, los costos de operación y mantenimiento, la geometría del yacimiento y las restricciones operativas. El factor de ingreso proporciona una medida cuantitativa de la rentabilidad de cada fase de extracción propuesta, lo que permite tomar decisiones relacionadas a la secuencia de extracción. Las utilidades son calculadas según la siguiente ecuación:

$$\text{Utilidad} = (\text{Ingreso} \times \text{Factor de ingreso}) - \text{Costo}$$

La figura 40, muestra un diseño esquemático de una mina a tajo abierto, donde el algoritmo determinó su diseño final óptimo. Ejecutar la explotación sin considerar una secuencia estratégica podría hacer con que se opere en puro desmonte por un largo período de tiempo.

Figura 40

Diseño esquemático de un tajo abierto y las fases de explotación



Nota. El diseño muestra que las fases de explotación deben ser determinadas en función de la ubicación del mineral de mejor ley. Elaboración propia.

El objetivo de algoritmos como el Lerchs & Grossmann o *pseudoflow* es determinar la secuencia de extracción de mineral que maximice los ingresos netos totales de la mina. Para lograrlo, el algoritmo evalúa sistemáticamente diferentes configuraciones de *pushbacks*, calculando las utilidades en función del factor de ingreso para cada una y seleccionando aquellas

que maximizan este factor. Supongamos que una zona presenta ingresos iguales a USD 1000,00 y egresos iguales a USD 100,00. El algoritmo multiplica el ingreso por varios factores. Al considerar el primer factor igual a 0.1, el ingreso resulta en USD 100,00. En este caso, el bloque entra en una situación de equilibrio y es priorizado, sin embargo, a factor de ingreso 0.2, el escenario cambia. En base a eso, la herramienta genera una sensibilidad, variando los factores de ingreso y asigna prioridades a las zonas de mejor ley, las cuales presentan valores que pueden pagar los costos a precios extremadamente bajos.

El nivelador de recursos usado para elaborar los planes de producción distribuye los equipos asignados a las actividades por la mina, para corregir el efecto de sobre dimensionamiento de los equipos generado por la asignación de los recursos. Por ejemplo, una mina puede contar con 5 labores listas para perforar, sin embargo, solo cuenta con un jumbo de perforación, en este caso, el nivelador de recursos programa una labor por vez. El nivelador de recursos cuenta con una opción de configuración de prioridades que consiste en enviar el jumbo a la labor de mayor prioridad.

En este escenario, se ha considerado reemplazar la prioridad de los recursos que antes eran direccionados a minar las zonas de mejor NSR, por seguir las prioridades determinadas por el algoritmo, con la intención de probar si con el cambio en la estrategia de priorización, se obtiene mejoras en la secuencia de minado, plan de producción y VAN. En este caso, el *pseudoflow* ha sido aplicado considerando las dependencias de la secuencia de minado, para que el algoritmo evalúe el mejor flujo teniendo en cuenta la secuencia la cual será ejecutada, diferente de los escenarios II y III. Luego de eso, se elaboró el plan de producción, conforme muestra la tabla 13.

Tabla 13

Plan de producción del escenario IV

KPI	Total	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10
Producción											
Total (t)	1,473,781	189,580	243,471	247,572	223,240	193,950	148,515	71,951	71,951	72,148	11,406
Mineral (t)	1,049,441	97,126	164,152	170,615	152,571	136,337	101,184	71,951	71,951	72,148	11,406
Tajos (t)	594,767	11,200	68,112	71,951	71,951	72,148	71,951	71,951	71,951	72,148	11,406
Avances (t)	454,674	85,926	96,040	98,664	80,621	64,189	29,233				
Desmante (t)	424,341	92,453	79,318	76,957	70,668	57,613	47,331				
Leyes											
Zn (%)	5.62	5.85	6.30	5.67	5.61	6.15	5.20	7.13	3.75	3.92	3.63
Pb (%)	0.77	0.90	0.91	0.62	0.71	0.79	0.65	1.07	0.66	0.66	0.70
Cu (%)	0.12	0.20	0.17	0.08	0.09	0.17	0.08	0.12	0.03	0.14	0.11

Continuación de la tabla 13.

Ag (oz/t)	3.14	2.57	2.97	2.87	2.74	4.06	3.25	4.92	2.49	2.82	2.84
NSR (USD/t)	136.71	135.17	147.20	132.08	130.82	156.56	129.79	186.37	98.34	104.89	101.30
Avances											
Total (m)	24,496	4,934	4,791	4,985	4,207	3,415	2,165				
Primario (m)	7,085	1,523	1,293	1,306	899	1,160	904				
Horiz. (m)	2,138	460	398	433	250	331	265				
Rampas (m)	3,862	791	716	597	604	626	528				
Vertical (m)	1,085	271	179	277	45	202	110				
Secundario (m)	17,411	3,411	3,497	3,679	3,308	2,255	1,261				

Nota. La tabla muestra el reporte del plan de producción y programación de avances separadas por tipo de labor. Elaboración propia.

Los cuatro escenarios han sido desarrollados con el objetivo de analizar los aspectos positivos y posibles limitaciones del método adaptado a los diseños de minas subterráneas, los cuales serán discutidos a lo largo del siguiente capítulo, en base a los conceptos de maximización del valor del plan minero, reservas de mena, secuencia de minado, pulsos de inversión y eficiencia relacionada a los tiempos del proceso.

CAPITULO III

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

El presente trabajo de investigación introduce en su marco conceptual la demostración de que, la metodología que tradicionalmente se usa para modelar minas subterráneas, es capaz de entregar resultados económicamente positivos, no obstante, no es posible garantizar que los diseños del proyecto, al ser ejecutados en la mina, resultarán en la maximización del valor del negocio. En este sentido, teniendo en cuenta que, el objetivo de la gestión financiera de una empresa es maximizar el valor de los accionistas (Jaffe, Westerfield, & Ross, 2011), se buscó una manera de evaluar los diseños mineros con el objetivo de promover dicha maximización, sin dilatar los tiempos del cronograma de trabajo.

Desde la década de 60, impulsado por el éxito del algoritmo Lerchs & Grossmann en las aplicaciones industriales de la investigación operativa, se escucha el término optimización de diseños, donde la mayoría de las minas a tajo abierto, han sido desarrolladas según diseños operativizados, elaborados base a los conos óptimos, sin embargo, el problema relacionado a los diseños de minas subterráneas es relativamente más complejo debido a la existencia varios métodos de minado, geometrías y secuencias de explotación, los cuales son menos restringidas cuando comparadas con las minas a tajo abierto (Alford, Brazil & Lee, 2007).

A lo largo de este capítulo, se presentará la comparación y discusión de los resultados relevantes de cada uno de los cuatro escenarios, sin embargo, se puede adelantar que, debido a las buenas leyes que presentan las estructuras profundas de la mina, todos los escenarios presentaron un VAN positivo. Vale recalcar que, los flujos de caja modelados en este trabajo de investigación no tienen la intención de probar la viabilidad económica de la unidad minera y tampoco contempla los pulsos de inversiones destinados a los proyectos expansión o cierre de minas. Lo que se plantea es contrastar las variaciones e impactos resultantes del método investigado, no solo en cuanto a su valor económico, sino también en relación con la estrategia de secuencia de desarrollo, preparación y explotación.

El primer escenario probó ser económicamente viable y presenta una mayor cantidad de reservas que los demás escenarios, así siendo, tal como se comentó en los capítulos anteriores, desde un punto de vista general, cumple con los lineamientos del código JORC (2012), presentes en la cláusula 29, que enfatiza que la publicación de reservas de mena sin un diseño minero sería algo inaceptable y que las reservas deben demostrar ser viables bajo supuestos financieros razonables, obviamente, respetando las cláusulas que hacen referencia a las categorías

permitidas (probada y probable) para publicar reservas y realizar estudios de factibilidad, no consideradas en este trabajo.

Supongamos que las reservas del escenario I son compuestas por reservas probadas y probables y que cumplen con todos los factores modificadores, el tonelaje en su totalidad podría ser publicado como reservas de mena, así siendo, los diseños hechos en base a la metodología tradicional, podrían ser publicados como tal y utilizados como base en estudios de ingeniería, evitando añadir nuevas etapas al proceso de planeamiento lo que ahorraría tiempo del cronograma de trabajo, sin embargo, todo parece sencillo hasta que se cambia el enfoque a una mirada a menor escala.

Siguiendo en la línea discusión relacionada a la estimación de las reservas de mena, si la evaluación la cual pone a la prueba la viabilidad económica de los diseños mineros llevara en consideración el análisis por sectores, la identificación de las zonas que no generan utilidades bajo ninguna alternativa de diseño minero, como podría ser el caso de la Veta Split 255 Principal W, no tendrían una confirmación positiva en los estudios de factibilidad o prefactibilidad, por no cumplir con las consideraciones económicas de los factores modificadores, conforme exigen las cláusulas 39 y 40 del código JORC, que indican que se requiere una evaluación completa de los factores modificadores con el fin de determinar las cantidades de recursos minerales que puedan ser convertidos en reservas de mena, o sea, que justifiquen económicamente su explotación.

En este sentido, las zonas rechazadas en la etapa de análisis vía *pseudoflow*, no debería ser parte de las reservas de mena. Es importante mencionar que este trabajo no tiene como objetivo reportar las reservas y tampoco analiza o aplica todos los factores modificadores explicados en el capítulo I, así siendo, solamente se usa este ejemplo como base para la discusión de la prueba de hipótesis.

Teniendo en cuenta los estudios de reservas de mena, el método investigado en este trabajo ayudaría al equipo que conduce dichos estudios a analizar los diseños integrales, determinando la cantidad de recursos minerales que de hecho puede ser convertida económicamente en reservas según los diseños mineros y sugerir oportunidades de mejora según su experiencia en operaciones, en el sentido de reevaluar las zonas las cuales los diseños no resultaron económicamente atractivos, a través del replanteo de estrategias de desarrollo y preparación, mejoras en los KPI como ratios y cantidad de equipos u otros factores que podrían culminar en una mejor gestión de costos.

A diferencia de las reservas de mena, que se refiere a la estimación de la cantidad de mineral que puede ser explotado a la fecha de los estudios, el plan minero optimizado está más relacionado con los conjuntos de estrategias y decisiones que toma la empresa, enfocada en maximizar la rentabilidad del negocio a través de la explotación de sus reservas, en este sentido, mientras que las reservas de mena proporcionan un estimado de cantidad y ley del mineral económico de un yacimiento, un plan minero optimizado refleja una estrategia dinámica que se adapta a medida que cambian las condiciones del mercado, los costos operativos, las mejoras proyectadas por la operación y otros factores.

Si bien es cierto que el método investigado ayudaría al equipo a estimar las reservas de mena, también puede ser una herramienta interesante para ayudar en las optimizaciones de los planes estratégicos de la compañía. Los algoritmos de optimización de diseños permiten al equipo, explorar diferentes escenarios de manera rápida. Un ejemplo podría ser un replanteo en la gestión de costos que podría resultar en una disminución de, digamos, 5% de los costos de mina. El equipo podría considerar dicha reducción en las leyes de corte y dar una rápida respuesta de que impactos positivos podría notarse en plan minero, lo que manualmente, demandaría mucho tiempo (San Miguel, 2022).

Es importante tener en cuenta que, la manera con que la industria generalmente usa las leyes de corte resulta en planes de producción que a menudo distan de ser óptimos, lo que da lugar a la oportunidad de agregar valor a la empresa. Una forma discutida por autores como Lane (1988) y Alford & Hall (2009), sería establecer una ley de corte que parametrize las reservas a punto de generar el diseño final que maximice el valor (*cut-off* óptimo), sin embargo, para eso se debe primero contar con varios diseños elaborados a diferentes leyes de corte, para, luego de eso, calcular el VAN de cada uno de ellos y determinar, a través de un análisis de sensibilidad, cual es el *cut-off* que resulta en el mejor valor. En minería a tajo abierto, tanto el algoritmo Lerchs & Grossmann como el *pseudoflow*, son capaces de generar dichos diseños optimizados y las curvas de sensibilidad automáticamente, sin embargo, en minería subterránea, eso no es tan sencillo.

La industria cuenta con el método *stope optimizer*, que genera los tajos, considerando cualquier ley de corte automáticamente, sin embargo, los diseños de minas subterráneas no solo son compuestos por los tajos de producción. Entre los desafíos relacionados al diseño de minas subterráneas que pueden ser objeto de optimización están los desarrollos y las preparaciones, además de muchas otras actividades como la perforación y voladura, ventilación, acarreo, acopio y transporte, que, al ser optimizadas, reducirían los costos de minado y, por ende, los costos del

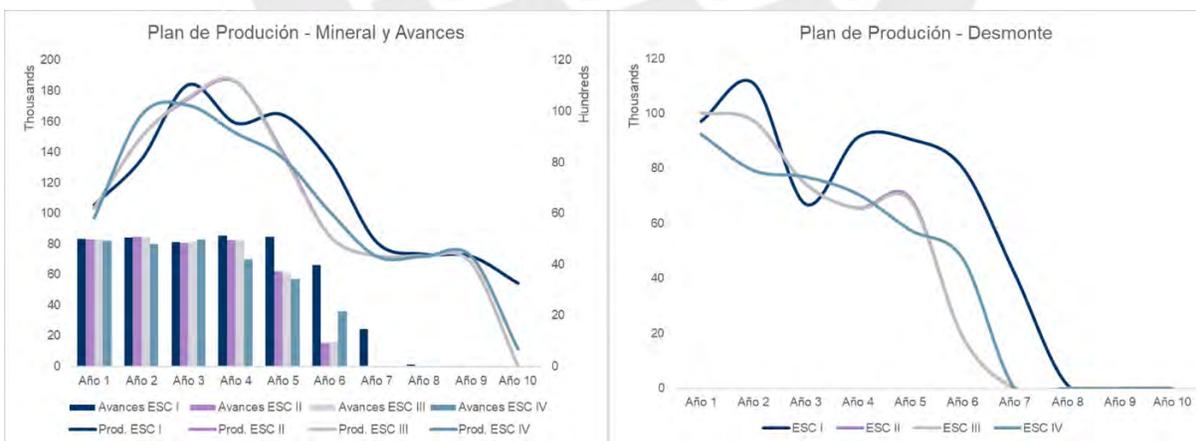
proceso minero. El problema con los diseños de avances es que no cuentan con una geometría estándar capaz de ser interpretada en base a formulaciones matemáticas, además, las minas cambian considerablemente con el pasar de los años, haciendo con que la configuración de los avances de la mina cambie con el tiempo, en este sentido, se hace complicado parametrizar los diseños subterráneos (Alford, 1995).

Vale recalcar que, la base de costos de una mina en marcha, sin duda es una de las mejores referencias para estimar la ley de corte, dado a que, la experiencia operativa y gestión financiera de la mina está reflejada en los costos. El punto discutido en este trabajo no es el costo del proceso, si no, la variabilidad e impredecibilidad de los diseños de avances. El efecto que resultó en el rechazo de algunas zonas del diseño tiene respuesta en los cambios entre la experiencia de desarrollar y preparar la mina en marcha y lo que se viene al futuro. Los costos pueden ser los mismos, sin embargo, la demanda de metraje de avances por tonelada minada podrá no ser la misma.

El desarrollo metodológico resultó en dos proyectos y cuatro planes de producción los cuales han sido sometidos al análisis económico de alto nivel (no detallado), lo que permite comparar dichos escenarios y discutir sus resultados. Al analizar las curvas de producción por año (figura 41), es posible notar una similitud entre los escenarios II y III, la cual se refleja en todos los demás resultados.

Figura 41

Producción de mineral y desmante por escenario



Nota. Los gráficos muestran la distribución de tonelajes de mineral, desmante y metraje de avances según el plan de producción de cada escenario. Elaboración propia.

Eso ocurre debido a que la zona de profundización analizada en esta investigación demanda un fuerte metraje de desarrollo, lo que es normal y esperado en estos casos. Al replantear un diseño para la estructura rechazada por el algoritmo, no se logró el objetivo de promover la optimización de los diseños, resultando en una reducción de solamente 606m, teniendo en cuenta los mismos parámetros usados en los demás escenarios.

Lo que sucede en el escenario III ha sido discutido por Alford (1995), quien señaló que, en la mayoría de los casos, el diseño de una mina subterránea se realiza manualmente y requiere la experiencia de profesionales capacitados para ello. En este contexto, las optimizaciones deben ser abordadas desde una perspectiva integral del proceso, que va más allá de una mera corrección de posibles discrepancias entre las versiones diseñadas por uno o más miembros del equipo. Las optimizaciones deben ser hechas de manera multidisciplinaria, buscando las alternativas operativas que generen los cambios necesarios en los parámetros de diseño, sin perder de vista la seguridad y estabilidad física de la mina.

San Miguel (2022), se refiere al *pseudoflow*, como un algoritmo usado para determinar el diseño de mina que maximiza el valor del proyecto y eso es cierto. Al comparar el perfil de producción entre los escenarios I y III y IV, es posible notar que mismo que el escenario I cuenta con una mayor cantidad de reservas que los demás escenarios, dichas reservas solo son minables en los últimos periodos de la secuencia. Eso ocurre debido a que, el inventario de mineral del escenario I cuenta con zonas de baja ley y que, debido a la prioridad dada a la secuencia de extracción, dichos minerales son postergados al final del periodo. Otro punto para destacar es que el escenario I presenta una fuerte generación de desmonte en comparación con los demás escenarios, lo que hace con que la operación necesite operar por más tiempo en zonas que no generan ingresos para por fin preparar el mineral.

Observando el escenario IV, donde se reemplaza la prioridad NSR por la prioridad factores de ingreso generados por el algoritmo, se observa un comportamiento interesante relacionado al perfil de generación de desmonte. Como se sabe, el desmonte proviene de los avances excavados en las rocas caja e incurrir en costos no solo de excavación y transporte, si no, ocupa espacio en los depósitos de desmonte e incluso pueden volverse un pasivo ambiental. Al evaluar el diseño con el *pseudoflow*, ha sido notorio que hubo una optimización del metraje de avances en desmonte, además, presentó una mejor producción en el segundo periodo y mantuvo estable la producción por más tiempo. En este sentido, tres beneficios pueden ser señalados al observar estos resultados.

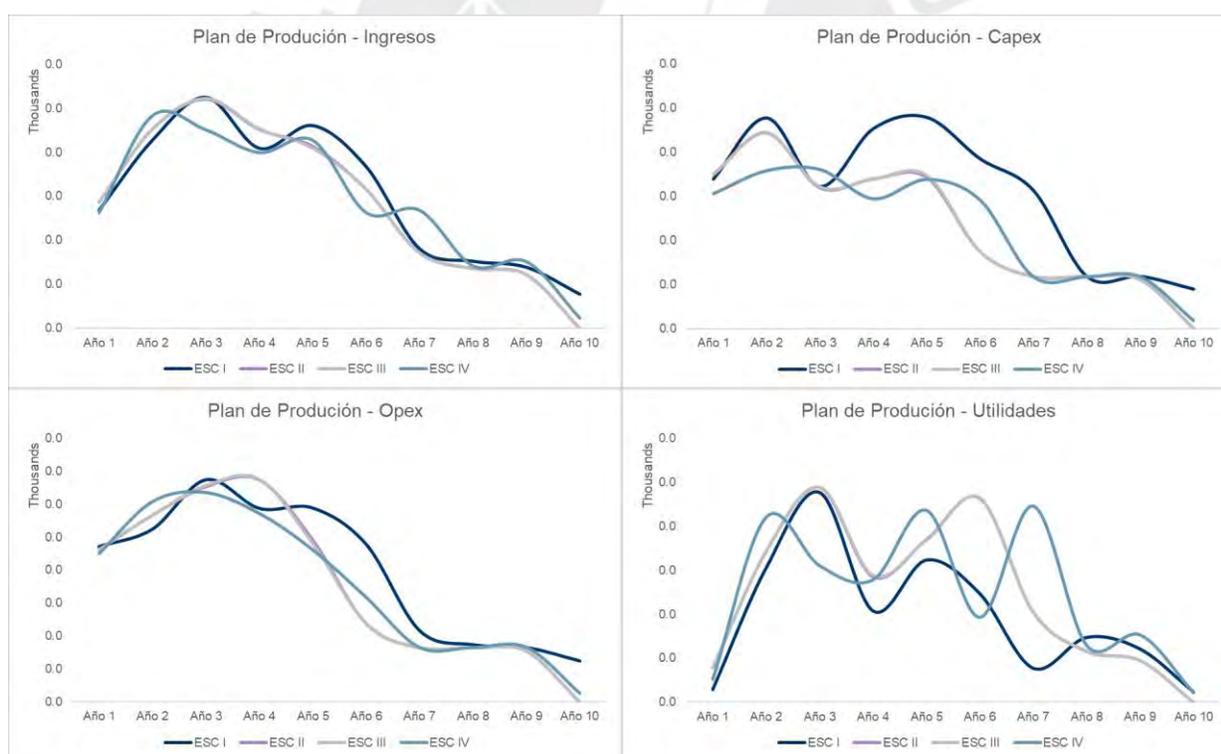
El primer está relacionado a la optimización del metraje de avances en desmonte, lo que permite gestionar la vida útil de los depósitos de desmonte de la unidad minera, seguido de la

priorización de zonas que permiten mantener la estabilidad productiva por un mayor periodo de tiempo y por último, ha permitido determinar una secuencia a tal punto que garantice una mejor producción al inicio del período, generando mayores flujos de dinero en dicho periodo lo que flexibiliza la solvencia de la empresa y reduce el impacto del costo temporal del dinero.

Sin embargo, una de las limitaciones identificadas en el método cuando se refiere a planes de producción, es que no se puede controlar restricciones o metas que no sean posibles establecerlas a través de dependencias. Si bien es cierto que se puede elegir que zonas empiezan a operar primero, solo es posible hacerlo secuencialmente (la zona “a” empieza a operar antes de la zona “b”), sin embargo, no es posible configurar metas de producción o rangos de leyes según los términos de contratos para que sean optimizados por el algoritmo, en este sentido, si bien es cierto que el algoritmo puede determinar el límite óptimo de excavación, no necesariamente puede generar un plan totalmente óptimo, como se puede observar en la figura 42.

Figura 42

Indicadores económicos de cada escenario



Nota. Los gráficos muestran los perfiles de ingresos que podrán ser generados según la producción de cada periodo, egresos y utilidades. Elaboración propia.

Observando la curva de ingresos entre los escenarios I, III y IV, se puede notar en el escenario que no ha sido evaluado con el algoritmo *pseudoflow* que, pese a presentar ingresos más elevados, resulta en una fuerte disminución de sus utilidades a partir del cuarto año de producción, producto de la necesidad de inversión de tipo CAPEX para desarrollar las estructuras a explotar. Haciendo una comparación entre el perfil de ingresos a partir del cuarto año y las inversiones en CAPEX del escenario I, es posible notar que el desarrollo puede no estar siendo compensado por minerales con buena ley, lo que podría indicar que alguna zona de la mina este restando valor al diseño planteado, por no compensar económicamente su desarrollo y preparación.

El problema surge al detectar este tipo de inconveniente durante la fase de análisis financiero, donde el plazo de entrega del trabajo probablemente constituirá un obstáculo para regresar a la etapa de diseño. En este contexto, suelen presentarse dos escenarios. Uno de ellos implica en la eliminación de metraje de avances mediante un análisis numérico o estadístico para ajustar el CAPEX, lo que puede ocasionar un desajuste entre el análisis financiero y el diseño del proyecto. El otro enfoque consiste en aceptar los resultados actuales y buscar oportunidades de mejora en futuras actualizaciones del plan a largo plazo.

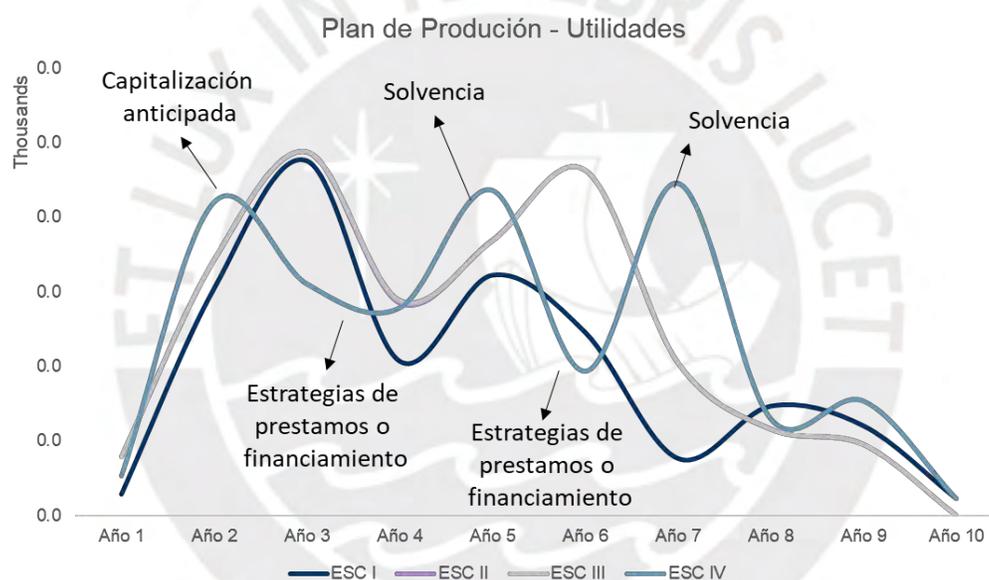
En este caso, el algoritmo *pseudoflow* ha sido útil debido a la velocidad de su procesamiento, lo que ha permitido generar otros tres escenarios identificando las zonas del diseño que restan valor al proyecto, evitando el problema mencionado anteriormente. Analizando los perfiles relacionados a costos y utilidades, se nota una mejora sustancial en los escenarios III y IV en comparación con el escenario I, donde el diseño entrega utilidades más altas a lo largo del periodo productivo. Vale recalcar que no se menciona el escenario II debido a su similitud con el escenario III.

Al analizar el comportamiento de los costos, inversiones y utilidades de los escenarios III y IV, se nota algo interesante. El plan de producción elaborado en base a las prioridades generadas a través de la técnica de factores de ingreso ha logrado nivelar de manera controlada la necesidad de inversión en CAPEX en los primeros periodos, lo que es positivo en proyectos donde la empresa necesita capitalizarse en los primeros años de la operación. En este sentido, reducir los montos de inversión en CAPEX para desarrollo primario es un logro importante del método. Lo que sucede en este caso es que, la priorización por NSR solo toma en cuenta el valor del mineral, sin embargo, el algoritmo trabaja con la distribución de los ingresos y egresos según el tipo de actividad y dependencias, lo que genera la condición de optimización del flujo de red (Hochbaum, 2008).

Con la priorización generada a través del algoritmo *pseudoflow*, se observa un comportamiento importante en el perfil de utilidades a lo largo de los años de operación, lo cual es producto del control en el equilibrio entre los ingresos y los egresos promovido por el algoritmo. La figura 43 muestra que el plan del escenario IV anticipa las utilidades, permitiendo a la empresa capitalizarse lo antes posible, además, el comportamiento de subida y bajada de las utilidades a lo largo de los años, también permiten con que la compañía elabore estrategias de endeudamiento, una vez que, su plan de producción podrá contar con un nuevo pulso de utilidades, generando flexibilidad en términos de solvencia.

Figura 43

Perfil de utilidades por escenario



Nota. El grafico muestra que, diferente de los escenarios I y III, el escenario IV logra mantener los pulsos de utilidades por un mayor periodo de tiempo. Elaboración propia.

Si bien es cierto que el algoritmo presenta la limitación de no permitir controlar las restricciones y metas del plan de producción, las figuras 41 y 42 demuestran que la priorización generada por el método permite obtener buenos resultados en términos de secuencia estratégica de desarrollo, preparación y explotación. La evaluación de diseños debe tener en cuenta las distintas fases de un proyecto minero, donde la producción en los primeros periodos, tanto de minas en fase de proyecto, como minas en marcha, deben ser direccionadas a las zonas de mayores leyes y lo más cercanas posible de las infraestructuras disponibles, la cual permite

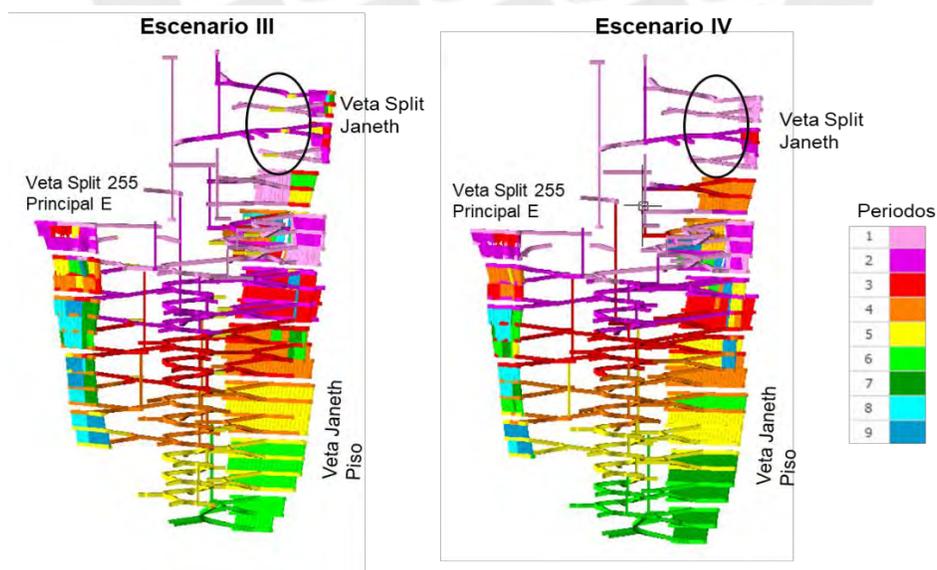
mejorar el flujo de caja inicial, minimizar los periodos de amortización de la inversión de capital y reducir los efectos del costo del dinero en el tiempo.

La técnica de factores de ingreso usada por el algoritmo posibilita la identificación de estas zonas, haciendo con que se tome en cuenta no solo el valor del mineral como se hace al priorizar el NSR, si no, los costos necesarios para desarrollar, preparar y producir dicho mineral (Alford & Whittle, 1986).

Otro aspecto interesante observado en la secuencia de minado entre los escenarios III y IV, está relacionado a la continuidad operativa. En este caso, al priorizar el NSR, el nivelador de recursos ha priorizado solamente las labores que tenían conexiones directas con los tajos de producción. En el ejemplo de la figura 44, cámaras de bombeo y de carguío no han sido programadas para desarrollar en el mismo periodo que los accesos. Eso puede ser corregido considerando una dependencia que amarre la continuidad del acceso a la cámara, sin embargo, se nota que, en el escenario IV, debido a la elaboración de dependencias para la evaluación con *pseudoflow*, la secuencia considera la necesidad de excavar la cámara antes de explotar los tajos, lo que sucede en la operación minera en la práctica.

Figura 44

Diseño minero colorido por periodos de explotación



Nota. La figura muestra los escenarios III y IV coloridos en función del periodo secuenciado, donde se puede notar en la parte del diseño con un círculo negro, la no priorización de las cámaras en el escenario III. Elaboración propia.

El escenario I, conforme comentado anteriormente, ha presentado una mayor cantidad de reservas en comparación con los demás escenarios, sin embargo, al analizar el diseño minero con el algoritmo *pseudoflow*, se logró un incremento del VAN del proyecto en un 25% cuando comparado con el escenario III y un 22%, cuando comparado con el escenario IV, lo que confirma la hipótesis planteada en este trabajo de investigación, conforme muestra la tabla 14.

Tabla 14

Resumen de los principales resultados de cada escenario

KPI	Escenario I	Escenario II	Escenario III	Escenario IV
Mineral (t)	1,163,424	1,049,441	1,049,441	1,049,441
NSR (USD/t)	129.04	136.71	136.71	136.71
Avances (m)	30,654	24,526	24,496	24,496
Desarrollo (m)	10,662	7,035	7,085	7,085
Preparación (m)	19,993	17,491	17,411	17,411
Desmante (t)	580,935	425,323	424,341	424,341
LoM (Años)	10	9	9	9
VAN (USD)	26,350,468	32,936,196	32,962,693	32,093,287

Nota. La tabla muestra los indicadores clave para las discusiones relacionadas a los resultados de la prueba de hipótesis. Elaboración propia.

Vale comentar que, pese al escenario IV presentar una reducción del VAN en un 3% con relación al escenario III, las estrategias de secuencia adecuadas operativamente y que flexibiliza la capitalización y solvencia de la empresa, son aspectos importantes que considerarse al momento de elegir el escenario óptimo desde un punto de vista estratégico.

El según escenario, cuando comparado con el escenario I, presenta en una reducción de 10% en tonelaje, sin embargo, su VAN incrementó en un 25%, lo que sugiere que 10% de los diseños, en términos de tonelaje, restaban valor al proyecto, sin embargo, que estaban siendo considerados como mena en el primer escenario y que podrían ser explotados por la empresa minera, en este sentido, el algoritmo *pseudoflow*, al depurar las zonas que restaban valor al diseño, logró una mejora de 25% del valor del proyecto, sin dilatar el tiempo del proceso de planeamiento de minas, por tratarse de una etapa automática.

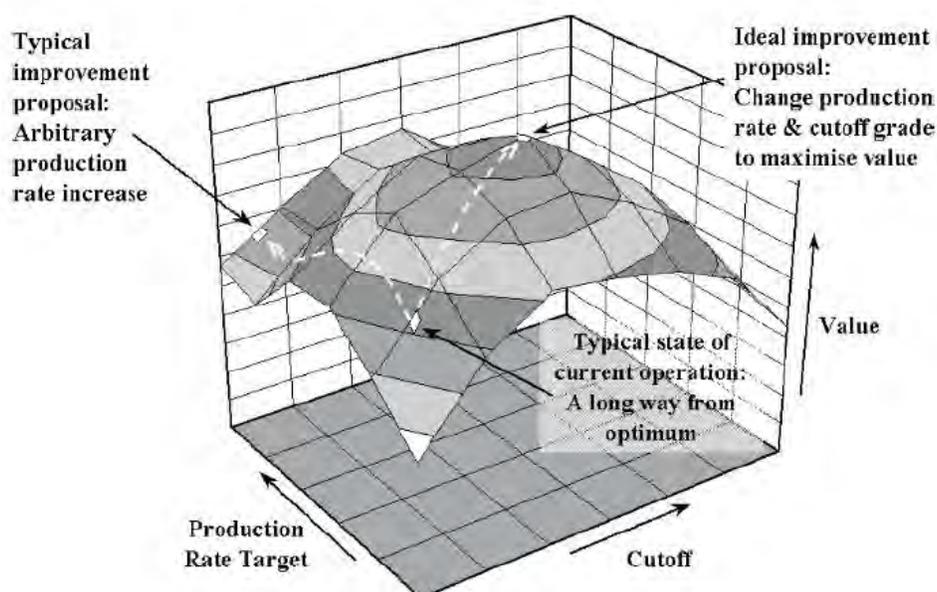
Además del incremento del VAN, el uso del algoritmo en la evaluación de los diseños mineros redujo en un 20% la demanda de avances que no generaban valor de los cuales 34%, se trataban de desarrollos, que demandarían inversiones de capital innecesarias. También

promovió la reducción de residuos en 27%, el cual, además de evitar incurrir en costos innecesarios de extracción y deposición, presenta un importante valor socioambiental agregado, una vez que, la empresa minera, dejaría de extraer dichos desmontes de la mina para depositarlos en depósitos ubicadas en la superficie. Todas estas reducciones representan un ahorro de costos de 47% siendo 25% en desarrollos, 13% en preparación y 9% en explotaciones.

Alford & Hall, 2009; Lane, 1988, comentan que generalmente la industria suele basarse en las leyes de corte de equilibrio, donde se hacen los diseños manualmente usando uno o dos cortes, sin embargo, en la mayoría de las minas subterráneas o a tajo abierto, la ley de corte óptima, según los autores, solo puede determinarse a través de la evaluación de diversos planes de producción, elaborados a diferentes *cut-offs*, realizando un análisis de sensibilidad lo cual permite la selección del plan a un determinado corte conforme muestra la figura 45.

Figura 45

Gráfico de sensibilidad del tipo Hill of Value



Nota. La figura muestra una superficie que representa planes con diversos *cut-offs* y objetivos de producción. En esta representación, el punto más alto de la superficie corresponde al escenario óptimo. En este caso, se observa que, para alcanzar el objetivo, es necesario ajustar los ratios de producción y emplear una ley de corte que permita obtener el plan con el mayor VAN. Tomado del artículo *Stope optimisation tools for selection of optimum cut-off grade in underground mine design* (p. 2), por Alford, C., & Hall, B., 2009, April.

En la minería a tajo abierto, las técnicas para optimización de un plan estratégico están razonablemente establecidas y cuentan con una serie de recursos informáticos que permiten generar las superficies simuladas a través de algoritmos como Lerchs & Grossmann o *pseudoflow*, además de planes de producción elaborados en base a múltiples escenarios que se acercan al óptimo teórico. Un plan de minado específico lo cual cuenta con los límites de excavación, secuencias de minado, ratios de producción y plan de tratamiento, permite la estimación adecuada de sus costos (Hustrulid & Kuchta, 2013), sin embargo, al determinar los límites de excavación usando solamente una ley de corte de equilibrio, difícilmente se logrará estimar dichos costos a punto de obtener la maximización del valor del diseño minero (Lane, 1988).

Determinar el plan óptimo en base a un límite de excavación optimizado sería la ruta adecuada para lograr la maximización del valor del diseño minero y por más que parezca una tarea fácil, en el caso de la minería subterránea, la situación es más complicada. Debido a la complejidad que presentan los métodos de explotación subterráneos, modelar matemáticamente una geometría que represente un diseño integral óptimo, o sea, considerando tajos y avances, es relativamente complicado y poco probable que se logre con los recursos actuales, sin embargo, se reconoce la necesidad relacionada al desarrollo de herramientas informáticas que mejoren la eficiencia en términos de tiempos dedicados a la generación de diseños matemáticos integrales (Alford & Hall, 2009).

Si bien es cierto que el algoritmo *pseudoflow*, en el caso de la minería subterránea, no es capaz de generar sólidos optimizados como hace para un tajo abierto, una vez sumado a otras herramientas como el *stope optimizer* y el nivelador de recursos del Deswik Sched, probó ser capaz de analizar automáticamente los diseños estáticos propuestos en el desarrollo metodológico de esta investigación, seleccionando las zonas que maximizan el valor de dicho diseño y dando la posibilidad de optimizar los diseños en las zonas que restan valor al diseño inicial, demostrando su importancia y aporte al proceso.

Sin embargo, una de las contribuciones más importantes del método investigado es que permite determinar el *cut-off* óptimo de minas subterráneas propuesto por Lane (1988), ampliamente usado y comprobado en minería a tajo abierto, una vez que, usando la herramienta *stope optimizer*, se puede optimizar los tajos a diferentes leyes de corte empezando de un *cut-off* marginal, a través de la aplicación de factores de multiplicación del *cut-off*, generando formas secundarias (*subshapes*) y luego de eso, después de elaborados los diseños de avances, se puede calcular los costos usados en el algoritmo *pseudoflow*, a través de leyes de cortes

incrementales, resultando en diferentes límites de excavación anidados, tal como se hace en minería a tajo abierto (conos anidados).

Una vez definidos los límites de excavación subterránea a diferentes *cut-offs*, provenientes del diseño integral, se puede elaborar los planes de producción y flujos de caja usando restricciones como los ratios de tratamiento de la planta y elaborar un gráfico del tipo *Hill of value* conforme presentado en la figura 45, permitiendo seleccionar el plan que maximiza el VAN como plan base para el planeamiento estratégico de la compañía.



Conclusiones

La manera con que habitualmente la industria usa la ley de corte en la mayoría de las veces resulta en planes de minado que no se acercan al óptimo. Aunque explotar las zonas de la mina que pagan por lo menos la ley de corte de equilibrio sea lo más obvio a corto plazo, varios autores discuten al respecto de métodos teóricos que consisten en equilibrar las decisiones de corto plazo con las consecuencias que las políticas de leyes de corte traerán a largo plazo. Las teorías de Lane (1988) han sido fundamentales para comprender que, la ley de corte optima es generalmente superior a la ley de corte de equilibrio, sin embargo, determinar dicha ley de corte para minas subterráneas no es una tarea fácil y el diseño minero necesita ser elaborado en base a una ley de corte de partida.

Existen diversas formas de estimarse la ley de corte, sin embargo, la practica más común, es asumir que la mina debe pagar la ley de equilibrio. Estimar la ley de corte en base a la experiencia vivida por la mina en términos de costos, sin duda resultará en un indicador adecuado para tomar decisiones en cuanto a separar los materiales económicos de los que restan valor, sin embargo, se pierden las oportunidades de optimizar los procesos los cuales resultan en la maximización de dicho valor. Buscar un diseño minero optimo, va más allá de diseñar los mejores accesos o establecer la mejor ubicación de una chimenea. El diseño optimo debe salir de las oportunidades que el rechazo de zonas mineralizadas que se encuentran al borde de volverse económicas genera en términos gestión de procesos, que resultan en la búsqueda de cambios en los parámetros de diseño establecidos en base a las practicas conocidas de la mina.

El punto clave para determinar la ley de corte optima es la capacidad de generar diseños distintos, los cuales permiten elaborar múltiples planes de producción. Sin embargo, lo que hace con que sea posible su desarrollo en la minería a tajo abierto, es la capacidad de elaborarlos rápidamente (Poniewierski et al. 2003, citado por Alford, Brazil, & Lee, 2007) y esa es un limitante respecto a la minería subterránea, una vez que, algunas etapas del proceso son manuales y demandan mucho tiempo.

Debido a que, la herramienta *stope optimizer* es capaz de generar automáticamente los tajos de producción acercándose a las geometrías de excavaciones reales, resulta fácil y eficiente en términos de tiempo simplemente asumir que el *cut-off* usado en el proceso de optimización, lo cual considera todos los costos del proceso incluyendo los costos de avances, modelan diseños de tajos que justifican económicamente su desarrollo y preparación.

Sin embargo, otra limitación al usar la ley de corte de equilibrio, basada en los costos conocidos de la mina, está relacionada a la incertidumbre asociada a los costos de avances, no solo por las variaciones en las tarifas establecidas por las contratistas que generalmente ejecutan este tipo de servicios, que también es una variable para considerarse, si no, por la variación de la demanda de avances por tonelada minada en función de los cambios en las características que la mina presenta a largo plazo. Determinar los costos de desarrollo y preparación en base a la mina actual y proyectarlos al futuro puede resultar en una subestimación de los costos, haciendo con que la ley de corte se perciba más baja de lo que realmente debería ser cuando se trata de horizontes estratégicos.

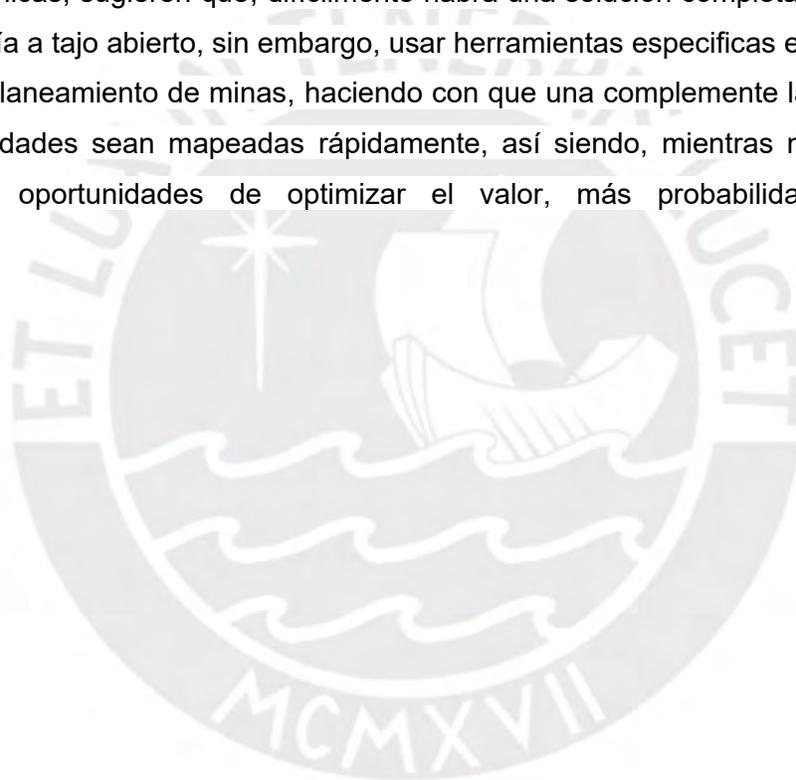
La investigación enfocada en la búsqueda de un método de optimización de diseños demuestra que, diferente de sus resultados en otros métodos de minado, ni el algoritmo *pseudoflow*, ni ningún otro algoritmo es capaz de generar el mejor diseño de mina subterráneo en términos de maximización de valor y que tampoco es capaz de garantizar que un determinado diseño es la mejor opción encontrada para considerarla en un estudio de ingeniería o plan estratégico, lo que si probó, es que el algoritmo es capaz de hacer una distribución adecuada de los costos considerados en los estudios, promoviendo la selección de zonas que optimizan el valor de un determinado diseño rápidamente, dando al equipo la capacidad de pronta respuesta y las condiciones en términos de tiempo para evaluar estrategias de optimización.

Las corridas de los escenarios han permitido medir la proporción de los gastos incensarios que la empresa minera ciertamente incurriría al asumir los diseños hechos en base la metodología que tradicionalmente se hace como su proyecto base para la ejecución de los desarrollos, preparaciones y explotación, evidenciando la necesidad de analizar si realmente todos los sectores del diseño son justificados económicamente o si algún sector está restando valor a la empresa y sus accionistas.

También demostraron que el algoritmo es capaz de direccionar los recursos a los frentes de servicio de manera eficiente cuando comparado con la forma que tradicionalmente se prioriza una mina. Elaborar un plan de minado buscando las zonas de mayor ley o valor de mineral muchas veces pueden costar caro. El algoritmo genera un orden de prioridad, en base a la técnica de factores de ingreso, la cual considera tanto el valor del mineral cuanto los costos necesarios para desarrollar, preparar y explotar dicho mineral, haciendo con que el plan de producción resulte en un mismo VAN, y a la vez, dando mayor flexibilidad financiera a la empresa por postergar las inversiones de capital y capitalizarse a la vez.

Si bien es cierto que esta investigación concluye que por momento, no es posible estimar el *cut-off* óptimo de una mina subterránea a través de la elaboración de diseños integrales generados directamente de un modelo de bloques como se hace en minería a tajo abierto, prueba que la adaptación de la herramienta *pseudoflow* para optimizar tareas secuenciales interpretadas matemáticamente en una base de datos, que, sumadas a otras soluciones como *stope optimizer*, *cascade* y niveladores de recursos, es capaz de hacer evaluaciones eficientes en términos de tiempo y generación de valor, optimizando los diseños evaluados.

Los resultados de esta investigación demuestran que debido a la complejidad asociada a los diseños de minas subterráneas, sumadas a la cantidad de métodos de minados con características únicas, sugieren que, difícilmente habrá una solución completa similar a las que existen en minería a tajo abierto, sin embargo, usar herramientas específicas en algunas etapas del proceso de planeamiento de minas, haciendo con que una complemente la otra, hacen con que las oportunidades sean mapeadas rápidamente, así siendo, mientras más temprano se identifiquen las oportunidades de optimizar el valor, más probabilidades habrán de aprovecharlas.



Recomendaciones

El método *pseudoflow* adaptado ha demostrado ser capaz de analizar rápidamente cualquier tipo de diseño, sin importar su proporción y complejidad, buscando su utilidad máxima y proporcionando al equipo las condiciones de identificar en dónde están las oportunidades de mejora en su diseño minero, por ende, es aplicable a cualquier tipo de mina subterránea.

El método es capaz de distribuir los costos de los avances adecuadamente sin la necesidad de convertirlos en unidades monetarias por tonelada, lo que permite al auditor de las estimaciones de reservas de mena (*Competent Person*), poner a la prueba de economicidad los diseños mineros sometidos al análisis de los factores modificadores, antes de hacer la evaluación económica vía flujo de caja descontado, garantizando el cumplimiento de los lineamientos del código JORC.

Debido a su velocidad en términos de configuración y procesamiento, teniendo un diseño minero secuenciado conforme demuestra el capítulo II, es posible generar múltiples planes de producción variando las leyes de corte, precios, restricciones operativas, cantidad de recursos, ratios de producción, factores de dilución o recuperación, capacidad de producción de planta, recuperaciones metalúrgicas, mezclas de materiales, rutas de extracción, periodos de parada de planta, paralización temporal de mina o cualquier otra variable que influya en un plan de producción, con el intuito de simular sus efectos en un análisis de sensibilidad, buscando el resultado que menos impacta en el valor de la mina o el escenario que resulta en un equilibrio estratégico entre el VAN, flujos de caja que flexibilizan la capitalización y solvencia y vida útil del activo minero.

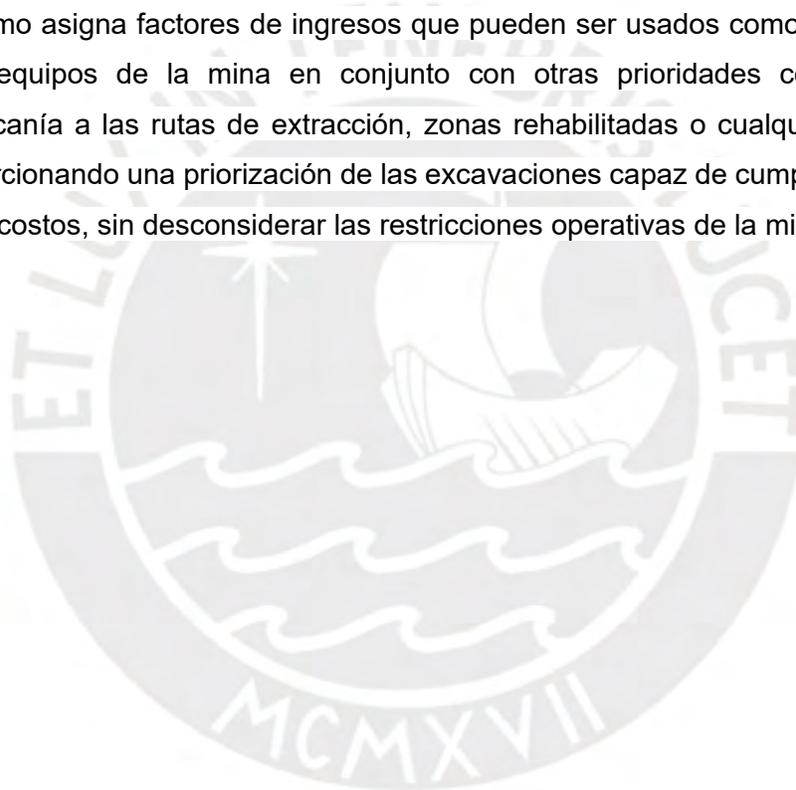
El método investigado no es dependiente de procesos como la optimización de tajos vía SO, tampoco depende solamente de un único software, así siendo, puede ser utilizado para procesar informaciones generadas por otros métodos como diseños de tajos manuales, optimización de tajos y diseño de avances elaborados en otros softwares, entre otros, inclusive, para horizontes más largos, se puede considerar las herramientas de generación de diseños de avances automáticos presente en algunos softwares de planeamiento, dando aún más velocidad al proceso, una vez que, dichos diseños pueden ser evaluados rápidamente con el método *pseudoflow*.

El método es capaz de evaluar si los valores de un grupo de tajos justifican económicamente los avances de manera individual conforme concluido en este trabajo, además, también es capaz de evaluar otras configuraciones como bloques en diferentes niveles, paneles

completos, o cualquier otra configuración que el área de planeamiento determine para hacer las pruebas de economicidad.

En una base de tajos generada en estructuras mineralizadas donde las leyes se reducen en los extremos y en la profundidad, el algoritmo es aplicable para seleccionar automáticamente las zonas de bordes con leyes marginales que impactan en los objetivos de la empresa, haciendo una depuración de dichos tajos, sin embargo, con una configuración adecuada de filtros, no rechazaría los tajos que pagan los costos de explotación, transporte y planta caso sea necesario preparar zonas las cuales de todas las maneras las labores pasarían por ellos, siendo considerados como oportunidades bajo el concepto de costo hundido.

El algoritmo asigna factores de ingresos que pueden ser usados como prioridades para secuenciar los equipos de la mina en conjunto con otras prioridades como zonificación operacional, cercanía a las rutas de extracción, zonas rehabilitadas o cualquier otra prioridad operativa, proporcionando una priorización de las excavaciones capaz de cumplir con el objetivo de reducción de costos, sin desconsiderar las restricciones operativas de la mina.



Trabajos futuros

Explorar, en un estudio de caso, la aplicación del algoritmo de Lane (1988) a la minería subterránea sugerida en este trabajo de investigación, a través de la adaptación del *pseudoflow*, incorporada en un trabajo académico con enfoque en planeamiento estratégico.

Investigar al respecto de la aplicabilidad de los modelos matemáticos teóricos relacionados a la generación de diseños de avances automáticos que, sumados al proceso adaptado presente en este trabajo, resultaría en respuestas eficientes a horizontes de largo plazo, con enfoque en desarrollo de proyectos *greenfield*.



Referencias bibliográficas

- Alford, C. (1995). *Optimisation in underground mine design*. In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts (Vol. 5, No. 33, p. 220A).
- Alford, C. G., & Whittle, J. (1986, October). *Application of Lerchs-Grossmann pit optimization to the design of open pit mines*. In AusIMM/IE Aust Newman Combined Group, Large Open Pit Mining Conference (pp. 201-207).
- Alford, C., & Hall, B. (2009, April). *Stope optimisation tools for selection of optimum cut-off grade in underground mine design*. In Project Evaluation Conference (pp. 137-144). Australasian Institute of Mining and Metallurgy Melbourne, Victoria, Australia.
- Alford, C., (2022). *AMS Stope Shape Optimiser, Reference Manual Version 5.0.2*.
- Alford, C., Brazil, M., & Lee, D. H. (2007). *Optimisation in underground mining*. In *Handbook of operations research in natural resources* (pp. 561-577). Boston, MA: Springer US.
- Bai, X., Turczynski, G., Baxter, N., Place, D., Sinclair-Ross, H., & Ready, S. (2017). *Pseudoflow method for pit optimization*. Whitepaper Geovia Whittle Dassault Systems; Dassault Systemes: Waltham, MA, USA.
- Curi, A. (2014). *Minas a céu aberto: planejamento de lavra*. Oficina de Textos.
- Curi, A. (2017). *Lavra de minas*. Oficina de Textos.
- Fontboté, L., Bendezú, R., & Williams, P. J. (2009, August). *Cordilleran or Butte-type veins and replacement bodies as a deposit class in porphyry systems*. In proceedings of the 10th biennial Society of Geology Applied to ore deposits meeting, Townsville, Australia (pp. 521-523).
- Hochbaum, D. S. (2008). *The pseudoflow algorithm: A new algorithm for the maximum-flow problem*. Operations research, 56(4), 992-1009.
- Huaynate, H. H. (2021). *Evolución desde la optimización de tajeos hacia el Pseudoflow subterráneo y su influencia para maximizar el EBIT con cobertura de precio*. DYNA 81 (184), pp. 1-2.
- Hustrulid, W. A., & Bullock, R. L. (Eds.). (2001). *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*. SME.

Hustrulid, W. A., Kuchta, M., & Martin, R. K. (2013). *Open pit mine planning and design, two volume set & CD-ROM pack*. CRC Press.

Jaffe, J., Westerfield, R. y Ross, S. (2011). *Finanzas Corporativas*. Álvaro Obregón, Mexico: Mc Graw-Hill Interamericana Editores

JORC, 2012. Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code) [online]. Available from: <<http://www.jorc.org>> (The Joint Ore Reserves Committee of The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists and Minerals Council of Australia).

Kržanović, D., Ljubojev, M., Jovanović, I., & Vušović, N. (2017). *An analysis the effects of changes in price of metal and operating costs to the profit in exploitation the copper ore deposits, a case study: Copper mine Majdanpek, Serbia*. Mining and Metallurgy Engineering Bor, (3-4), 51-58.

Lane, K. F. (1988). *The economic definition of ore: cut-off grades in theory and practice*. COMET Strategy Pty Ltd.

Lerchs, H. & Grossmann, F. (1965). *Optimum design of open-pit mines*. Trans CIM, 68, 17-24.

Lira, A. D. (2021). *Economía minera*. Fondo Editorial de la PUCP.

Pacheco, M. A., Kurcewicz, J. A., & de La Cruz, P. *Aplicación de la Metodología de la Ley de Corte Dinámica para Maximizar el Inventario de Reservas Minerales*.

Muir, D. C. W. (2007). *Pseudoflow, new life for Lerchs-Grossmann pit optimisation*. Orebody Modelling and Strategic Mine Planning, AusIMM Spectrum Series, 14.

Nexa Resources S.A. (2021). *Technical Report Summary on the Cerro Lindo Mine*, Department of Ica, Peru S-K 1300 Report.

Pana, M. T. (1965). *The simulation approach to open-pit design*. 5th APCOM. Tucson Arizona, Tucson Arizona.

Poniewierski, J. (2018). *Pseudoflow explained. Deswik, A discussion of Deswik pseudoflow pit optimization in comparison to Whittle LG pit optimization*.

San Miguel, A. R. R. (2022). *Application of Underground Mine Planning Optimization Tools to a Narrow-Vein Mine* (Master dissertation, South Dakota School of Mines and Technology).

Villaescusa, E. (2014). *Geotechnical design for sublevel open stoping*. CRC Press.

Wellmer, F. W., Dalheimer, M., & Wagner, M. (2007). *Economic evaluations in exploration*. Springer Science & Business Media.

Yamamoto, J. K. (2001). *Avaliação e classificação de reservas minerais* (Vol. 38). Edusp.

Ziviani, N. (2004). *Projeto de algoritmos: com implementações em Pascal e C* (Vol. 2). Luton: Thomson.



Anexo 5

Configuración del slope optimizer (SO)

The screenshot displays the configuration interface for the Slope Optimizer (SO). Key sections include:

- Block model:** Model file, Optimization field (NSR), Optimization field type (Grade), Density field (DENSITY), and an option to accept zero density value.
- Slope width and minimum pillar width:** Apparent width in use, with Minimum (1.2) and Maximum (10) values.
- Generate sub shapes:** A table for manually defining sub-shapes with columns for U minimum, U maximum, V minimum, V maximum, and Cutoff multiplier.
- Slope orientation:** Method (Vertical), Slope orientation plane (XZ), and rotation axes (Z, Y, X) with their respective angles.
- Optimization region:** X, Y, and Z coordinates and extents (e.g., X: 3440.771, X extent: 204).
- Define region from grade shell:** Block model field (NSR) and Cutoff grade (0).
- Cutoff:** Evaluation method (Cell centerline) and Constant cutoff value or grade (78).
- Output layer:** Custom output layer and Scenario parent layer (06_STOPE_OPTIMIZER\OPT_ZONES\JAP\OPT1\STOPE).

Anexo 6

Formulas usadas en los sólidos del SO

Rule Name	Use	Write	Remove	Initialize	Initial Value	Attribute	Filter	Data Type	Group	Description	Formula
01-DIL_REC	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		DIL	<No Filtering>	Double	DIL_REC		1.25
02-TONNES_ROM	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		REC	<No Filtering>	Double	DIL_REC		0.95
03-NSR	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							
04-COG	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							
05-PHISICAL	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							

Rule Name	Use	Write	Remove	Initialize	Initial Value	Attribute	Filter	Data Type	Group	Description	Formula
01-DIL_REC	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		TONNES_ROM	<No Filtering>	Double	REPORTE		ROUND((Tonnes)*[DIL]*[REC]; 4)
02-TONNES_ROM	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		ZN_ROM	<No Filtering>	Double	REPORTE		ROUND((((Tonnes)*[ZN]*[REC])/[TONNES_ROM]); 4)
03-NSR	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		PB_ROM	<No Filtering>	Double	REPORTE		ROUND((((Tonnes)*[PB]*[REC])/[TONNES_ROM]); 4)
04-COG	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		CU_ROM	<No Filtering>	Double	REPORTE		ROUND((((Tonnes)*[CU]*[REC])/[TONNES_ROM]); 4)
05-PHISICAL	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		AG_ROM	<No Filtering>	Double	REPORTE		ROUND((((Tonnes)*[AG]*[REC])/[TONNES_ROM]); 4)

Rule Name	Use	Write	Remove	Initialize	Initial Value	Attribute	Filter	Data Type	Group	Description	Formula
01-DIL_REC	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		NSR	<No Filtering>	Double	REPORTE		ROUND(15.51*[ZN_ROM]+14.49*[PB_ROM]+12.24*[AG_ROM]; 4)
02-TONNES_ROM	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							
03-NSR	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							
04-COG	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							
05-PHISICAL	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							

Rule Name	Use	Write	Remove	Initialize	Initial Value	Attribute	Filter	Data Type	Group	Description	Formula
01-DIL_REC	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		COG	DIS Activity Type: Tunnel	String			IF([NSR_ROM] >= 16.3; "Marginal"; "Waste")
02-TONNES_ROM	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		COG	DIS Activity Type: Solid	String			IF(AND([NSR_ROM] >= 16.3; [NSR_ROM] < 31.9); "Stopping"; "Waste")
03-NSR	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		COG	DIS Activity Type: Solid	String			IF(AND([NSR_ROM] >= 31.9; [NSR_ROM] < 61.6); "Marginal"; [COG])
04-COG	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		COG	DIS Activity Type: Solid	String			IF(AND([NSR_ROM] >= 61.6; [NSR_ROM] < 78); "Opex"; [COG])
05-PHISICAL	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		COG	DIS Activity Type: Solid	String			IF([NSR_ROM] >= 78; "Sustaining"; [COG])
	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		COG	<No Filtering>	String			IF([COG] = "0"; "Waste"; [COG])

Rule Name	Use	Write	Remove	Initialize	Initial Value	Attribute	Filter	Data Type	Group	Description	Formula
01-DIL_REC	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		LEVEL	<No Filtering>	Double			ROUND([ZM]; 0)
02-TONNES_ROM	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>		LEVEL	<No Filtering>	Double			[LEVELID]
03-NSR	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							
04-COG	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							
05-PHISICAL	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>							

Anexo 7

Atributos físicos de los diseños

Primary grouping attributes:		Other attributes to assign from graphics:		
Level	Field	Field	Allow Blanks	Add to graphics
1	Block	ACT_TYP	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
2	COD_ESTR	NOM_ESTR	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
3	DIRECCION	Dev_Typ	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
		LEVEL	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
		STOPENUM	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
		Raise_PSF	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>

Schedule field	Field type	Default	Legend bin	Model field	Calculation method
Volume	Volume		<None>		
Tonnes	Tonnes		<None>		
Density	Density		<None>		
Void Volume	Void Volume				
Meters	Tunnel Length				
Design Meters	Tunnel Design Length				
Start Meters	Tunnel Start Distance				
End Meters	Tunnel End Distance				
AG	Grade	0	<None>	AG	Mass Weighted
CU	Grade	0	<None>	CU	Mass Weighted
FE	Grade	0	<None>	FE	Mass Weighted
PB	Grade	0	<None>	PB	Mass Weighted
ZN	Grade	0	<None>	ZN	Mass Weighted

Anexo 8

Reglas para asignación de dependencias automáticas para avances

ID	Order	Method	From	To	Delay	Type	Reversible	Layer	Comment	Use
1	1	Spatial	Tun: PUMP	Tun: PUMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
2	2	Spatial	Tun: RAMP	Tun: RAMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
3	3	Spatial	Tun: SSEE	Tun: SSEE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
10	4	Spatial	Tun: RAMP	Tun: XCUT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
22	5	Spatial	Tun: RAMP	Tun: XCUT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
4	6	Spatial	Tun: XCUT	Tun: XCUT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
19	7	Spatial	Tun: XCUT	Tun: XCUT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
9	8	Spatial	Tun: XCUT_VENT	Tun: XCUT_VENT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
6	9	Spatial	Tun: RAMP	Tun: MBAY	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
7	10	Spatial	Tun: RAMP	Tun: PUMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
8	11	Spatial	Tun: RAMP	Tun: SSEE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
9	12	Spatial	Tun: RAMP	Tun: SUMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
11	13	Spatial	Tun: RAMP	Tun: XCUT_VENT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
12	14	Spatial	Tun: XCUT	Tun: MBAY	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
13	15	Spatial	Tun: XCUT	Tun: SUMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
14	16	Spatial	Tun: XCUT	Tun: SUMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
15	17	Spatial	Tun: XCUT	Tun: ORE_DRIVE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
16	18	Spatial	Tun: XCUT	Tun: XCUT_VENT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
20	19	Spatial	Tun: XCUT	Tun: XCUT_VENT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
17	20	Spatial	Tun: XCUT_VENT	Tun: RAISE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
18	21	Spatial	Tun: XCUT_VENT	Tun: RAISE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>
21	22	Spatial	Tun: XCUT_VENT	Tun: XCUT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev		<input checked="" type="checkbox"/>

Rule 1: Spatial Rule

Search origin: Predecessor

Predecessor - Tun: PUMP

Search position: Last

Link from position: Any

Successor - Tun: PUMP

Search position: First

Link to position: Any

Create dependencies between: Closest Task

Group activities by:

Spatial constraints

Search distance: Minimum: 0.0, Maximum: 6.0

Dependency length: 0.0, 100000.0

Vertical search constraint: Up And Down

Search direction

Search using: Azimuth: Do Not Use, Gradient: Do Not Use

Adjust search radius along primary axis

Radius divisors: X-axis: 1.00, Y-axis: 1.00, Z-axis: 1.00

Only create dependencies if the task polygons are overlapping or adjacent

Draw search volume: Selected only

OK Cancel

Anexo 9

Reglas para asignación de dependencias automáticas para pseudoflow en avances

ID	Order	Method	From	To	Delay	Type	Reversible	Layer	Comment	Use
1	1	Spatial	Tun: SUMP	Tun: RAMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
2	2	Spatial	Tun: SUMP	Tun: XCUT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
3	3	Spatial	Tun: MBAY	Tun: RAMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
4	4	Spatial	Tun: MBAY	Tun: XCUT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
5	5	Spatial	Tun: PUMP	Tun: RAMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
6	6	Spatial	Tun: SSEE	Tun: RAMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
7	7	Spatial	Tun: SSEE	Tun: RAMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
8	8	Spatial	Tun: XCUT_VENT	Tun: RAMP	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
9	9	Spatial	Tun: XCUT_VENT	Tun: XCUT	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>

Rule 1: Spatial Rule

Search origin: Predecessor

Predecessor - Tun: SUMP

Search position: First

Link from position: Last 1

Successor - Tun: RAMP

Search position: Any

Link to position: Step Nearest 5

Create dependencies between: Closest Task

Group activities by:

Spatial constraints

Search distance: Minimum: 0.0, Maximum: 6.0

Dependency length: Minimum: 0.0, Maximum: 100000.0

Vertical search constraint: Up And Down

Search direction

Search using: Azimuth: Do Not Use, Gradient: Do Not Use

Direction: 0.0, 0.0

Search range: 0.0, 0.0

Adjust search radius along primary axis

Radius divisors: X-axis: 1.00, Y-axis: 1.00, Z-axis: 1.00

Only create dependencies if the task polygons are overlapping or adjacent

Draw search volume Selected only

OK Cancel

Anexo 10

Reglas para asignación de dependencias automáticas de avances a tajos

Rule set task filter (all rules run on tasks matching selected filter): DIRECCION: UP

ID	Order	Method	From	To	Delay	Type	Reversible	Layer	Comment	Use
1	1	AttributeGroup	Tun: ORE_DRIVE	Sol: STOPE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_to_Stope		<input checked="" type="checkbox"/>
2	2	AttributeGroup	Tun: ORE_DRIVE	Sol: STOPE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Dev_to_Stope		<input checked="" type="checkbox"/>

Rule 1: Attribute Rule

Group tasks by:

Field: LEVEL, Block, COD ESTR

Task sorting and linking logic:

Field	Link From Type	Step	Step To	Sequential	Numeric Sort
STOPENUM	Max -> Max	0	0	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>

Use spatial constraints

Dependency length: Minimum: 0.0, Maximum: 99999.0

Select from defaults OK Cancel

Rule 2: Attribute Rule

Group tasks by:

Field: Block, COD ESTR

Task sorting and linking logic:

Field	Link From Type	Step	Step To	Sequential	Numeric Sort
STOPENUM	Max -> Max	0	0	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
LEVEL	Descending	1		<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>

Use spatial constraints

Dependency length: Minimum: 0.0, Maximum: 99999.0

Select from defaults OK Cancel

Anexo 11

Reglas para asignación de dependencias automáticas entre tajos

Rule set task filter (all rules run on tasks matching selected filter): DIRECCION: UP

ID	Order	Method	From	To	Delay	Type	Reversible	Layer	Comment	Use
1	1	AttributeGroup	Sol: STOPE	Sol: STOPE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Stope		<input checked="" type="checkbox"/>
2	2	AttributeGroup	Sol: STOPE	Sol: STOPE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Stope		<input checked="" type="checkbox"/>

Rule 1: Attribute Rule

Group tasks by:

Field	Numeric
LEVEL	<input checked="" type="checkbox"/>
Block	<input checked="" type="checkbox"/>
COD_ESTR	<input type="checkbox"/>

Task sorting and linking logic:

Field	Link From Type	Step	Step To	Sequential	Numeric Sort
STOPENUM	Descending	1		<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>

Use spatial constraints:

Dependency length: Minimum: 0.0 Maximum: 99999.0

Select from defaults OK Cancel

Rule 2: Attribute Rule

Group tasks by:

Field	Numeric
Block	<input checked="" type="checkbox"/>
COD_ESTR	<input type="checkbox"/>

Task sorting and linking logic:

Field	Link From Type	Step	Step To	Sequential	Numeric Sort
STOPENUM	Min -> Max	0	0	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
LEVEL	Ascending	1		<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>

Use spatial constraints:

Dependency length: Minimum: 0.0 Maximum: 99999.0

Select from defaults OK Cancel

Anexo 12

Reglas para asignación de dependencias automáticas entre avances y tajos para Pseudoflow

Rule set task filter (all rules run on tasks matching selected filter): DIRECCION: UP

ID	Order	Method	From	To	Delay	Type	Reversible	Layer	Comment	Use
1	1	VerticalOverlap	Tun: ORE_DRIVE	Sol: STOPE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Stope_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>
2	2	VerticalOverlap	Tun: ORE_DRIVE	Sol: STOPE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Stope_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>

Rule 1: Vertical Overlaps

Create from bottom to top (for example, dump)

Data type to test: Polygon

Percent solid height vertical tolerance: 50.0

Block must be above maximum elevation

Minimum overlap percent tolerance: 50.0

Maximum vertical link height: 12.0

Expand to simulate standoff distance: 5.0

Link from derived task: -

Link to derived task: -

Link to parent if derived task type does not exist

Group activities by: Block, COD_ESTR, LEVEL

OK Cancel

Rule 2: Vertical Overlaps

Create from bottom to top (for example, dump)

Data type to test: Polygon

Percent solid height vertical tolerance: 50.0

Block must be above maximum elevation

Minimum overlap percent tolerance: 50.0

Maximum vertical link height: 12.0

Expand to simulate standoff distance: 5.0

Link from derived task: -

Link to derived task: -

Link to parent if derived task type does not exist

Group activities by: Block, COD_ESTR

OK Cancel

Anexo 13

Reglas para asignación de dependencias automáticas de chimeneas a tajos para Pseudoflow

ID	Order	Method	From	To	Delay	Type	Reversible	Layer	Comment	Use
1	1	AttributeGroup	Tun: RAISE	Sol: STOPE	0d	FS	<input type="checkbox"/>	Raise_PSF		<input checked="" type="checkbox"/>

Rule 1: Attribute Rule

Group tasks by:

Field	Numeric
COD_ESTR	<input type="checkbox"/>
Raise_PSF	<input checked="" type="checkbox"/>

Task sorting and linking logic:

Field	Link From Type	Step	Step To	Sequential

Use spatial constraints

Dependency length: Minimum: 0.0 Maximum: 99999.0

Select from defaults OK Cancel

Anexo 14

Constantes usadas para los cálculos en Deswik Sched

Name	Type	Value	Group
Group: Cost			
COG_FLAG	Double	1	Cost
Dev_COG	Double	16.3	Cost
Dev_Dedline_Cost	Double	2113	Cost
Dev_Primary_Horizontal_Cost	Double	1682	Cost
Dev_Secundary_Cost	Double	1477	Cost
Dev_Vertical_Cost	Double	1595	Cost
Marginal_COG	Double	31.9	Cost
Opex_COG	Double	61.6	Cost
PSF_COG	Double	62.4	Cost
Stopping_COG	Double	16.3	Cost
Sustaining_COG	Double	78	Cost
Group: Factores_Dil_Rec			
DIL_Dev	Double	1.1	Factores_Dil_Rec
DIL_Stope	Double	1.25	Factores_Dil_Rec
REC	Double	0.95	Factores_Dil_Rec
Group: Revenue			
NSR_AG	Double	12.24	Revenue
NSR_PB	Double	14.49	Revenue
NSR_ZN	Double	15.51	Revenue

Anexo 15

Formulas usadas en Deswik Sched

Costos

Filter	Expression
DECLINE_DEV	[Meters_PSF]*[Dev_Dedline_Cost]
PRIMARY_HORIZONTAL_DEV	[Meters_PSF]*[Dev_Primary_Horizontal_Cost]
Fase = Secondary	[Meters_PSF]*[Dev_Secondary_Cost]
VERTICAL_DEV	[Meters_PSF]*[Dev_Vertical_Cost]
ACT_TYP = STOPE	[TONNES_PSF]*[PSF_COG]

Ingresos

Filter	Expression
<No Filtering>	[NSR_PSF]*[TONNES_PSF]

Utilidades

Filter	Expression
<No Filtering>	[Revenue]-[Cost]

Tonelaje

Filter	Expression
ACT_TYP = STOPE	[Tonnes]*(DIL_Stope)*(REC)
TOTAL_HORIZONTAL_DEV	[Tonnes]*(DIL_Dev)*(REC)

Leyes

Filter	Expression
ACT_TYP = STOPE	[ZN]/[DIL_Stope]
TOTAL_HORIZONTAL_DEV	[ZN]/[DIL_Dev]

Determinar atributo Pseudoflow Final

Filter	Expression
<No Filtering>	IF([PSF_Factor_Sustaining]>0.0;[PSF_Factor_Sustaining];IF([PSF_Factor_Opex]>0.0;[PSF_Factor_Opex];[PSF_Factor_Marginal]))

Activar Pseudoflow

Filter	Expression
<No Filtering>	IF([COG_FLAG]=1.0;1.0;IF([PSF_Factor_Final]>0.0;1.0;0.0))

Metraje de Avances

Filter	Expression
TOTAL_HORIZONTAL_DEV	IF([Active_PSF]=1.0;[Meters];0.0)
VERTICAL_DEV	IF([Active_PSF]=1.0;[Meters];0.0)

Calcular NSR y leyes post Pseudoflow

Filter	Expression
ACT_TYP = STOPE	IF([Active_PSF]=1.0;[NSR_ROM];0.0)
TOTAL_HORIZONTAL_DEV	IF(AND([Active_PSF]=1.0;[NSR_ROM]>=(Dev_COG));[NSR_ROM];0.0)

Calcular Desmonte post Pseudoflow

Filter	Expression
<No Filtering>	IF(AND([Active_PSF]=1.0;[TONNES_PSF]=0.0);[Tonnes]*(DIL_Dev)*(REC);0.0)

