



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**COMPARACIÓN DE LA METODOLOGÍA TRADICIONAL Y LA
PROGRAMACIÓN DIRECTA DE BLOQUES PARA LA
OPTIMIZACIÓN DE MINAS A CIELO ABIERTO EN UN
YACIMIENTO DE COBRE SKARN**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ELMER CCAHUANA YUCRA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2023



NOMBRE DEL TRABAJO

COMPARACIÓN DE LA METODOLOGÍA TRADICIONAL Y LA PROGRAMACIÓN DIRECTA DE BLOQUES PARA LA OPTIMIZACIÓN DE MINAS A CIELO ABIERTO EN UN YACIMIENTO DE COBRE SKARN

AUTOR

Elmer Ccahuana Yucra

RECuento DE PALABRAS

20232 Words

RECuento DE CARACTERES

100651 Characters

RECuento DE PÁGINAS

107 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

2.7MB

FECHA DE ENTREGA

Jul 3, 2023 6:54 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jul 3, 2023 6:55 PM GMT-5

● **18% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos es:

- 17% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 6% Base de datos de trabajos entregados
- 4% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref




Arturo Rafael Chayba Rodriguez
INGENIERO DE MINAS
CIP 100226

Resumen



DEDICATORIA

Querida madre, Casilda Yucra: no puedo encontrar las palabras adecuadas para agradecerte todo lo que has hecho por mí a lo largo de mi vida. Tu sacrificio, apoyo incondicional y amor han sido fundamentales para mi formación personal y profesional. Gracias por motivarme, por ser mi ejemplo de fortaleza y por estar siempre a mi lado, incluso en los momentos más difíciles. Esta tesis es solo una pequeña muestra de todo lo que he logrado gracias a ti. Te dedico con todo mi corazón este logro, en reconocimiento a tu infinito amor y dedicación.

También quiero agradecer a mis hermanos por su apoyo constante, por su motivación incondicional y por la confianza que siempre han tenido en mí. Gracias por ayudarme a alcanzar mis objetivos, por inculcarme valores importantes y por enseñarme a insistir y persistir en todo momento.

Por último, quiero dedicar esta tesis a la memoria de mi padre y mis hermanos, quienes me inspiraron a estudiar. Agradezco su motivación, disciplina, los cuales me ayudaron a formar una base sólida en mi formación académica y personal

Sin el amor, el apoyo y la motivación de todas estas personas especiales, este logro no hubiera sido posible. Por eso, les dedico con todo mi corazón esta tesis

Elmer Ccahuana,



AGRADECIMIENTOS

Quiero expresar mi profundo agradecimiento a Dios por haberme brindado la oportunidad de estudiar en la Universidad y por haberme bendecido con el éxito académico.

También quisiera agradecer a la Universidad Nacional del Altiplano y a la Facultad de Ingeniería de Minas por su excelente educación y por brindarme las herramientas necesarias para mi formación profesional.

Agradezco especialmente a la Universidad de Chile y al Laboratorio Delphos por su motivación y apoyo en el área de investigación de planificación minera y el auspicio para el desarrollo de este trabajo, lo cual ha sido fundamental para mi crecimiento profesional.

No podría dejar de mencionar a los ingenieros Walter Chura, Christian Mollinedo, Jorge Lozano y Filiberto Mamani, cuya experiencia, conocimiento, inspiración y motivación han sido esenciales en mi desarrollo profesional.

Por último, quiero expresar mi gratitud a la Universidad Nacional del Altiplano (VRI-UNAP) y al MINEDU por su valioso financiamiento en el desarrollo de este proyecto. Gracias por hacer posible la realización de este trabajo.

Elmer Ccahuana,



ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ANEXOS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 13

ABSTRACT..... 14

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... 15

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 15

1.2.1. Problema General 15

1.2.2. Problemas Específicos 15

1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN 16

1.3.1. Hipótesis General 16

1.3.2. Hipótesis Específicas 16

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN 16

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... 17

1.5.1. Objetivo General 17

1.5.2. Objetivos Específicos 17

CAPÍTULO II

REVISION DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE INVESTIGACIÓN..... 18



2.2. MARCO TEÓRICO	21
2.2.1. Metodología Tradicional	21
2.2.2. Tajos anidados.....	22
2.2.3. Tajo Final	23
2.2.4. Selección de Fases.....	25
2.2.5. Diseño de Fases Operativos	26
2.2.6. Plan de Producción.....	27
2.2.7. Algoritmo de Lerchs & Grossmann	28
2.2.8. Programación Directa de Bloques (DBS)	32
2.2.9. La Heurística TopoSort	34
2.2.10. Simsched (DBS).....	37
2.2.11. Softwares para la Optimización	41

CAPÍTULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1. MATERIAL DE ESTUDIO	50
3.1.1. Modelo de Bloques	50
3.1.2. Valorización del Modelo	54
3.1.3. Parámetros Geotécnicos	56
3.2. METODOLOGÍA	58
3.3. TIPO DE INVESTIGACIÓN	59
3.4. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.....	59
3.5. VARIABLES	60
3.5.1. Variables Independientes	60
3.5.2. Variables Dependientes	60
3.6. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	60
3.6.1. Población.....	60
3.6.2. Muestra.....	61



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. FACTORES DE OPTIMIZACIÓN EN LA METODOLOGÍA TRADICIONAL EN LA OPTIMIZACIÓN.....	62
4.1.1. Selección del Tajo Final.....	62
4.1.2. Generación de Tajos Anidados	63
4.1.3. Selección de Fases.....	65
4.1.4. Plan de Producción.....	65
4.2. EFICIENCIA DE LA PROGRAMACIÓN DIRECTA DE BLOQUES EN LA OPTIMIZACIÓN	68
4.2.1. Instancia DBS de Doppler (BOS2M)	68
4.2.2. DBS Simsched	73
4.2.3. Resultado de la Eficiencia de la Programación Directa de Bloques	78
4.3. NIVEL DE OPTIMIZACIÓN DE LAS METODOLOGÍAS ANALIZADAS PARA MINAS A CIELO ABIERTO	78
4.3.1. Comparación del Plan de Producción	83
4.3.2. Comparación del VAN.....	85
4.4. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS	87
4.5. DISCUSIÓN	88
V. CONCLUSIONES.....	90
VI. RECOMENDACIONES	92
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	93
ANEXOS.....	96

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Diseño y Planeamiento en Minería

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 7 de julio del 2023



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Actividades para la Optimización con la Metodología Tradicional.....	21
Figura 2	Tajos Anidados a Diferentes Factores de Precio (Revenue Factor).....	23
Figura 3	Secuencias de extracción Best case y Worst case	25
Figura 4	Selección de Fases de Minado	26
Figura 5	Plan de Producción.....	28
Figura 6	Cierre de un Grafo.....	29
Figura 7	Grafo Ficticio y Arcos.....	30
Figura 8	Actividades en la Programación Directa de Bloques	33
Figura 9	Representación Bidimensional de una Mina.....	35
Figura 10	Secuencia de extracción factible	35
Figura 11	Superficies para Definir los Periodos de Extracción - Simsched DBS	39
Figura 12	Secuencias de extracción Best case y Worst case en Whittle	43
Figura 13	Best Case - Worst Case	44
Figura 14	Diagrama de Flujo de Proceso Whittle	46
Figura 15	Jerarquía de las restricciones de Simsched DBS.....	47
Figura 16	Diagrama de Simsched DBS	48
Figura 17	Vista en Planta del Modelo de Bloques en 3D.....	52
Figura 18	Vista lateral Izquierdo del modelo de bloques en 3D	53
Figura 19	Vista lateral Derecho del modelo de bloques en 3D	53
Figura 20	Costo Mina Real.....	56
Figura 21	Sectores Geotécnicos del Modelo de Bloques	57
Figura 22	Tajos Anidados - Vista en Planta	63
Figura 23	Tajos Anidados - Vista en NS	64
Figura 24	Tajos Anidados.....	64
Figura 25	Selección de Fases de Minado	65
Figura 26	Valor por Periodo - Whittle.....	67
Figura 27	Ley de Extracción - Whittle	68
Figura 28	Periodos de Extracción BOS2M - Vista en Planta.....	70
Figura 29	Periodos de Extracción BOS2M - Vista en Sección A A”.....	70
Figura 30	Valor por Periodo - BOS2M	72
Figura 31	Ley de Extracción del Mineral – BOS2M.....	73
Figura 32	Límite del Tajo Final - Simsched.....	74



Figura 33 Periodos de Extracción - Simsched.....	75
Figura 34 Plan de Producción - Simsched.....	77
Figura 35 Ley de Extracción del Mineral - Simsched.....	77
Figura 36 Comparación Geométrica de Tajo Final NS - E501800	81
Figura 37 Comparación Geométrica de Tajo Final NS - E 501700	81
Figura 38 Comparación Geométrica de Tajo Final NS - E501425	82
Figura 39 Comparación Geométrica de Tajo Final EW - N 8001125.....	82
Figura 40 Comparación del Plan de Producción	84
Figura 41 Comparación del Valor Descontado por Periodo.....	85
Figura 42 Valor Acumulado por Periodo	86
Figura 43 Curva Tonelaje Ley del Modelo de Bloques (Cu)	98
Figura 44 Curva Tonelaje Ley del Modelo de Bloques (Ag - Au).....	98



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Dimensiones del Modelo de Bloques	51
Tabla 2 Variables del Modelo de Bloques	51
Tabla 3 Parámetros Económicos.....	54
Tabla 4 Recuperaciones del Metal.....	55
Tabla 5 Costo Incremental - Banco	55
Tabla 6 Sector Geotécnico	56
Tabla 7 Variables Dependientes	60
Tabla 8 Optimización de Tajo a Revenue Factor 1.....	63
Tabla 9 Plan de Producción Whittle - Best Case	66
Tabla 10 Extracción Total del Tajo Final - DBS BOS2M.....	69
Tabla 11 Plan de Producción - BOS2M.....	71
Tabla 12 Extracción Total del Tajo Final - Simsched	75
Tabla 13 Plan de Producción por Periodo - Simsched.....	76
Tabla 14 Eficiencia de la Metodología DBS	78
Tabla 15 Comparación de Optimización DBS BOS2M a LG Whittle	79
Tabla 16 Comparación de Optimización DBS Simsched a LG Whittle.....	79
Tabla 17 Comparación de Optimización DBS Simsched a DBS BOS2M	80
Tabla 18 Comparación de Extracción de Material y el Valor	83
Tabla 19 Comparación de la Ley de Extracción por Periodo	84



INDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Histograma de las Variables del Modelo de Bloques	96
Anexo 2. Curva Tonelaje Ley.....	98
Anexo 3. Valorización de Modelo de Bloques en Python 3.9.....	99
Anexo 4. Reporte de los Tajos Anidados de Whittle	101
Anexo 5. Periodos de Extracción de BOS2M	103
Anexo 6. Periodos de Extracción con software Simsched DBS.....	106



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

Cu	: Ley de Cobre (%)
Ag	: Ley de Plata (ppm)
Au	: Ley de Oro (ppm)
LG	: Algoritmo de Lerchs y Grossman
DBS	: Algoritmo basado Programación Directa de Bloques
VAN	: Valor Actual Neto
PL	: Programación Lineal
Ppm	: Unidad de medida en partes por millón
g	: Unidad de medida en gramos
ton	: Unidad de medida en tonelada
m	: Unidad de medida metro
USD o \$: Dólares americanos
Lb	: Unidad de medida en libras
%	: Porcentaje
m ³	: Unidad de medida en metros cúbicos
REM	: Relación de desmonte/ mineral
MU\$: Millones de dólares americanos
Mt	: Millones de toneladas
SG	: Densidad
PTOPO	: Porcentaje de topografía (%)
Whittle	: Software para optimización basado en LG
Doppler	: Software para optimización basado en DBS
Simsched	: Software para optimización basado en DBS



RESUMEN

El objetivo de esta investigación es determinar la metodología adecuada para la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn, comparando la metodología tradicional y la programación directa de bloques. La investigación es de tipo básico, con un diseño descriptivo cuantitativo que busca comparar la optimización de cada metodología y su rendimiento en términos de VAN. Se utiliza la optimización de tajo mediante la metodología tradicional para definir el tajo, tajos anidados, selección de fases y el plan de producción; y la programación directa de bloques para definir el tajo final y generar directamente el plan de producción. Las herramientas de optimización utilizadas son Whittle para la metodología tradicional basada en LG, y DBS Simsched y BOS2M de Doppler para la metodología de programación directa de bloques. El estudio de caso se llevó a cabo en el modelo de bloques de un yacimiento de cobre skarn. La conclusión indica que la metodología DBS es más adecuada y realista en comparación con la metodología tradicional LG para la optimización, ya que considera tanto el valor del dinero en el tiempo como las restricciones de capacidad. La evaluación comparativa de los resultados en términos de VAN indica que DBS Simsched supera a LG en 3.8%, y a DBS BOS2M en un 4.9%. Cada caso de optimización presenta un rendimiento y comportamiento diferenciado, y DBS Simsched logra generar un plan de producción en 11 periodos, mientras que DBS BOS2M y LG de Whittle lo hacen en 13 periodos. A pesar de que DBS obtiene una menor extracción de mineral en comparación con LG, su VAN es superior. Además, se observaron variaciones geométricas considerables de hasta 50 metros en algunos sectores.

Palabras Clave: Valor Actual Neto, Algoritmo, Plan de Producción, Programación Directa de Bloques, Periodo de Extracción



ABSTRACT

The objective of this research is to determine the appropriate methodology for open-pit mine optimization in a copper skarn deposit, comparing the traditional methodology with block scheduling. The research is of a basic nature, with a quantitative descriptive design that aims to compare the optimization of each methodology and its performance in terms of Net Present Value (NPV). The traditional methodology is used for pit optimization, which involves defining the ultimate pit, nested pits, phase selection, and the production plan. On the other hand, block scheduling is employed to determine the final pit and directly generate the production plan. The optimization tools used are Whittle for the traditional LG-based methodology, and DBS Simsched and BOS2M by Doppler for the block scheduling methodology. The case study was conducted on the block model of a skarn copper deposit. The conclusion indicates that the DBS methodology is more suitable and realistic compared to the traditional LG methodology for optimization, as it considers both the time value of money and capacity constraints. The comparative evaluation of results in terms of NPV indicates that DBS Simsched outperforms LG by 3.8% and DBS BOS2M by 4.9%. Each optimization case presents distinct performance and behavior, with DBS Simsched generating a production plan in 11 periods, while DBS BOS2M and LG Whittle do so in 13 periods. Despite DBS yielding a lower mineral extraction compared to LG, its NPV is higher. Additionally, significant geometric variations of up to 50 meters were observed in certain sectors.

Keywords: Net Present Value, Algorithm, Production Plan, Direct Block Scheduling, Extraction time.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La optimización en minas a cielo abierto ha sido históricamente basada en la metodología tradicional, la cual se ha mecanizado y se ha incorporado en los softwares de optimización de la industria. Sin embargo, no se conoce de manera exhaustiva cómo afecta y se relaciona esta metodología en la optimización de minas a cielo abierto, ni se tiene un conocimiento completo del funcionamiento del algoritmo utilizado para llegar a sus resultados, lo cual puede llevar a una menor eficiencia en la optimización. Además, la metodología tradicional no podría asegurar planes de producción óptimos al no integrar las restricciones de capacidad de la mina, la planta y el valor del dinero en el tiempo. La generación de tajos anidados no garantiza el cumplimiento de condiciones importantes en la planificación minera, tales como la relación entre el desmonte y el mineral, ley media entre tajos o fases (Vergara, 2020). Por otro lado, la metodología tradicional basada en LG presenta limitaciones en la optimización de minas a cielo abierto, ya que se basa en la premisa de extracción de todos los bloques en el mismo instante de tiempo (Campos da Mata et al, 2021), lo cual puede afectar la eficiencia y el valor.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema General

¿Cuál es la diferencia comparativa entre la metodología tradicional y la programación directa de bloques en la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cómo influyen los factores de optimización en la metodología tradicional para la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn?



- ¿Es eficiente la programación directa de bloques en la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn?
- ¿En qué medida varía el nivel de optimización al utilizar la programación directa de bloques y metodología tradicional en minas a cielo abierto en el yacimiento de cobre skarn?

1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Hipótesis General

La programación directa de bloques es superior en comparación con la metodología tradicional en la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.

1.3.2. Hipótesis Específicas

- Los factores de optimización influyen en la efectividad de la metodología tradicional para la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.
- La programación directa de bloques presenta una mejora significativa en la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn
- La programación directa de bloques mejora el nivel de optimización a diferencia de la metodología tradicional en minas a cielo abierto de un yacimiento de cobre skarn

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

- El estudio de caso surge de la necesidad de comprender el impacto del uso de diferentes metodologías de optimización en la planificación de minas a cielo abierto, la cual juega un rol fundamental en el negocio minero, ya que tiene un impacto directo en el valor y los factores que inciden en la obtención del mejor valor del negocio. Además, se ha observado en varios casos que las restricciones



operativas de mina, planta y temporalidad no se consideran en la optimización y la secuencia que permita mejorar el valor.

- El estudio de caso que se llevará a cabo será una herramienta valiosa para mejorar y compartir conocimientos a través de información técnica en la planificación de minas a cielo abierto, lo que será beneficioso tanto para la industria como para la academia.
- La presente tesis contribuirá al crecimiento profesional del autor en el área de planificación minera y mejorará sus conocimientos en la materia.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Objetivo General

Determinar la metodología adecuada para la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.

1.5.2. Objetivos Específicos

- Determinar los factores de optimización que influyen al utilizar la metodología tradicional en la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.
- Evaluar la eficiencia de la programación directa de bloques en la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.
- Evaluar el nivel de optimización de las metodologías analizadas para minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.



CAPÍTULO II

REVISION DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE INVESTIGACIÓN

Según Castillo, (2009) en su tesis de la Universidad de Chile, Santiago, Chile, con el objetivo de evaluar la verosimilitud y robustez de los softwares de optimización basados en la metodología tradicional, mediante una metodología descriptiva simple. Se concluyó que la metodología basada en LG presenta dependencia del plan de producción con las fases y que la selección se realiza de manera manual, lo que puede resultar en errores y depender de la experiencia del planificador. Además, la generación de los tajos anidados está disminuida entre sí, lo que complica la selección de fases.

Asimismo, Morales et al, (2015) en su investigación de la Universidad de Chile, Santiago, Chile, compararon la metodología tradicional basada en LG con el DBS, con el fin de maximizar el VAN del proyecto sujeto a capacidad y restricción operacional. Los resultados obtenidos indican que la metodología tradicional es más compleja debido al proceso de selección de fases, y que el rendimiento en términos de VAN no difiere mucho entre la metodología LG y DBS. Además, el DBS no requiere la realización de tajos anidados y selección de fases, aunque la geometría de los tajos optimizados puede presentar diferencias considerables.

Adicionalmente, Garcia, (2017) en su investigación en la Convección Minera 33, Perú, con el objetivo de mejorar el valor del negocio minero mediante la incorporación del tiempo en la generación de tajos anidados utilizando la metodología tradicional. Los resultados indicaron que la consideración del tiempo puede mejorar el VAN de la mina en un 5% y hacer que la solución para la búsqueda de las mejores geometrías de las fases de minado sea más dinámica, mejorando así la calidad de los planes y permitiendo encontrar el mayor VAN.



De la misma forma, Canales, (2018) en su de tesis de la Universidad de Chile, Santiago, Chile, con el objetivo de evaluarlas diferencias económicas de la metodología tradicional con la metodología DBS de tipo descriptiva correlacional simple. Donde concluye que la metodología DBS no presenta una mejora significativa en el VAN en comparación con la metodología tradicional (+5%). Sin embargo, el DBS resultó más efectivo en términos de direccionamiento del minado, secuencia de extracción, diseño y distribución de fases, permitiendo alcanzar zonas de mineral que la metodología LG no logró. Además, el DBS demostró una disminución en los costos operacionales y en la cantidad de equipos requeridos al generar distancias mínimas.

Del mismo modo, Vergara, (2020) en su de tesis de la Universidad de Chile, Santiago, Chile, con el objetivo de comparar las metodologías de optimización tradicional y DBS mediante la comparación analítica de tipo descriptivo correlacional simple. Los resultados indicaron que la metodología DBS tiene un impacto en el tiempo del flujo de caja, logrando equilibrar los ritmos de producción y amortiguando la capacidad de minado y la baja ley del mineral. Además, se observó un mejor control de la razón estéril/mineral y un cumplimiento más efectivo de las restricciones de capacidad, alimentación a planta y producción. En cuanto al rendimiento en términos de VAN, la metodología DBS presentó resultados similares a la metodología Milawua de LG, pero en un menor tiempo de optimización.

Según Cerchiaro et al, (2020) en su investigación de la Universidad Nacional de Colombia, Medellín, con el objetivo de comparar la metodología tradicional de LG y la metodología DBS para la evaluación económica y el agendamiento de proyectos minero a través de la comparación descriptiva simple. Concluye que la metodología DBS mostró un VAN considerablemente mayor que la metodología tradicional de LG, lo que sugiere que es óptima para la optimización de proyectos mineros. Además, sostiene que el DBS



requiere una mayor cantidad de parámetros de entrada relacionados directamente con técnicas y económicas para maximizar la rentabilidad de un proyecto minero, ya que el valor del VAN puede ser bajo en relación a las altas inversiones que requiere un proyecto minero.

Finalmente, Campos da Mata et al, (2021) en su tesis de la Universidade Federal de Minas Gerais, Brazil, con el objetivo de incluir variables operacionales en el DBS para maximizar el VAN, de tipo descriptivo simple que sustenta la importancia de incluir variables geometalúrgicas en la metodología DBS debido a su flexibilidad para la optimización, logrando encontrar para el escenario I un VAN acumulado de 84,65 MUSD considerando la recuperación de proceso constante, mientras que los escenarios II y III considera la recuperación de proceso variable que dieron lugar a un VAN inferior en un 6,64 % y un 2,92 %, respectivamente.

2.2. MARCO TEÓRICO

2.2.1. Metodología Tradicional

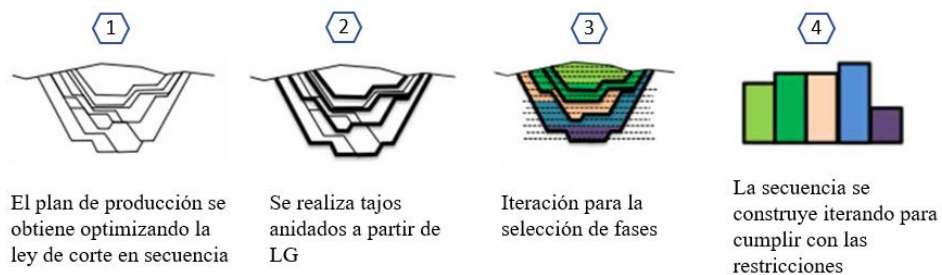
La metodología tradicional de Lerchs & Grossman, (1965), en la actualidad es la más utilizada para la optimización de minas a cielo abierto que comprende un grupo de etapas como se muestra en la Figura 1, considerando principalmente el modelo de bloques, que contiene información de volumen, densidad, tonelaje y ley de mineral con valor económico, y deben considerar los parámetros geotécnicos para el diseño (ángulos, ancho mínimo operacional y la dimensión del fondo de tajo) y las variables económicas (precios, costos, tasa de descuento).

Whittle, (1998) en su metodología inicia con modelo de bloques y sus etapas de solución se resumen en:

- Generación de tajos anidados (valorización económica)
- Definición del tajo final
- Definición de fases (no operativas) y construcción del plan de producción
- Diseño de fases operativas
- Optimización del plan de producción

Figura 1

Actividades para la Optimización con la Metodología Tradicional



Fuente: Figuras extraídas de (Morales et al, 2015)

2.2.2. Tajos anidados

Lerchs & Grossman, (1965) en su metodología calcula los tajos anidados siendo múltiples tajos como se muestra en la Figura 2 que a un valor del bloque ajustado se contrae o usando un parámetro λ , donde cada tajo anidado tiene un beneficio asociado, tomando como base el modelo de bloques valorizado, y el beneficio de cada uno de los bloques, se entiende como la diferencia entre el valor generado al extraer el total de un bloque y los costos asociados a su extracción y su posterior procesamiento. Loor, (2020) contribuye una ecuación para generar los tajos anidados que multiplica el precio del metal por un factor $\lambda \in [0,1]$, conocido como “*revenue factor*” o factor multiplicador.

De la ecuación:

$$B_b = [(P * \lambda - Cv)R * y_b - (Cm + Cp)]ton_b \quad (1)$$

B_b = Beneficio del bloque

P = Precio del metal

λ = Revenue factor

Cv = Precio de venta

R = Recuperación metalúrgica

y_b = Ley del mineral

Cm = Costo mina

Cp = Costo planta

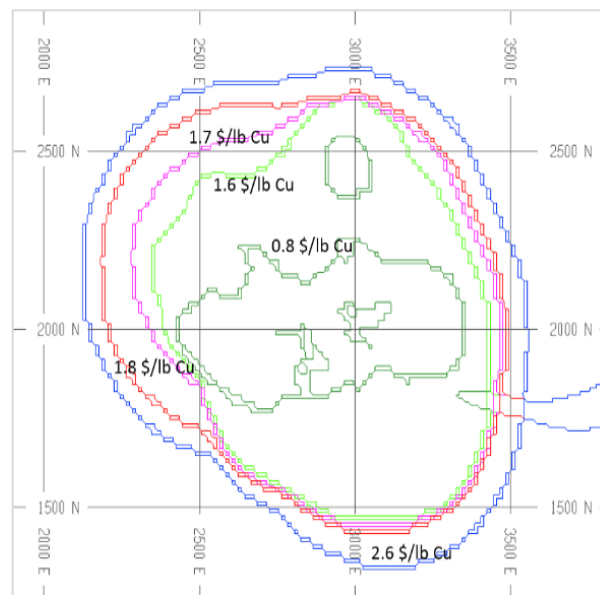
ton_b = Tonelaje del bloque

Lerchs & Grossman, (1965), muestra que al considerar una secuencia incremental de parámetros se puede encontrar una solución óptima, entonces, para obtener un conjunto de valores incrementales, se genera una secuencia de N° *revenue factors* $0 < \lambda_1 < \lambda_2, \dots, < \lambda_N \leq 1$, para cada uno se genera un tajo anidado

como se ve en la Figura 2 respetando la restricción de precedencia. Sin embargo, Loor, (2020) indica que los tajos anidados que se generan al multiplicar P por un factor menor tendrán mayor beneficio que aquellos multiplicados por un factor más alto, los tajos con mayor valor deben ser secuenciados primero.

Figura 2

Tajos Anidados a Diferentes Factores de Precio (Revenue Factor)



Nota. la figura muestra tajos anidados a diferentes factores de precio del Cu

Fuente: Figura extraída de (Garcia, 2017).

2.2.3. Tajo Final

La definición del tajo final se deriva de los tajos anidados. Por lo tanto, es fundamental realizar una evaluación económica para calcular el valor presente neto aproximado del proyecto, entonces, se definen parámetros económicos, tasa de descuento, ritmos de producción y extracción para la evaluación, y se concretan secuencias de extracción denominadas como “*Best Case*” y “*Worst Case*” como se muestra en la Figura 3; la primera corresponde a una extracción de tajo a tajo, mientras que la segunda consiste en una extracción banco a banco (Nelis, 2016).



Según Nelis, (2016) explica los conceptos de “*Best Case*” y “*Worst Case*” de la siguiente manera:

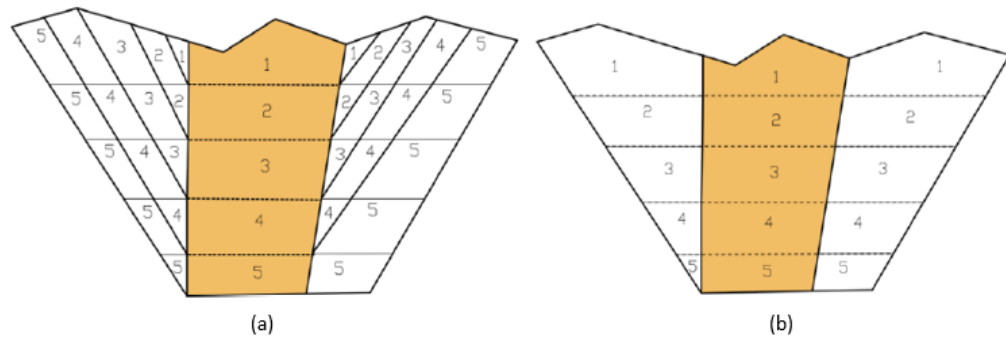
- **Base case:** es una secuencia que inicia con una extracción temprana del mineral, generando altos retornos iniciales, pero no es posible extraer debido a que no presenta espacios mínimos requeridos para su desarrollo, sin embargo, nos da una idea del valor final y así analizar los impactos al incorporar restricciones al plan de producción.
- **Worst case:** es la peor secuencia posible, debido a la gran cantidad de material estéril que se extrae inicialmente, retrasando la extracción del mineral y, por lo tanto, también los ingresos.

Al analizar los dos casos se debe definir el tajo final, enfocada en los objetivos de la compañía y el criterio del planificador; enfocados principalmente en (Suarez, 2017):

- Alcanzar el máximo valor de VAN
- Cantidad de material a ser extraído
- Razón de estéril/mineral
- Vida de la mina
- Variación de precios y costos
- Recuperaciones

Figura 3

Secuencias de extracción Best case y Worst case



Nota. (a) Best case y (b) Worst case asociado a los periodos de extracción. Fuente: (Loor, 2020)

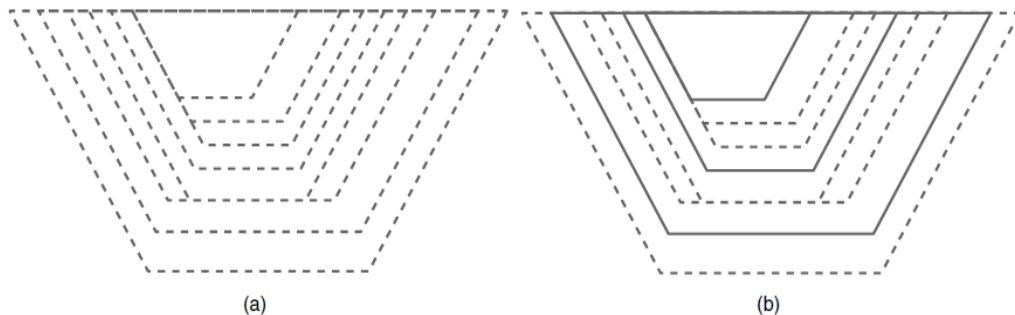
2.2.4. Selección de Fases

En la actualidad, la selección de fases de minado se realiza de manera manual por los expertos en planificación minera, utilizando una serie de técnicas sobre los tajos anidados obtenidos mediante la metodología de Lerchs & Grossman, (1965), que corresponde a una partición del tajo final que permite orientar la secuencia de extracción y controlar el diseño como se muestra en la Figura 4; y finalmente la secuencia de producción, entonces, se utiliza la selección de los tajos anidados para definir las fases considerando los siguientes criterios:

- Minimizar la diferencia de tonelaje y valor entre las fases seleccionadas, para controlar el problema del gap (Meaghera et al., 2014)
- REM similar entre fases para cumplir con las limitaciones y requisitos de la planta de proceso (Loor, 2020)
- El tamaño de las fases que cumplan con un ancho operativo mínimo (Hustrulid et al., 2013).

Figura 4

Selección de Fases de Minado



Nota. En (a), se define una secuencia de tajos anidados. En (b), se definen las fases seleccionando un subconjunto de tajos anidados. Fuente: Figuras extraídas de (Chicoisne et al., 2012)

La investigación realizada por Jélvez et al. (2018) indica que el procedimiento de selección de fases presenta importantes limitaciones, tales como:

- No garantizar una distribución adecuada de tonelajes de mineral y desmonte entre las fases, lo que podría afectar la secuencia de extracción
- No considerar la incertidumbre de la ley in situ.
- Ser una decisión subjetiva del planificador la selección de fases.

2.2.5. Diseño de Fases Operativos

El diseño de fases es un componente clave para el proceso de secuenciamiento de la mina, siendo fundamental para el diseño final de la misma y el beneficio obtenido, las fases se utilizan como guía para la subsiguiente fase de secuencia de la producción temporal, definiendo dónde comienza el proceso de extracción y dónde se detiene, además, garantiza la seguridad de las paredes del tajo, así como ayudar a cumplir los requisitos de producción de mineral y



proporcionan el ancho mínimo operativo para acomodar los equipos de minería y los diferentes accesos a la mina, y entre otras actividades (Jélvez et al., 2018)

Las fases de producción deben cumplir los criterios geo-mecánicos y geométricos de diseño previamente establecidos. Según Hustrulid et al. (2013) para determinar los parámetros geométricos se debe tener en consideración los siguientes aspectos:

- Las tasas máximas de extracción de mineral y estéril para cada fase.
- El tamaño y tipo de equipo que se utilizará, estos equipos se definen en base a los ritmos de extracción y producción requeridos.
- Ángulos entre rampas y pendientes finales.

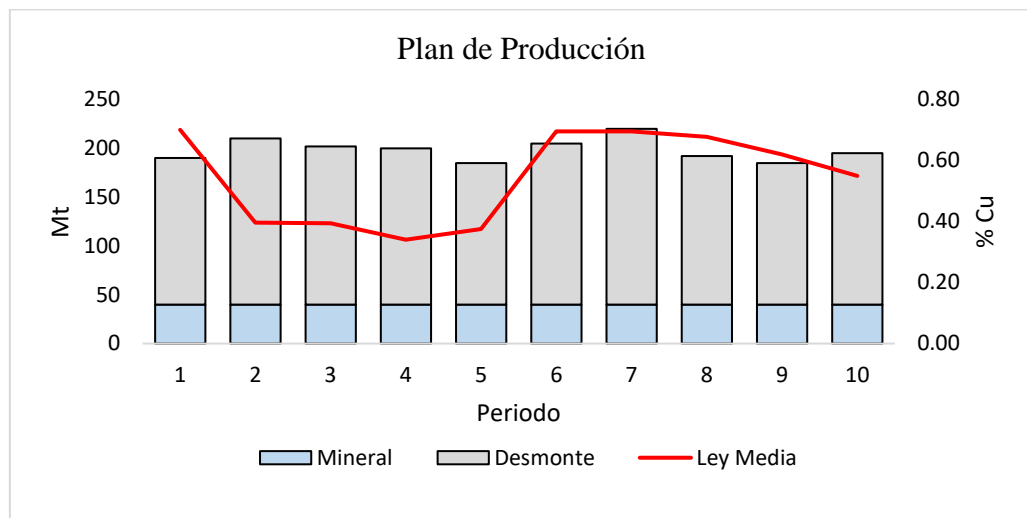
En lo posible, se debe garantizar que la extracción de una fase comience antes de que se termine la extracción de la fase inmediatamente anterior, con el fin de asegurar la producción de mineral (Morales, 2018).

2.2.6. Plan de Producción

El plan de producción se genera a partir de la definición de fase-banco buscando secuenciar la extracción del mineral en el tiempo, resolviendo el problema espacial (cantidad a extraer) y temporal (cuando extraer). Un plan de producción permite conocer cuántas toneladas serán extraídas y procesadas por cada periodo como muestra la Figura 5, además, reporta una magnitud asociada del valor, y la ley media del mineral de interés (Morales, 2018). También, se aplica ciertas restricciones como: capacidades de extracción, tasa de descuento y distancias mínimas y máximas existentes entre bancos para dar inicio a la siguiente fase.

Figura 5

Plan de Producción



Nota. La figura muestra la extracción de mineral y desmorte en cada periodo.

Fuente: Propia

La metodología tradicional puede presentar limitaciones significativas, como el problema de brecha o "gap", que se refiere a diferencias considerables en tamaño entre fases consecutivas. Este problema puede generar diseños poco prácticos en términos de maximización del VAN, afectando la distribución de tonelajes tanto de mineral como de estéril entre fases, lo que a su vez impacta en su posterior planificación (Meaghera et al., 2014)

2.2.7. Algoritmo de Lerchs & Grossmann

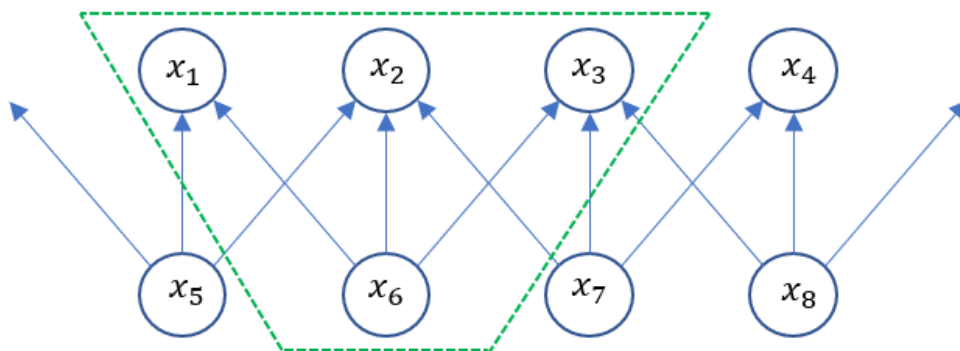
El algoritmo de Lerchs & Grossman, (1965), se centra en definir el tajo final para maximizar la diferencia entre el valor total del mineral extraído y el costo total de extracción del mineral y desmorte. Las únicas restricciones se refieren a la geometría del tajo, el talud de las paredes del tajo no debe superar determinados ángulos que pueden variar con la profundidad del tajo o con el material. Es necesario destacar, el algoritmo se basa en la construcción de tajos

anidados con el uso de un factor de ingresos que modula el tamaño de los tajos penalizando el precio en la valoración del bloque Morales et al., (2015)

Según Meaghera et al, (2014), la metodología propuesta por Lerchs & Grossman define el tajo final usando la teoría de grafos donde un grafo dirigido $G = (V, A)$ tal que, un nodo en el grafo representa un bloque en el modelo de bloques y un arco se dirige desde el nodo $x_i \in V$ a un nodo $x_j \in V$ si el bloque aparentado por el nodo x_i debe ser eliminado antes del bloque que representa el nodo x_j (debido a la precedencia del ángulo), así mismo, posible asignar el peso c_i al nodo x_i , donde c_i es el valor económico del bloque que representa x_i , entonces, el problema de descubrir un tajo final es equivalente a acertar lo que se conoce como un cierre de grafo máximo en G (cierre de grafo), donde, es un subconjunto $V' \subset V$ del conjunto de nodos, tal que ninguna arista va de un nodo en V' a un nodo en $V - V'$.

Figura 6

Cierre de un Grafo



Nota. x_1, \dots, x_8 representa los bloques del modelo de recursos

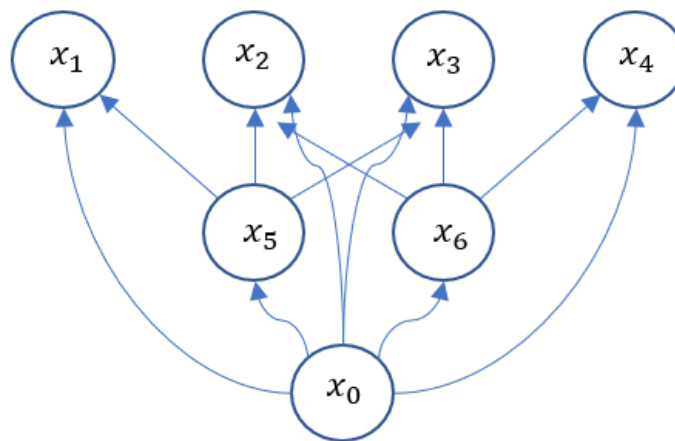
Fuente: Figura referenciada de (Meaghera et al, 2014)

La definición de un cierre del grafo en G figura un tajo físicamente factible considerando la restricción del ángulo o pendiente, a partir de un conjunto de nodos dentro de los límites del tajo, entonces, se induce que existe una

correspondencia uno a uno entre los diseños de límites de factibles y los cierres de grafos. Por lo tanto, el cierre de grafo de peso máximo es el cierre de grafo $V' \subset V$ tal que es maximizado. $\sum_{v \in V'} c_v$ que corresponde a los límites del tajo definitivo.

Figura 7

Grafo Ficticio y Arcos



Nota. Grafo G con el nodo ficticio x_0 y arcos adicionados desde el nodo ficticio x_0 a todos los demás nodos.

Fuente: Figura referenciada de (Meaghera et al, 2014)

El algoritmo de Lerchs & Grossman, (1965), consiste inicialmente en asumir un nodo inicial x_0 al grafo G con arcos dirigidos a cada nodo, y se denomina árbol a un bosque conectado con aristas no dirigidas, además, un árbol de expansión T de G es un subgrafo de G en el conjunto de nodos $V(G)$ tal que las aristas del árbol de expansión son un subconjunto de las aristas de G y T es un árbol. Una rama v_b se define como el subárbol del árbol de expansión enraizado en el hijo v de x_0 , la masa de una rama es la suma de todos los pesos de los nodos de la rama y se denomina fuerte si su masa es positiva y débil en caso contrario.

Luego, según (Meaghera et al, 2014) un nodo se designa débil si es miembro de una rama débil (w) y fuerte si es miembro de una rama fuerte (s), así



mismo, los arcos se nominan positivos (p) si se alejan de la raíz x_0 del árbol y negativo (m) si se aproximan, además, un arco sostiene el conjunto de nodos que se desconectarán de la raíz si el arco se suprime del árbol de expansión, por ende, los arcos positivos que soportan una rama con masa total como " ps ", de lo contrario es " pw ", también, denota " mw " para un arco negativo que soporta una rama fuerte y " ms " para un arco negativo que soporta una rama con masa total negativa; un árbol de expansión con raíz en x_0 está normalizado si los únicos arcos fuertes que contiene son adyacentes a la raíz x_0 . Para definir el cierre máximo, mediante una serie de árboles normalizados hasta que el conjunto de ramas fuertes de un árbol normalizado corresponde a un cierre del grafo, el árbol $T = (x_0 \cup V(G), E')$ donde, $E' = \{(x_0, v): v \in V(G)\}$ es un árbol normalizado ya que todos los arcos son adyacentes a la raíz, por lo tanto, los únicos arcos fuertes son adyacentes a la raíz, considerando que los árboles normalizados de valor cada vez menor hasta que se satisfagan las restricciones de pendiente, y las ramas de masa positiva correspondan al tajo final, el objetivo principal del algoritmo es identificar un arco $a = (x_s, x_w)$ desde un nodo fuerte x_s a un nodo débil w_x en G (b_s es la rama fuerte a la que pertenece x_s y b_w es la rama débil a la que pertenece w_x). Intuitivamente, esto representa una violación a las restricciones de pendiente ya que al elegir todas las ramas de peso positivo se elegirá un conjunto de bloques que tiene otro conjunto de bloques por encima que no fueron eliminados. Una vez que esto se determina, las dos ramas se fusionan y el algoritmo crea un nuevo árbol normalizado. Si r_s es la raíz de la rama fuerte, la fusión de las dos ramas es para remover el arco. (x_0, x_s) de T y agregar otro arco (x_s, x_w) , luego de fusionar las ramas, se recorre la nueva rama para actualizar la masa de los nodos de la rama combinada. Si se crea un arco fuerte (a, b) que no es adyacente a la raíz x_0 , se



elimina el arco (a, b) y se añade un arco (x_0, a) desde la raíz al nodo a si a está desconectado de la raíz cuando se elimina el arco (a, b) , o se agrega el arco (x_0, b) si b está desconectado de la raíz cuando se elimina (a, b) , considerando este proceso como renormalización. Cuando no existe ningún arco (x_s, x_w) en G de modo que x_s sea miembro de una rama fuerte y x_w encima a x_s y sea miembro de una rama débil, el algoritmo termina obteniendo un valor máximo del cierre del grafo.

2.2.8. Programación Directa de Bloques (DBS)

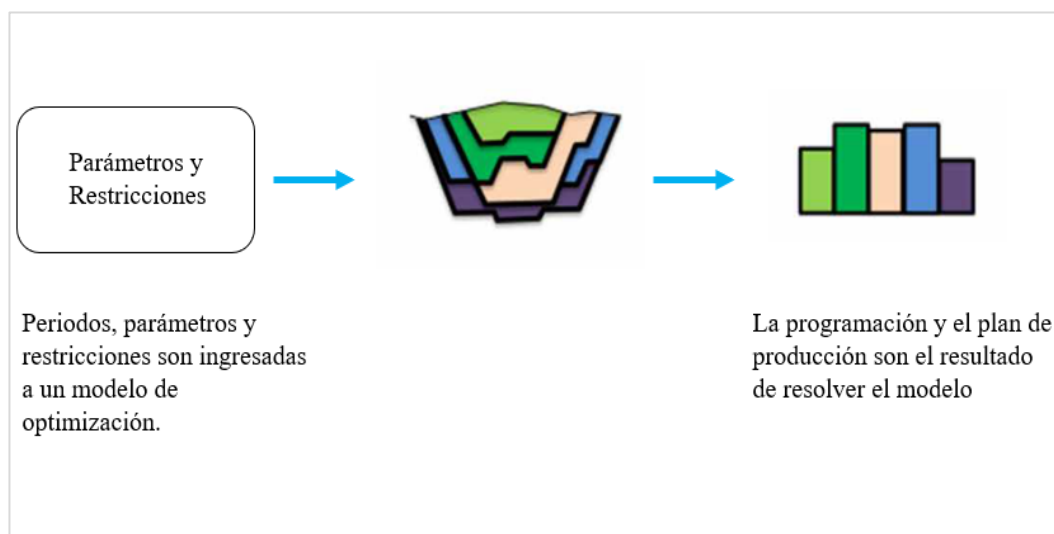
La metodología se basa en la programación directa de bloques propuesto por Johnson, (1968), quien presentó el problema de programación de la producción para mina a cielo abierto a través un modelo de optimización matemática que comprende las etapas que muestra se en la Figura 8, es decir, realizar la asignación de los periodos de extracción directamente al modelo de bloques. Por otra parte, este enfoque se considera superior a la metodología tradicional, ya que aborda consideraciones más realistas del problema, mientras que el enfoque de LG se limita a las restricciones de pendiente y a un único valor económico (Morales et al., 2015)

De igual modo, la programación de Johnson, (1968) se basa en la consideración de la pendiente, la capacidad de minado, restricción de mezcla de material, capacidad de planta y el mejor destino para cada bloque incluyendo el costo de oportunidad y valor del dinero en el tiempo. Es importante destacar que esta metodología no define los tajos anidados ni generaciones de fases de minado, convirtiendo este proceso en una solución matemática directa. No obstante, la metodología requería mayor poder computacional para la resolución de los problemas matemáticos en su momento, en la actualidad, se dispone de los

avances tecnológicos y el poder computacional para resolver problemas complejos resolver en minutos, con la relajación del PL de aplicaciones de planificación minera de tamaño real con hasta cinco millones de bloques y 20 periodos de tiempo (Chicoisne et al., 2012). De esta forma, se busca maximizar el valor del negocio minero sujeto a restricciones.

Figura 8

Actividades en la Programación Directa de Bloques



Nota. Secuencia de actividades para la optimización según metodología DBS

Fuente: Figura extraída de (Morales et al., 2015)

La formulación del modelo de programación directa de bloques de Johnson, (1968) se presenta a continuación.

Considerando B como un conjunto de bloques y D un conjunto de destinos, para cada bloque b se asume un beneficio p_b^d si el bloque b es enviado al destino d , además, se puede definir un beneficio único por bloque como $p_b = \max_{d \in D} p_b^d$. Si R es un conjunto de recursos y el horizonte de planificación se fija en T periodos $c_{r,t}$ representa la cantidad de recurso r disponible al tiempo t y $q_{r,b}^d$ la cantidad de recursos r consumida si el bloque b es enviado al destino d . finalmente \mathcal{P} es un conjunto de arcos, tal que $(b,a) \in \mathcal{P}$ significa que el bloque b debe ser extraído

antes que el bloque a . Se definen las variables binarias $x_{b,t}^d$ las cuales nos indican si el bloque b ha sido enviado al destino d en el periodo t y se asume que $p_{b,t}^d$ es de la forma $x_{b,t}^d / (1 + x)^\alpha$ para alguna constante no negativa α (Vergara, 2020).

$$\max \sum_{b \in \beta} \sum_{d=1}^{|D|} \sum_{t=1}^T p_{b,t}^d (x_{b,t}^d - x_{b,t-1}^d), \quad (2)$$

$$s. a. \sum_{d=1}^{|D|} \sum_{b \in \mathcal{B}} q_{r,b}^d (x_{b,t}^d - x_{b,t-1}^d) \leq c_{r,t} \quad \forall r \in R, \forall t = 1, \dots, T \quad (3)$$

$$\sum_{t=1}^T \sum_{d=1}^{|D|} (x_{b,t}^d - x_{b,t-1}^d) \leq 1, \quad \forall b \in \mathcal{B} \quad (4)$$

$$x_{b,t}^d \leq x_{a,t}^d \quad \forall (a,b) \in \mathcal{P}, \forall t = 1, \dots, T, \forall d \in D \quad (5)$$

$$x_{b,t-1}^d \leq x_{b,t}^d, \quad \forall b \in \mathcal{B}, \forall t = 1, \dots, T, \forall d \in D \quad (6)$$

$$x_{b,t-1}^d \in \{0,1\}, \quad \forall b \in \mathcal{B}, \forall t = 1, \dots, T, \forall d \in D \quad (7)$$

$$x_{b,0}^d = 0, \quad \forall b \in \mathcal{B}, \forall d \in D. \quad (8)$$

2.2.9. La Heurística TopoSort

Chicoisne et al., (2012) ejemplifica la heurística de Toposort definiendo un conjunto de modelo de bloques, de un orden de bloques $\{b_1, b_2, \dots, b_N\}$ que define una secuencia de extracción factible, si cada bloque que aparece en la secuencia de tal modo que todos sus predecesores (según ángulo de tajo) aparecen antes en la secuencia. Por ejemplo, imagine la representación de mina 2D que se muestra en Figura 9, considerando que los bloques deben ser extraídos con un ángulo de 45° y una orden de extracción $\{b, a, c, g, d, h, e, i, m\}$ que se muestra en la Figura 10, como una secuencia de extracción viable. Además, es posible considerar diferentes secuencias de extracción se la siguiente forma $\{a, b, c, d, e, g, h, i, m\}$, $\{a, b, c, d, g, h, e, i, m\}$, ... etc.

Figura 9

Representación Bidimensional de una Mina

<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	<i>d</i>	<i>e</i>
<i>f</i>	<i>g</i>	<i>h</i>	<i>i</i>	<i>j</i>
<i>k</i>	<i>l</i>	<i>m</i>	<i>n</i>	<i>o</i>

Nota. Se asume que, para extraer cualquier bloque, arriba a la izquierda y arriba a la derecha deben ser extraídos previamente. Esto implica que para extraer el bloque *m*, los bloques $\{g, h, i\}$ deben haber sido extraídos anteriormente, mientras que podemos extraer el bloque *a* en cualquier periodo de tiempo (Chicoisne et al., 2012)

Figura 10

Secuencia de extracción factible

<i>a</i> (2)	<i>b</i> (1)	<i>c</i> (3)	<i>d</i> (5)	<i>e</i> (7)
<i>f</i>	<i>g</i> (4)	<i>h</i> (6)	<i>i</i> (8)	<i>j</i>
<i>k</i>	<i>l</i>	<i>m</i> (9)	<i>n</i>	<i>o</i>

Nota. La mina definida en (a), el orden $\{b, a, c, \dots, m\}$ es una secuencia de extracción factible en el sentido de que si extraemos los bloques en este orden cumple con precedencia (Chicoisne et al., 2012).

Suponga, que los recursos suficientes es solo para extraer 2 bloques por periodo de tiempo y la solución asociada al orden de $\{b, a, c, g, d, h, e, i, m\}$, consistiría en extraer $\{b, a\}$ en el primer periodo, $\{c, g\}$ en el segundo periodo y así sucesivamente; considerando este tipo de heurística toposort que busca obtener una mejor secuencia para maximizar el valor. Si se asume que cada bloque b tiene un peso asociado $w(b)$, la heurística preferiría la orden de secuencia con mayores pesos aparezcan antes de la secuencia. por lo tanto, se considera los siguientes pesos.

Gerson, (1987), realiza una heurística para la generar planes de producción basados en el peso posicional de un bloque y determina la conformidad de eliminar en un periodo en particular, así los bloques con un alto peso posicional se extraen primero, como muestra las siguientes heurísticas.

1. Peso de sobrecarga

Donde el peso de cada bloque se calcula de la siguiente manera.

$$w(b) = \sum_{a \in \mathcal{B} - (b)} p_a, \quad \forall b \in \mathcal{B} \quad (9)$$

Dado un conjunto de bloques donde $b \in \mathcal{B}$, el peso de un bloque b indica el valor de la sobrecarga asociado al bloque b , cuyos bloques con mayor valor de sobrecarga serán extraídos sujeto a la precedencia de bloques, la ventaja de la configuración del peso es que considera el costo asociado al peso de sobrecarga en lugar de solo al valor de cada bloque individualmente.

2. Peso de greedy

Su peso se define como el valor pb del bloque b , para cada bloque b que pertenece al conjunto de bloque $b \in \mathcal{B}$. según este proceso, los bloques se obtendrán ordenados de mayor a menor valor, considerando la precedencia.

$$w(b) = p_b , \quad \forall b \in \mathcal{B} \quad (10)$$

3. Peso por tiempo esperado

Para un conjunto de bloques \mathcal{B} , se define el tiempo de extracción esperado para cada bloque b de la siguiente ecuación (Chicoisne et al., 2012).

$$E_b = \sum_{t=1}^T t(x_{b,t}^* - x_{b,t-1}^*) + (T+1)(1 - x_{b,T}^*), \quad \forall b \in \mathcal{B} \quad (11)$$

Donde, se considera una función de peso diferente que usa la solución de relajación de la programación lineal del problema del método DBS propuesta por (Johnson, 1968). Si $(a, b) \in \mathcal{P}$, luego $E_a \leq E_b$. Además, si x^* es la solución óptima, entonces, E_b es igual al tiempo de extracción del bloque b , o igual al $T+1$ si b no es extraído.

Finalmente, se define la heurística de toposort de tiempo esperado los pesos y tiempos esperados de extracción sea creciente, entonces, se define los pesos de la siguiente manera en función a los tiempos esperados.

$$w_b = -E_b , \quad \forall b \in \mathcal{B} \quad (12)$$

2.2.10. Simsched (DBS)

Según Newman et al., (2010) los modelos tácticos de secuencia por bloques no solo consideran que bloques deben ser eliminados, es decir, qué bloques forman parte de la envolvente económica, sino también cuándo deben ser eliminados, por lo tanto, la variable tiempo en el modelo de programación permite incluir restricciones de producción y alimentación, además, se puede utilizar el descuento para reflejar con mayor precisión el valor de un bloque en función al tiempo de extracción.

$$\max \sum_{b \in B} \sum_{t \in T} v_{bt} y_{bt} \quad (13)$$

$$\text{s. a } \sum_{t \in T} y_{bt} \leq 1, \quad \forall b \quad (14)$$

$$\underline{C} \leq \sum_{b \in B} c_b y_{bt} \leq \bar{C}, \quad \forall t \quad (15)$$

$$y_{bt} \leq \sum_{\tau=1}^t y_{b'\tau} \quad \forall b, b' \in B_b, t \quad (16)$$

$$y_{bt} \in \{0,1\} \quad \forall b, t. \quad (17)$$

y_{bt} : 1 si el bloque b es extraído en periodo t , de lo contrario 0

\underline{C}, \bar{C} : límite mínimo (máximo) del recurso en cualquier periodo (tons)

c_b : consumo del recurso asociado a la extracción del bloque b (tons).

v_{bt} : valor asociado a la extracción del bloque b en el periodo t .

B_b : conjunto de bloques que deben ser extraídos antes del bloque b .

$t \in T$: conjunto de períodos dentro del horizonte.

$b \in B$: conjunto de todos los bloques b

El enfoque DBS de Simsched DBS, proporciona un panorama de programación al maximizar el valor actual neto asociado a restricciones de capacidad, geotécnica, y considerando el valor del dinero en el tiempo, directamente desde el modelo de bloques. La solución de optimización del tajo, diseño de fase y la secuencia se obtienen como un único proceso mediante criterios matemáticos. Además, el marco del algoritmo, basado en MIP con heurística, es flexible para adicionar diferentes restricciones de capacidad mina, planta y de mezcla de material.

El Simsched DBS no se basa en la precedencia de los bloques si puede ser extraído o no, pero, define superficies para una solución factible, para dividir la

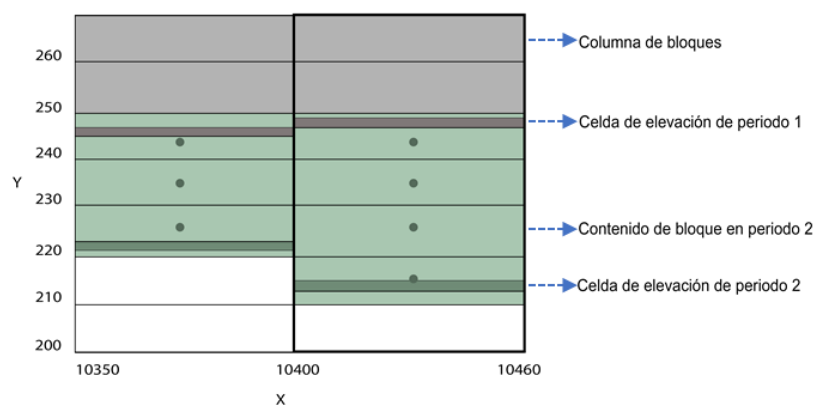
secuencia de producción en periodos de extracción, en consecuencia, los ángulos de talud pueden controlarse, sin error, sobre superficies, en lugar de bloques. Así mismo, es posible adicionar el ancho mínimo de fondo y el avance vertical.

Programación Estocástica Basada en Superficie

Las superficies se definen como conjunto de elevaciones en las que se dividen los períodos en la secuencia de producción, cada columna de bloques (X , Y) puede ser dividida por T superficies en $T + 1$ grupos de bloques, que se convierten en los T períodos, además de los bloques que no se extraen. Para cada superficie (período) T , la celda c está definida por un par fijo de coordenadas (X , Y), y cada celda c tiene una elevación $e_{c,t}$, asociada al período t . Las variables $e_{c,t}$ son continuas y asumen valores desde el origen hasta la mayor elevación permitida en el modelo. Utilizando el concepto de superficies, y las restricciones del ángulo pueden ser controladas sobre superficies, en lugar de bloques (Marinho, 2013).

Figura 11

Superficies para Definir los Periodos de Extracción - Simsched DBS



Nota. sección transversal de bloques representados por celdas.

Fuente: Figura extraída de (Marinho, 2013)

Marinho, (2013) formula la siguiente ecuación de restricción de la superficie garantiza que cada superficie t tiene, como máximo, la misma elevación que la superficie $t-1$, lo que se utiliza para evitar que se crucen las superficies y que los bloques sean extraídos más de una vez. $e_{c,0}$ son elevaciones constantes definidas por la topografía real del proyecto.

$$e_{c,t-1} - e_{c,t} \geq 0, \quad c = 1, \dots, M; t = 2, \dots, T \quad (18)$$

Donde,

t : periodos, $t=1, \dots, T$

c : índice de celda de cada ubicación de bloque/celda (X, Y) , $c=1, \dots, M$

$e_{c,t}$: variables continuas independientes asociadas a cada celda c para cada período t , que representan las elevaciones de las celdas.

La restricción para el ángulo máximo de la superficie se garantiza en este caso por las ecuaciones, donde, la elevación de cada celda se compara con la elevación de las celdas adyacentes, lo que representa un conjunto de N° celdas x $n_x \times n_y \times T$ restricciones continuas, además, las celdas adyacentes se comparan dos veces, garantizando las pendientes ascendentes y descendentes. así mismo, el número de restricciones de pendiente controladas por las relaciones de superficie no depende de los ángulos de pendiente y requiere menos restricciones que las formulaciones convencionales, como se indica a continuación (Marinho, 2013).

$$e_{c,t} - e_{x,t} \leq H_x, \quad c = 1, \dots, M; t = 1, \dots, T; x \in X_c \quad (19)$$

$$e_{c,t} - e_{y,t} \leq H_y, \quad c = 1, \dots, M; t = 1, \dots, T; y \in Y_c \quad (20)$$

$$e_{c,t} - e_{d,t} \leq H_d, \quad c = 1, \dots, M; t = 1, \dots, T; d \in D_c \quad (21)$$

Donde,

H_x : diferencia máxima de elevación para células adyacentes en contacto lateralmente en la dirección x , calculada por $H_x = \Delta x * \tan(\theta)$, donde Δx es el tamaño del bloque en x y es el ángulo de inclinación máximo.

H_y : diferencia máxima de elevación para las celdas adyacentes en contacto lateralmente en la dirección y , calculada por $H_y = \Delta y * \tan(\theta)$, donde Δy es el tamaño del bloque en y .

H_d : diferencia máxima de elevación para las celdas adyacentes en contacto en diagonal, calculada por $H_d = \sqrt{(\Delta x)^2 + (\Delta y)^2} * \tan(\theta)$

X_c, Y_c, D_c : equivale a, H_x, H_y, H_d , los conjuntos de celdas adyacentes, lateralmente en x , y diagonalmente, para una celda dada c , respectivamente.

2.2.11. Softwares para la Optimización

A continuación, se presentan las caracterizaciones de los procesos del software que incorporan metodologías basadas en LG y DBS, consideradas para el caso de estudio de esta tesis. Para tal fin, se incluye un diagrama de flujo y los procedimientos correspondientes.

a) Software Whittle

El software Whittle es ampliamente conocido en la industria minera para la planificación estratégica de minas a cielo abierto. Este software utiliza el algoritmo de (Lerchs & Grossman, 1965) para definir la envolvente económica y, posteriormente, aplica la metodología tradicional de tajos anidados y fases de producción para obtener la secuencia de extracción del material.

Creación de Tajos Anidados

Según Lerchs & Grossman, (1965), para obtener los tajos anidados se utiliza un factor que modifica el beneficio asociado a la extracción de cada bloque,



conocido como “*Revenue Factor*”. Además, se aplican restricciones de ángulo de talud, restricción de zonas y precedencias entre bloques, y se definen parámetros económicos para calcular los beneficios de cada bloque, asimismo, se utiliza el flujo de caja (asociado al beneficio) y/o el límite de ley de corte para definir si un bloque es mineral o estéril. Esto es necesario para evaluar los tajos que serán generados, ya que se requiere definir la cantidad de mineral en cada envolvente.

Para calcular los beneficios de los bloques, se utiliza la siguiente fórmula, obtenida del manual de Whittle:

$$B_b = [(Finos_{bloque}) * RM * (Precio) * (RF) - (Ton_{bloque}) * (Cm + Cp)] \quad (22)$$

Donde:

B_b : Beneficio del bloque, RM: Recuperación metalúrgica, RF: Revenue factor

Cm: Costo Mina, Cp: Costo Planta

El algoritmo de Lerchs & Grossman, (1965) es capaz de calcular los tajos anidados en un rango específico del “*Revenue Factor*”, y el software proporciona un resumen con los tajos generados, los tonelajes correspondientes, la cantidad de mineral asociado según el precio asignado y el método de selección de mineral correspondiente.

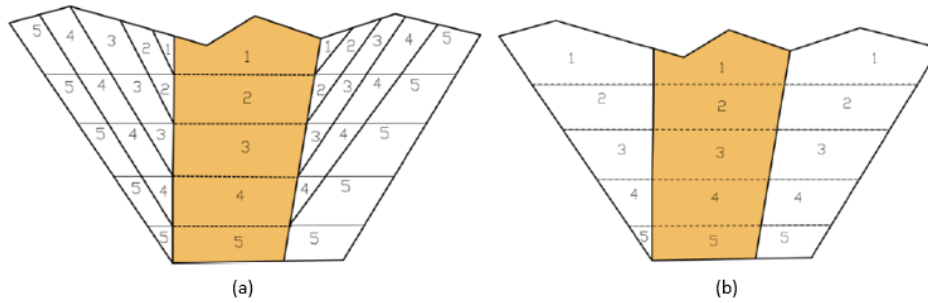
Valorización Económica y Elección del Tajo Final

Luego de generar los tajos anidados, es necesaria la evaluación económica preliminar para determinar cuál tajo anidado será seleccionada como límite final. Para ello, se crea un nuevo escenario económico en el cual se establece el precio que definirá el tonelaje de mineral en los tajos, así como se ingresan los parámetros requeridos para la evaluación económica, tales como la tasa de producción, tasa de descuento, gastos administrativos y de ventas, entre otros. En

Whittle, se utilizan dos escenarios denominados "Worst Case" y "Best Case", tal como se muestra en la Figura 12.

Figura 12

Secuencias de extracción Best case y Worst case en Whittle

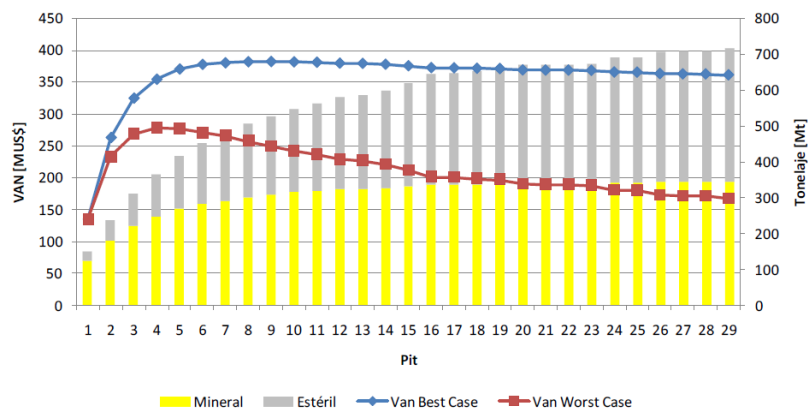


Nota. (a) Best case y (b) Worst case asociado a los periodos de extracción. Fuente: (Loor, 2020)

Mediante la secuencia por los dos escenarios para cada tajo, junto con el resumen de tonelajes, se puede determinar el rango de soluciones posibles para el problema del plan de producción en términos económicos. Este análisis se puede llevar a cabo mediante la variación del ritmo de producción, lo que permite obtener diferentes curvas de valor y así identificar el ritmo de producción óptimo para obtener el mejor resultado, tal como se muestra en la Figura 13.

Figura 13

Best Case - Worst Case



Nota. La elección del tajo final se recomienda basarse en la curva que alcance el mayor Best Case y un mayor Worst Case, ubicando un rango de menor variabilidad del VAN del proyecto, como los tajos 4 y 9 que están entre los 280 y 390 MUS\$. Fuente: Figura extraída de (Castillo, 2009).

Elección de Fases y Plan de Producción

La elección de fases en Whittle se refiere a un conjunto de tajos anidados obtenidos mediante la optimización Lerchs & Grossman, (1965), que están incluidos en el tajo final definido. El plan de producción está estrechamente vinculado a las fases determinadas, por lo que Whittle ofrece dos algoritmos para continuar la optimización bajo restricciones de extracción: Milawa y Fixed Lead.

Milawa ofrece dos opciones:

- Milawa NPV: Su funcionalidad es para elegir fases que maximicen el VAN
- Milawa Balanced: Busca precisión en el cumplimiento de las restricciones de capacidad de procesamiento, minado y/o venta

También tiene la funcionalidad de elegir fases manualmente, que conlleva un ejercicio de prueba y error; y la elección semiautomática, que ayuda en la búsqueda de fases.

Donde, según información recopilada por Castillo, (2009) el algoritmo Milawa cuenta con tres etapas: generación de secuencia factible, evaluación



individual del VAN o balance, y búsqueda en el dominio de soluciones para optimizar el VAN o balance. En lugar de evaluar todas las soluciones factibles, Milawa muestrea dentro del dominio para converger a la solución óptima. El tiempo de ejecución para planes de más de 5 fases es alto (más de 48 horas).

El algoritmo *Milawa*, tienen los siguientes parámetros a usar para controlar el avance entre fases:

- **Min lead:** número mínimo de bancos que deben extraerse de una fase para que la fase siguiente comience su extracción.
- **Max lead:** número máximo de bancos que pueden extraerse de una fase antes que la fase siguiente comience su extracción.
- **Max bench:** número máximo de bancos que pueden extraerse de una fase por periodo.

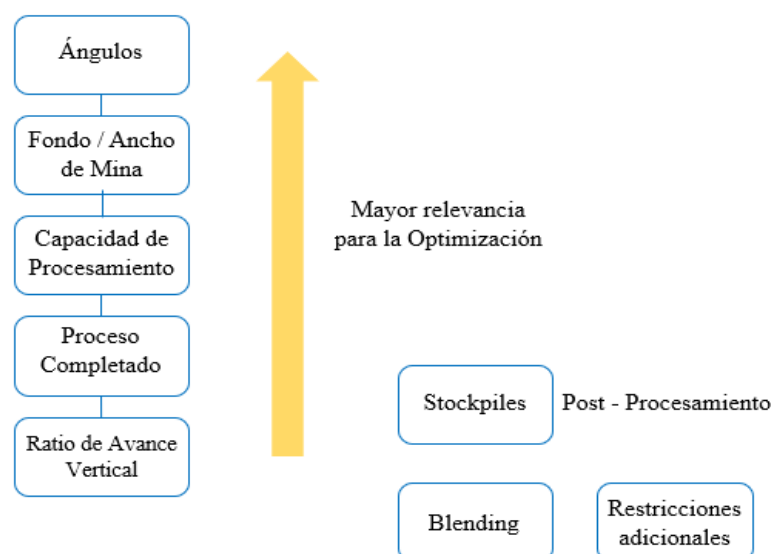
Finalmente, Fixed Lead se basa en la definición del número mínimo de bancos que deben ser minados en una fase para continuar con la siguiente. Por ejemplo, si se eligen 4 bancos, se requerirá extraer los primeros 4 bancos de la fase 1 para iniciar con la fase 2, sin embargo, es posible continuar trabajando con la primera fase sin necesidad de pasar a la siguiente.

b) Software Simesched DBS

Simesched es un software comercial desarrollado por MiningMath para la industria minera, este ofrece un proceso de optimización global en la planificación minera, incluyendo las prácticas tradicionales en su propio algoritmo de optimización único, y permite programar directamente la producción minera a partir del modelo de bloques, como se muestra en la Figura 16. A diferencia de utilizar arcos de precedencia para representar las restricciones relacionadas con las paredes de los taludes (ver Figura 15). Simesched se basa en la optimización matemática y trabaja directamente con superficies. Además, el software permite integrar restricciones operativas como el ancho mínimo del fondo de tajo, tasas de avance vertical y límites físicos. Es importante destacar que los programas generados no son totalmente compatibles con las instancias, ya que se expresan como superficies y no como períodos de extracción de bloques (Ota & L. A. , 2022).

Figura 15

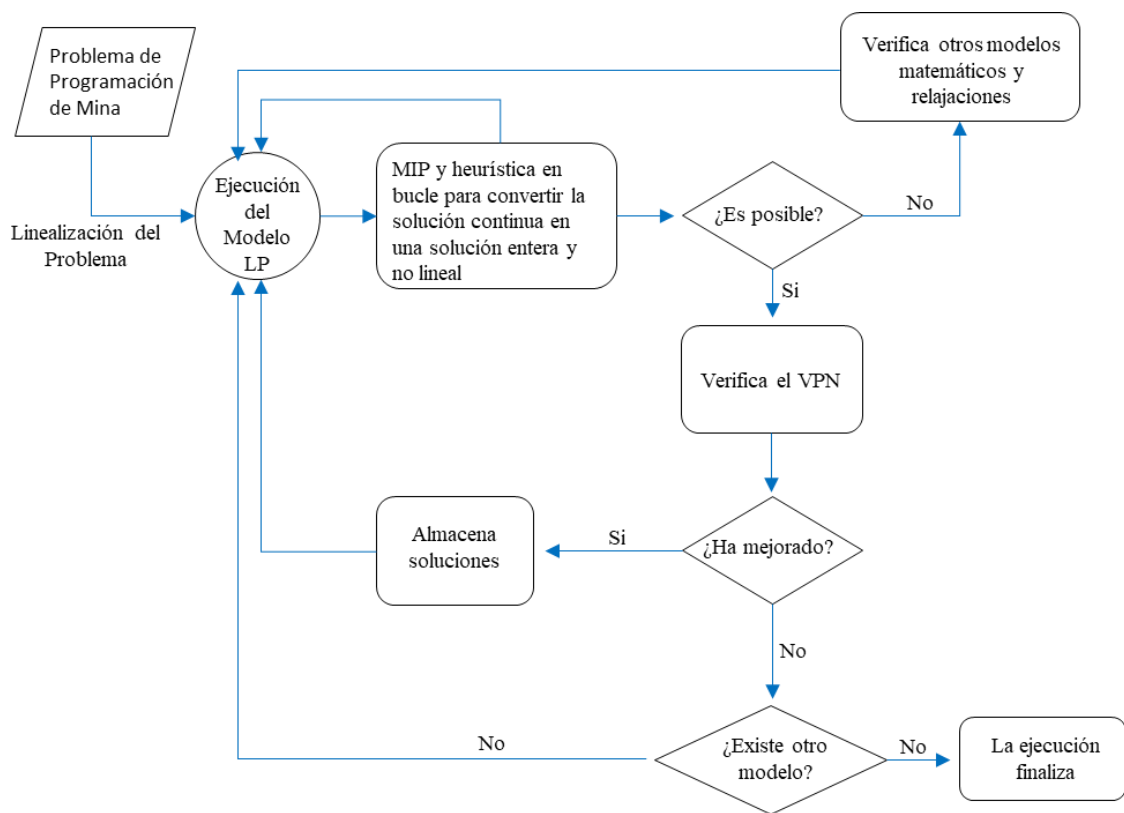
Jerarquía de las restricciones de Simesched DBS



Nota. Jerarquía de restricciones del software Simesched. Fuente: (Ota et al, 2022)

Figura 16

Diagrama de Simsched DBS



Nota. La figura muestra el diagrama de funcionalidad del software de Simsched.

Fuente: (Ota et al., 2022)

c) Software Doppler – BOS2M

Doppler es un software desarrollado por el Laboratorio de Planificación Minera Delphos de la Universidad de Chile. Según Delphos (2018), esta herramienta está diseñada para la optimización de minas con el objetivo de maximizar el valor del proyecto. Doppler ofrece soluciones de la metodología tradicional para realizar procedimientos de tajos anidados, generación y selección de fases de minado, pero utilizando algoritmos más eficientes para obtener los planes de producción, además, permite la programación directa de bloques desde su módulo BOS2M, lo que significa que no es necesario realizar los tajos anidados ni la generación de fases de minado, también considera restricciones realistas de



capacidad de minado, alimentación y límites de los tipos de materiales, y puede asignar el destino y el período de extracción a los bloques en función del valor de cada uno.

El software incorpora las heurísticas que buscan resolver el problema propuesto por (Johnson , 1968), en caso de que el problema original sea muy grande es posible de no encontrar una solución:

- **Toposort:** Esta técnica se utiliza para resolver el problema relajado y obtener los porcentajes de extracción de bloques en diferentes periodos. A continuación, se ponderan los porcentajes y se calcula el tiempo esperado de extracción de los bloques. Posteriormente, se realiza el secuenciamiento de la extracción teniendo en cuenta las precedencias entre los bloques y el valor asociado. Se debe tener en cuenta que esta técnica no es recomendable para el blending (Delphos, 2018).
- **Sliding Window:** Resuelve el problema en una única ventana seleccionada, sin considerar el resto de periodos. Luego, en función de la selección, fija los valores del paso y desplaza la ventana, resolviendo de nuevo el problema (Delphos, 2018)
- **Relaxed Window:** mejora la solución anterior al considerar los periodos siguientes como variables relajadas y ajustarlas a medida que avanza la ventana (Delphos, 2018)



CAPÍTULO III

MATERIALES Y METODOS

En este trabajo de tesis, se llevó a cabo un estudio de caso en un yacimiento de cobre skarn utilizando un modelo de bloques aleatorio. La información necesaria se obtuvo mediante un análisis documental del reporte técnico NI 43-101 del proyecto, lo cual permitió recolectar datos primarios de manera segura y confidencial con el propósito de la investigación académica.

3.1. MATERIAL DE ESTUDIO

Para desarrollar el objetivo 1 y 2 del estudio de caso es necesario los datos de entrada del software como modelo de bloques del recurso (variables, ley del mineral y recuperaciones), parámetros económicos (costo de mina, planta y precio de los metales) y geotécnicos (ángulos por sector). Los softwares requeridos se detallan a continuación:

- Objetivo 1: Se utiliza el software Whittle
- Objetivo 2: Se requieren los softwares Doppler (BOS2M) y Simsched (DBS)

Para desarrollar el objetivo 3, se utilizan los resultados obtenidos de la optimización que contempla los objetivos anteriores, estos serán usados para el análisis del nivel de optimización.

3.1.1. Modelo de Bloques

El modelo de bloques utilizado en el estudio de caso de un yacimiento de cobre skarn contiene elementos de valor económico de Cu (metal principal), Ag y Au (metales secundarios) contenidos en los diferentes sectores geotécnicos de la mineralización. El modelo de recursos consta de un total de 960,520 bloques, con dimensiones de 25m en las direcciones Este y Norte, y 15m en la dirección de Elevación. Las longitudes totales son de 2,950m y 2,750m en las direcciones Este y Norte, respectivamente, como se muestra en la Tabla 1.

Tabla 1*Dimensiones del Modelo de Bloques*

Dirección	Mínimo	Máximo	Tamaño Bloque	N° Bloques
Este (X)	500000	502950	25	118
Norte (Y)	8000000	8002750	25	110
Elevación (Z)	2890	4000	15	74

Fuente: Reporte Técnico NI 43-101

La ley máxima de Cu de 4.030%, con valores de Ag y Au de 19.033 ppm y 1.580 ppm, respectivamente. Es importante destacar que las recuperaciones varían según el tipo de roca y mineralización. El modelo está clasificado en recursos medidos, indicados e inferidos, según se detalla en el Anexo 1, además, para el análisis y valorización se consideran los valores mínimos y máximos de cada variable, que se muestran en la Tabla 2.

Tabla 2*Variables del Modelo de Bloques*

Variable	Descripción	Mínimo	Máximo
PTOPO	Porcentaje de Topografía (%)	0.01	100.00
CU	Ley de Cobre (%)	0.001	4.030
AG	Ley de Plata (%)	0.001	19.033
AU	Ley de Oro (%)	0.001	1.580
SG	Densidad (ton/m ³)	0.08	3.10
CLASS	Categoría de Recursos	1	3
RCU	Recuperación del Cu (%)	3.60	99.20
RAG	Recuperación del Ag (%)	2.60	79.00
RAU	Recuperación del Au (%)	2.40	68.00
DOM	Sector Geotécnico	1	5

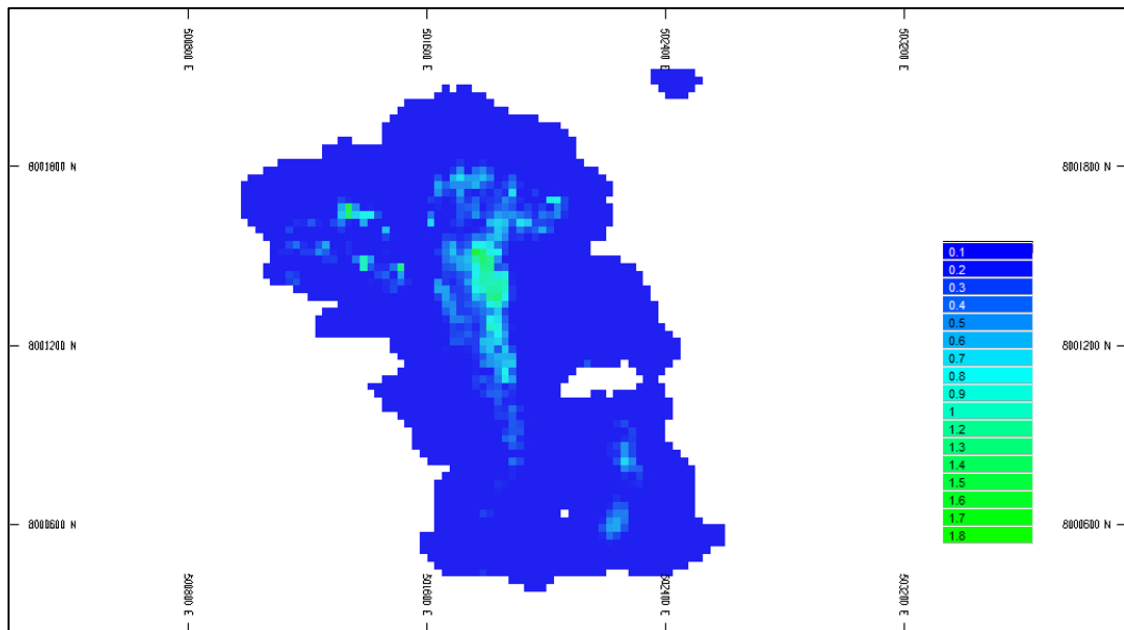
Fuente: Propia obtenido del modelo de bloques

A continuación, se presenta la visualización tridimensional de la geometría del modelo de bloques correspondiente a los recursos medidos e indicados, donde se pueden apreciar las leyes de Cu %. La Figura 17, Figura 18 y Figura 19 muestran una alta ley en el centro del yacimiento, un afloramiento en dicho punto y una aproximación a la superficie a una profundidad promedio de 120 m. Las

dimensiones del yacimiento son de aproximadamente 1,700 m de longitud, 1,225 m de ancho y 780 m de profundidad. Por otra parte, en el Anexo 2 se muestra la curva tonelaje ley de Cu, Ag y Au.

Figura 17

Vista en Planta del Modelo de Bloques en 3D

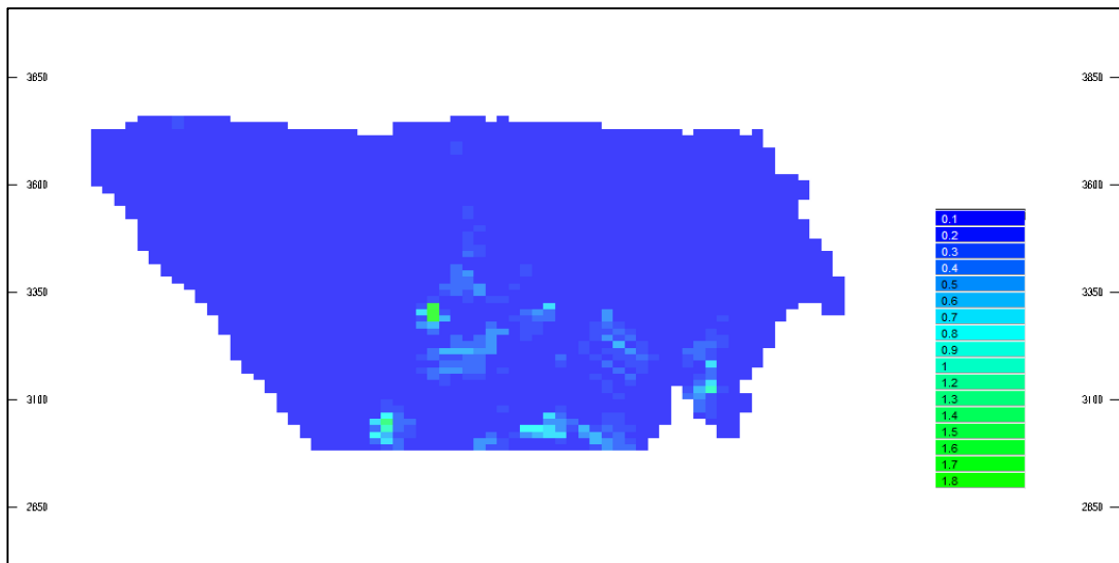


Nota. El modelo de bloques en 3D muestra la ley de %Cu de recursos medidos e indicados

Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)

Figura 18

Vista lateral Izquierdo del modelo de bloques en 3D

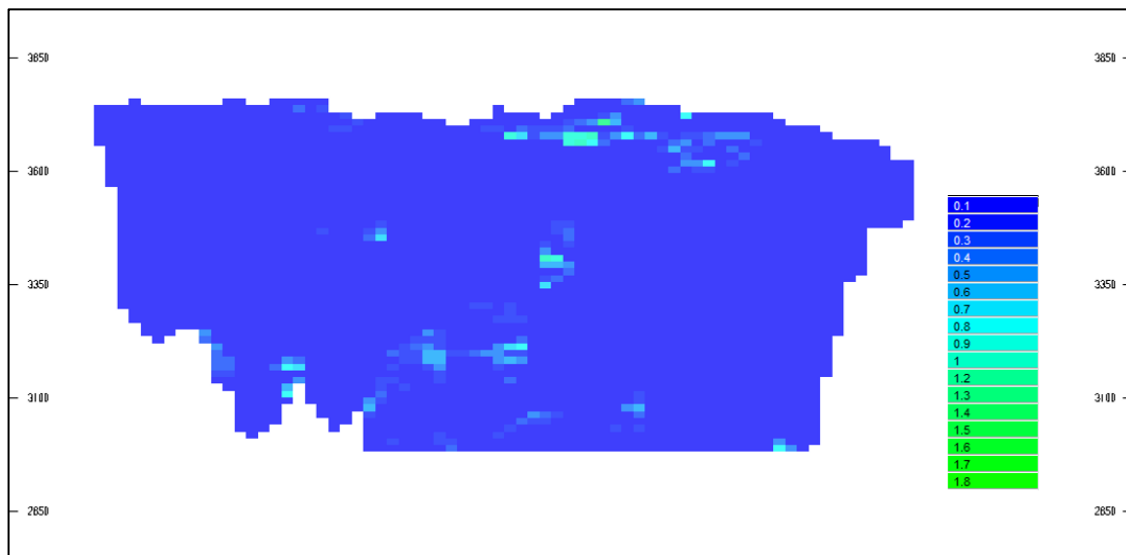


Nota. El modelo de bloques en 3D muestra la ley de %Cu de recursos medidos e indicados

Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)

Figura 19

Vista lateral Derecho del modelo de bloques en 3D



Nota. El modelo de bloques en 3D muestra la ley de %Cu de recursos medidos e indicados

Fuente: Propia en software CAD

3.1.2. Valorización del Modelo

La valorización del modelo de recursos del estudio de caso se realiza de manera similar para la optimización de tajo en ambas metodologías, basadas en LG y DBS, utilizando como datos de entrada el valor económico de cada mineral y desmonte para la optimización del tajo, como se muestra en la Tabla 3. El valor económico de cada bloque se estima a partir de parámetros económicos, recuperaciones y tipo de roca, así como también la profundidad. El costo de la mina base en el nivel 3700 m es de 2.03 USD/ton, y la densidad varía según el tipo de roca y mineralización. El costo de procesamiento es de 7.81 USD/ton e incluye el costo por G.A. Además, el precio de cada metal es fijo, al igual que el costo de venta. Para la valoración, se utiliza la ecuación (1), considerando el valor económico del Cu como metal principal y los ingresos de Au y Ag como metales secundarios. El proceso de valorización se realiza utilizando el lenguaje de programación Python 3.9, como se detalla en el Anexo 3.

Tabla 3

Parámetros Económicos

Parámetros Económicos			
Costo mina	U\$/ton	2.03	Base
Costo procesamiento	U\$/ton	7.81	Fijo
Costo de venta Cu	\$/lb	0.32	Fijo
Costo de venta Ag	\$/gr	0.07	Fijo
Costo de venta Au	\$/gr	3.70	Fijo
Precio Cu	\$/lb	2.95	Fijo
Precio Ag	\$/gr	0.53	Fijo
Precio Au	\$/gr	44.09	Fijo
Densidad	ton/m ³	[0.08 -3.10]	Variable
Factor conversión (F)	lb/ton	2204.62	Factor a libras

Las recuperaciones de cada metal varían según el tipo de mineralización. Para el Cu, la recuperación varía entre 3.60% y 99.2%; para la Ag, entre 2.60% y 79%; y para el Au, entre 2.40% y 68%, como se detalla en la Tabla 4.

Tabla 4

Recuperaciones del Metal

Recuperaciones de Metal			
Recuperaciones Cu	(%)	[3.60 -99.2]	Variable
Recuperaciones Ag	(%)	[2.60 -79.00]	Variable
Recuperaciones Au	(%)	[2.40 -68]	Variable

Fuente: Reporte Técnico NI 43-101

La valorización del modelo considera el costo de la mina, el cual es un valor variable que se incrementa por cada banco según la profundidad del tajo. El costo base de la mina se encuentra en el nivel de referencia del banco 3700 m, con un valor de 2.03 USD/ton. Para cada banco que desciende y asciende, el costo incremental es de 0.015 USD/ton y 0.010 USD/ton, respectivamente. Como se muestra en la Figura 20, el costo máximo de la mina es de 2.84 USD/ton para el banco más bajo y 2.20 USD/ton para el banco más alto en el modelo.

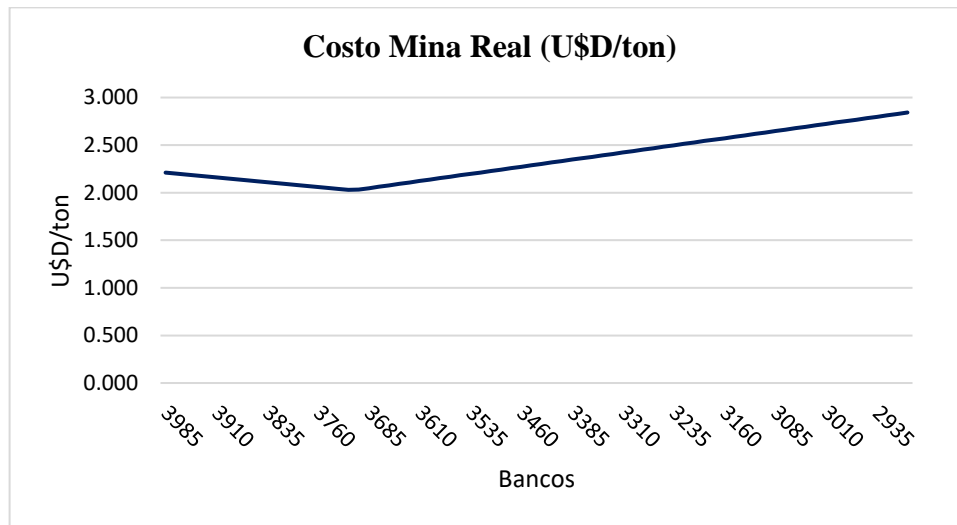
Tabla 5

Costo Incremental - Banco

Costo Incremental - Banco			
Bajada	USD/ton	0.015	costo incremental por banco
Subida	USD/ton	0.010	costo incremental por banco

Figura 20

Costo Mina Real



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

3.1.3. Parámetros Geotécnicos

El modelo de recursos del estudio de caso se divide en 5 dominios geotécnicos, los cuales se encuentran definidos y codificados en el modelo de recursos, tal como se ilustra en la Figura 21. Cada dominio presenta un ángulo específico para determinar la inclinación de la pared del tajo final, según se indica en la Tabla 6. Estos ángulos se utilizan en ambas metodologías de optimización y son necesarios para establecer las precedencias de extracción.

Tabla 6

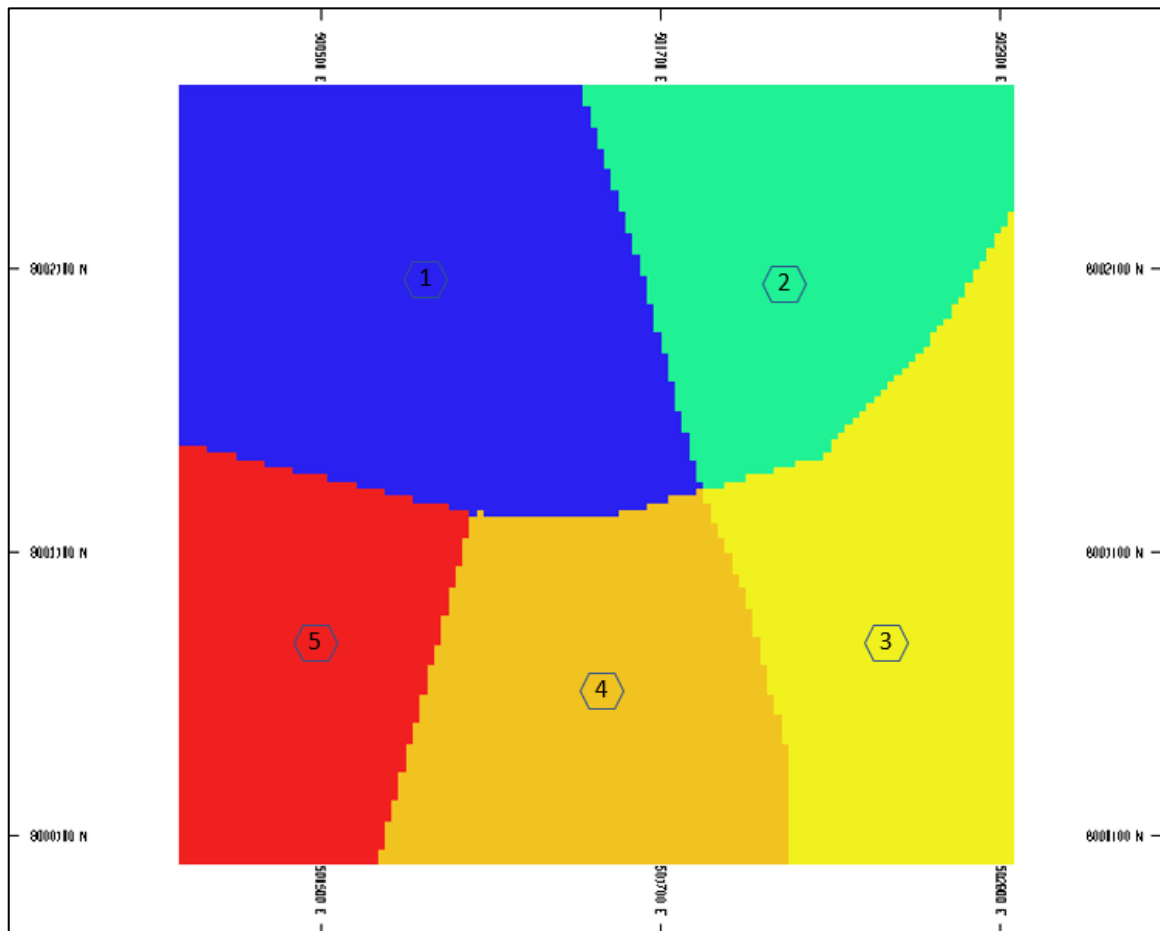
Sector Geotécnico

Angulo del Sector Geotécnico					
Sector	1	2	3	4	5
Angulo (°)	48	46	48	49	48

Fuente: Reporte Técnico NI 43-101

Figura 21

Sectores Geotécnicos del Modelo de Bloques



Nota. Las dimensiones del modelo geotécnico en el Este 2,950m, Norte 2,750m y 1,110m

Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)



3.2. METODOLOGÍA

A continuación, se describen los métodos que se utilizarán para alcanzar los objetivos de la presente investigación.

- Para determinar los factores de optimización que influyen al utilizar la metodología tradicional, se realizará la optimización del tajo con el software Whittle v4.7.4, con licencia educativa 2021 para el desarrollo del estudio de caso, que consta de los siguientes procedimientos:
 - I. **Optimización de tajo final:** se optimizará el tajo final a un revenue factor 1, considerando la valorización del modelo de bloques y el ángulo de precedencia.
 - II. **Generación de tajos anidados:** se realizará la parametrización del precio del metal, con un factor que varía de 0 a 1, para generar tajos anidados.
 - III. **Selección de fases:** la selección de fases se realizará considerando la relación del REM entre fases y la distribución de tonelaje en cada fase.
 - IV. **Plan de producción:** se definirá la extracción de los bloques para un determinado periodo y destino, tomando en cuenta la capacidad de proceso y la tasa de descuento.
 - V. **Determinación de factores:** se identificarán los factores que influyen en la optimización de tajo
- Para evaluar la eficiencia de la programación directa de bloques en la optimización, se realizará la optimización del tajo utilizando los softwares Doppler v1.7.1b (BOS2M) y Miningmath v2.3.33 (Simsched DBS), ambos con licencia educativa 2021 y 2022 para el desarrollo del estudio de caso, que consta de los siguientes procedimientos:



- I. **Optimización de tajo final:** basada en la valorización del modelo de bloques, considerando parámetros geotécnicos, geológicos, técnicos y económicos, y estableciendo la precedencia para el límite final del tajo.
 - II. **Plan de producción:** se definirá la extracción de los bloques para un periodo y destino determinado, tomando en cuenta la capacidad de proceso y la tasa de descuento.
 - III. **Metodología adecuada:** se definirá a partir de los resultados obtenidos en la optimización mediante los métodos de LG y DBS
- Para evaluar el nivel de optimización de las metodologías analizadas, se compararán los resultados de la optimización de tajo de cada metodología para evaluar su nivel de optimización en términos de VAN, tonelaje por período (mineral y desmonte), ley y tiempo de ejecución para generar el plan de producción estratégico.

3.3. TIPO DE INVESTIGACIÓN

La investigación realizada se clasifica como básico, ya que tiene como objetivo generar y mejorar el conocimiento en la materia para lograr un mejor entendimiento. Esta categoría de investigación tiene como finalidad indagar la relación entre variables, así como probar y adaptar teorías, construir o adaptar instrumentos de medición y generar nuevas formas de entender los fenómenos empresariales (Vara, 2012).

3.4. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El diseño de la investigación es de tipo descriptivo cuantitativo, con un enfoque comparativo. Se empleará una matriz de tabulación para el análisis cuantitativo, seguido de la interpretación y análisis de los datos obtenidos. Además, se emplearán estudios comparativos longitudinales para definir las propiedades, características o perfiles de los grupos, fenómenos o empresas. (Vara, 2012).

3.5. VARIABLES

3.5.1. Variables Independientes

- Metodología tradicional de optimización de minas a cielo abierto
- Programación directa de bloques de optimización de minas a cielo abierto
- Parámetros de optimización (geotécnicos, económicos y modelo de bloques)

3.5.2. Variables Dependientes

Tabla 7

Variables Dependientes

Variable	Descripción	Unidad	Indicador
Valor Actual Neto	Ganancia o pérdida	USD	Rentabilidad financiera
Periodo de extracción	Duración de extracción	Años	Tiempo de producción
Toneladas de mineral	Cantidad de mineral	Mt	Volumen de producción
Ley de mineral	Concentración de mineral	% y ppm	Calidad del mineral

3.6. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.6.1. Población

La población del estudio de caso se considera el yacimiento de cobre skarn, que se caracteriza por la presencia de minerales de cobre como la calcopirita, bornita, covelina y enargita, los cuales se encuentran en skarns formados por la interacción de fluidos hidrotermales con rocas huésped como calizas, dolomitas o granodioritas. Estos yacimientos también pueden contener otros minerales de interés económico como molibdeno, zinc, plomo, plata y oro. La formación del skarn y la mineralización de cobre están asociadas con procesos de alteración hidrotermal.



3.6.2. Muestra

La muestra del estudio de caso se considera el modelo de bloques aleatorio de un yacimiento de cobre skarn con información relevante que se describe a continuación:

- 960,520 bloques con dimensiones de 25m en Este y Norte, y 15m en Elevación
- Ley de los minerales de Cu, Ag y Au
- Categoría de recursos (medidos, indicados e inferidos)
- Densidad del yacimiento
- Recuperaciones de los minerales de Cu, Ag y Au
- Sectores geotécnicos presentes en el yacimiento



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. FACTORES DE OPTIMIZACIÓN EN LA METODOLOGÍA TRADICIONAL EN LA OPTIMIZACIÓN

Los factores de optimización que influyen al utilizar la metodología tradicional se limitan a la consideración del valor económico y la precedencia de los ángulos. Sin embargo, esta metodología no toma en cuenta el valor del dinero en el tiempo en la optimización. Además, se han identificado otros factores que afectan el rendimiento de la optimización, como los siguientes:

- La optimización no considera el valor del dinero en el tiempo
- Requiere generar de tajos anidados para determinar las fases
- La selección de fases manual tiende a impactar en la producción y la selección no adecuada complica el valor.
- No considera restricciones de capacidad dentro de la optimización

4.1.1. Selección del Tajo Final

El tajo final se optimizó previamente utilizando el modelo de bloques valorado, tal como se muestra en el Anexo 1, y se aplicó la restricción de precedencia. El algoritmo de LG a revenue factor $\lambda \in 1$ generó un tajo final optimizado que contiene 1787 Mt de roca total y 498 Mt de mineral con un REM de 2.59. Además, la ley de Cu, Ag y Au es de 0.54%, 1.30 g/ton y 0.12 g/ton, respectivamente, como se muestra en la Tabla 8.

Tabla 8

Optimización de Tajo a Revenue Factor 1

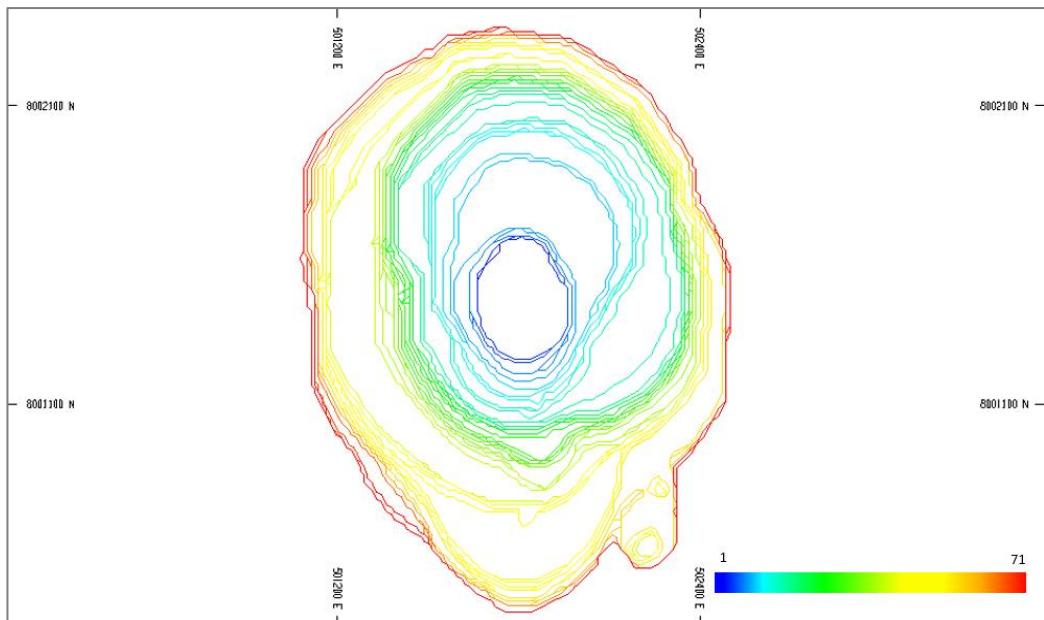
Tajo Final Revenue Factor 1						
Roca Total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmorte (Mt)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	REM
1787	498	1289	0.54	1.30	0.12	2.59

4.1.2. Generación de Tajos Anidados

Se han generado tajos anidados para cada revenue factor $\lambda \in [0,1]$ en el caso de estudio, con un total de 71 tajos anidados y un incremento de 0.010 en λ , que van desde 0.01 hasta 1, como se muestra en la Figura 22 y Figura 23. Para valores de $\lambda < 0.32$, se han obtenido tajos vacíos. Cada uno de los tajos anidados tiene una determinada cantidad de mineral, desmorte y ley, como se puede observar en el Anexo 4.

Figura 22

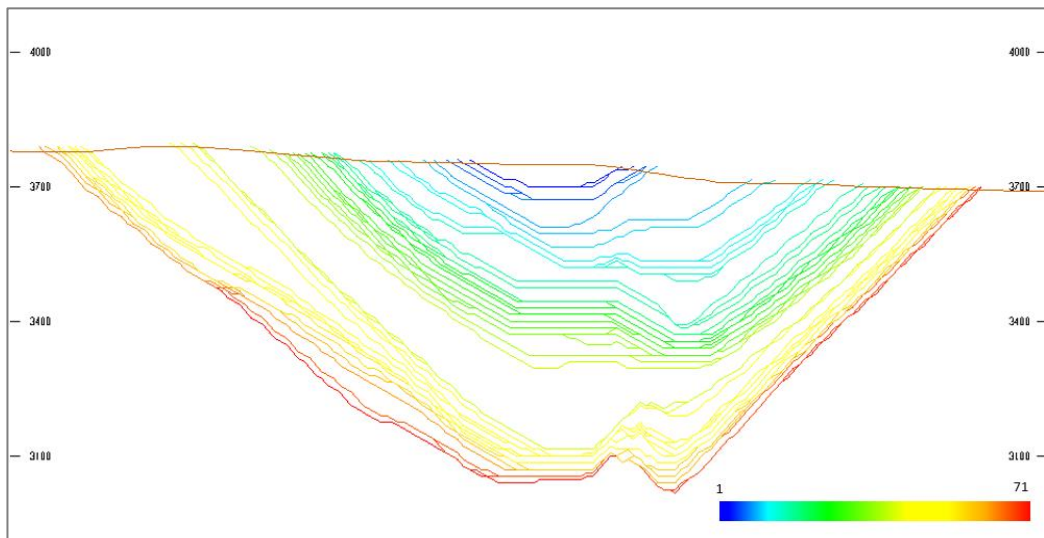
Tajos Anidados - Vista en Planta



Fuente: Propia en Minesight 3D (Licencia Universitaria)

Figura 23

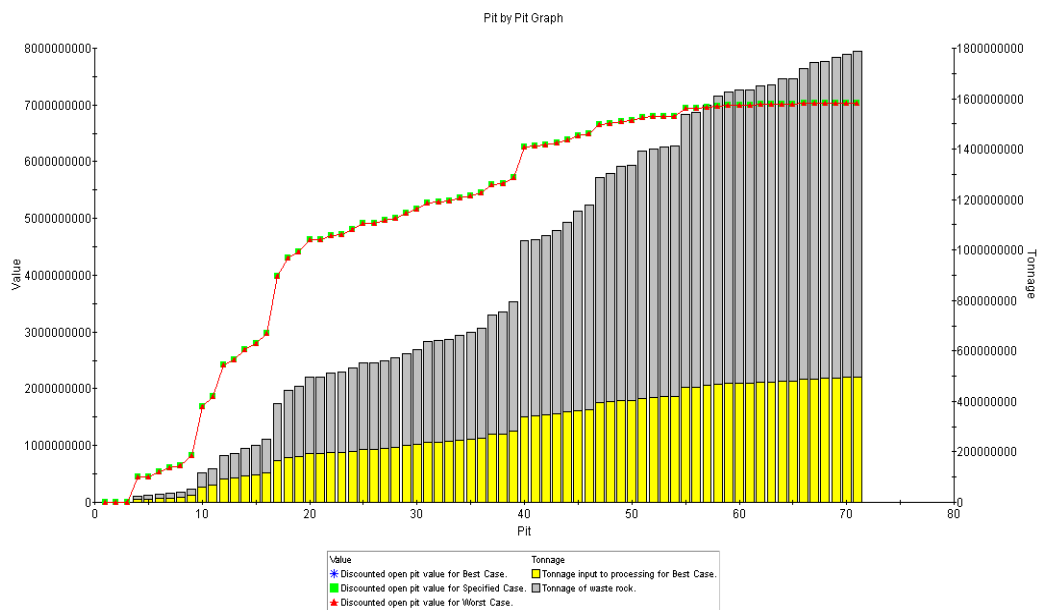
Tajos Anidados - Vista en NS



Fuente: Propia en Minesight 3D (Licencia Universitaria)

Figura 24

Tajos Anidados



Nota. La figura muestra el valor económico y los tonelajes de cada tajo anidado.

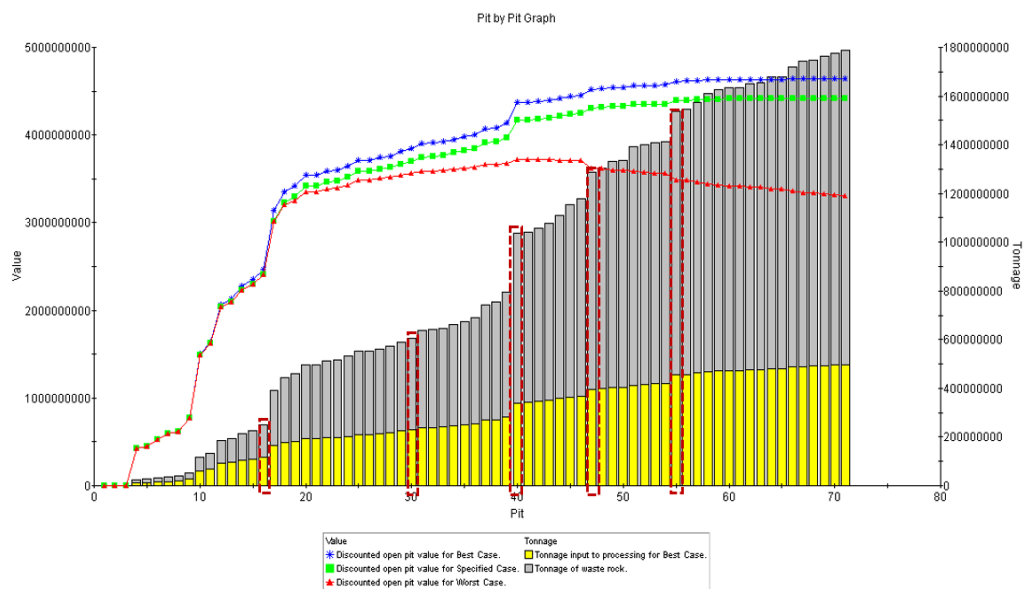
Fuente: Propia en Software Whittle

4.1.3. Selección de Fases

La selección de fases considera diferentes criterios que el planificador debe considerar. Es necesario asegurar que la diferencia de tonelaje entre las fases sea mínima, que el REM sea similar entre las fases, y que se cumpla con la limitación de alimentación de material a la planta y se disminuya el gap. Se han seleccionado 6 fases de minado con capacidades que van desde 250Mt hasta 450Mt de material total y mineral por fase entre 100Mt a 200Mt. Estas fases corresponden a los tajos anidados 16, 30, 40, 49, 55 y 71, siendo este último el límite final con un revenue factor $\lambda \in 1$, tal como se muestra en la Figura 25.

Figura 25

Selección de Fases de Minado



Nota. La figura muestra la selección de fases. Fuente: Propia en Software Whittle

4.1.4. Plan de Producción

El plan de producción estratégico, con una restricción de capacidad a planta de 40 Mt por periodo y un descuento del 10%, genera un plan denominado "Specified" que agenda la extracción de 498 Mt de mineral y 1289 Mt de desmonte, con un VAN total de 4,431 MU\$. Sin embargo, el valor descontado por

periodo no es muy robusto y requiere criterio para definir las fases óptimas que maximicen el valor. Por ello, se ha generado el plan "Best" que logra agendar las mismas capacidades de mineral y desmonte, pero con un mejor VAN de 4,640 MU\$ en 13 periodos. El promedio de material desmonte es de 99Mt con un REM de 2.59, según se muestra en la Tabla 9.

Tabla 9

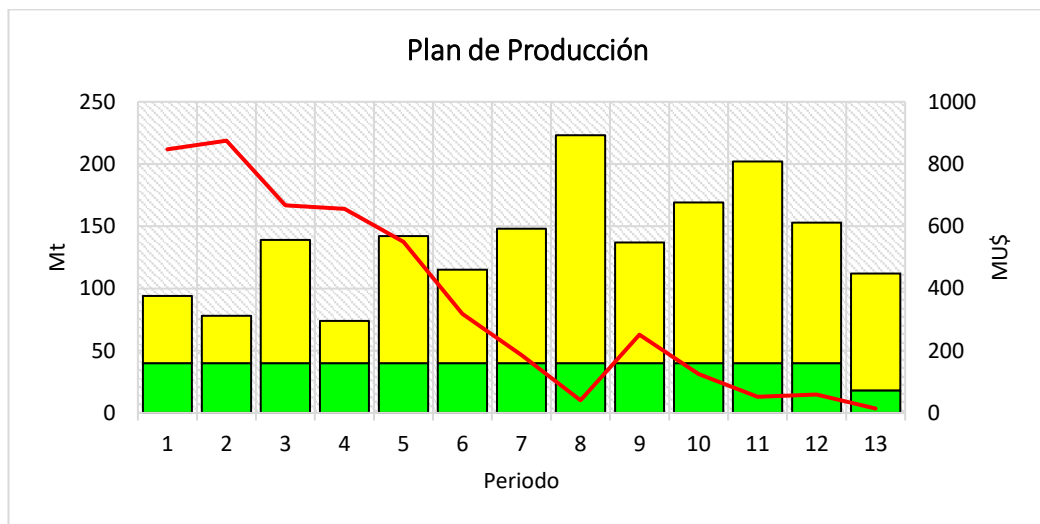
Plan de Producción Whittle - Best Case

Periodos	Roca Total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmonte (Mt)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	REM
1	94	40	54	0.68	1.35	0.16	1.35
2	78	40	38	0.70	1.43	0.15	0.95
3	139	40	99	0.69	1.44	0.14	2.48
4	74	40	34	0.66	1.33	0.15	0.85
5	142	40	102	0.67	1.49	0.16	2.55
6	115	40	75	0.52	1.19	0.10	1.88
7	148	40	108	0.46	1.05	0.08	2.70
8	223	40	183	0.42	1.03	0.07	4.58
9	137	40	97	0.52	1.23	0.13	2.43
10	169	40	129	0.44	1.72	0.10	3.23
11	202	40	162	0.41	1.24	0.08	4.05
12	153	40	113	0.38	1.12	0.07	2.83
13	112	18	94	0.43	1.22	0.11	5.22

El VAN para el plan de producción en este escenario es de 4,640 MU\$. Durante los primeros cuatro periodos se extrae un promedio de 96Mt de roca total y se obtiene un ingreso de 761 MU\$, con un REM de 1.40. El movimiento de material aumenta y luego disminuye el valor por periodo, desde 550 MU\$ en el quinto periodo hasta 14 MU\$ en el último periodo. No obstante, el valor se incrementa en el noveno periodo, alcanzando los 251 MU\$ después de haber obtenido 40 MU\$ en el octavo periodo, tal como se muestra en la Figura 26.

Figura 26

Valor por Periodo - Whittle

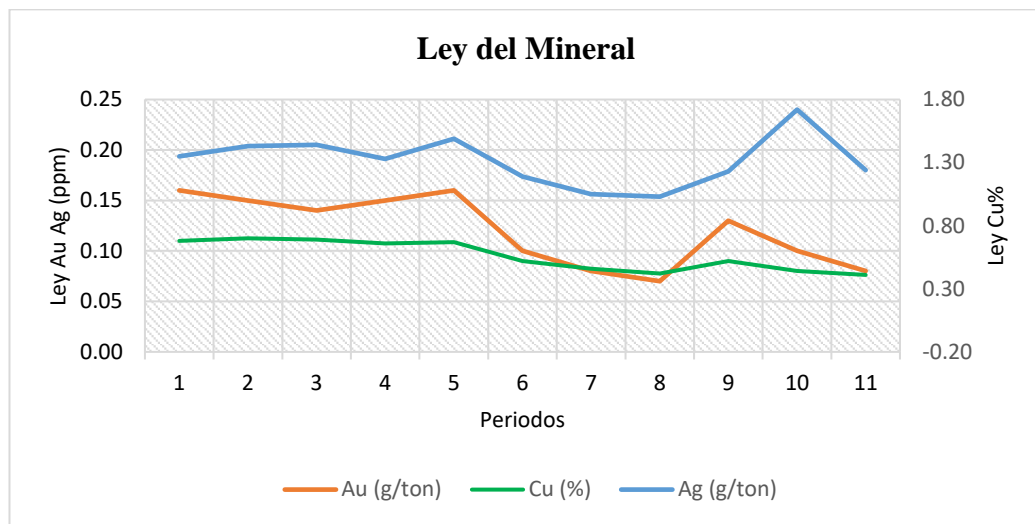


Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

Finalmente, durante los primeros 5 periodos, la ley de extracción promedio para el Cu es constante en 0.65%, mientras que para Ag y Au es de 1.41 g/ton y 0.15 g/ton, respectivamente. A partir del periodo 6, la ley de Cu disminuye gradualmente hasta llegar a 0.42% en los periodos 6 a 8, y luego se mantiene en promedio en 0.45% hasta el último periodo. Además, se observa un aumento en la ley de Ag y Au entre los periodos 9 y 10, tal como se muestra en la Figura 27.

Figura 27

Ley de Extracción - Whittle



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

En resumen, la metodología tradicional de optimización tiene limitaciones en cuanto a la consideración del valor del dinero en el tiempo y no aborda adecuadamente los factores mencionados. Para mejorar la optimización, es necesario tomar en cuenta el valor del dinero en el tiempo, simplificar la generación de tajos anidados, realizar una selección adecuada de fases y considerar las restricciones de capacidad.

4.2. EFICIENCIA DE LA PROGRAMACIÓN DIRECTA DE BLOQUES EN LA OPTIMIZACIÓN

Se presenta los resultados de optimización del tajo utilizando la metodología DBS de BOS2M y Simsched. Estos resultados indican que la metodología DBS considera el valor del dinero en el tiempo y no requiere la generación de tajos anidados y fases.

4.2.1. Instancia DBS de Doppler (BOS2M)

Para iniciar la instancia del tajo final es importante reducir la cantidad de datos a procesar (variables, bloques) para mejorar la resolución. Para esto, se debe utilizar solo el submodelo del tajo económicamente extraíble con atributos de 1.

Además, se debe considerar el descuento del valor del dinero en el tiempo, utilizando un descuento del 10% por periodo. Es necesario también definir el número de periodos a planificar, siendo recomendable un rango de 10 a 15 años como máximo para el proyecto.

MIP GAP: esta variable se utiliza para establecer la tolerancia de aproximación al resultado óptimo en un problema de optimización. A menor tolerancia, se requiere una mayor cantidad de procesos y, por lo tanto, el tiempo de resolución aumenta. En el caso de estudio que se presenta, se ha seleccionado un valor de MIP GAP del 5%.

Del resultado de optimización, se observa que la extracción total de roca de la definición inicial del tajo económicamente extraíble es de 1805Mt, mientras que el resultado optimizado es de 1659Mt para el mismo número de periodos (tal como se muestra en la

Figura 28 y Figura 29). Esto indica que no se logró extraer 146Mt de roca utilizando la heurística de Toposort, en cuanto al mineral, se extrajeron 482Mt y 1177Mt de desmonte con un REM de 2.44. Las leyes de Cu, Ag y Au son de 0.54%, 1.30g/ton y 0.12g/ton, respectivamente, tal como se muestra en la Tabla 10.

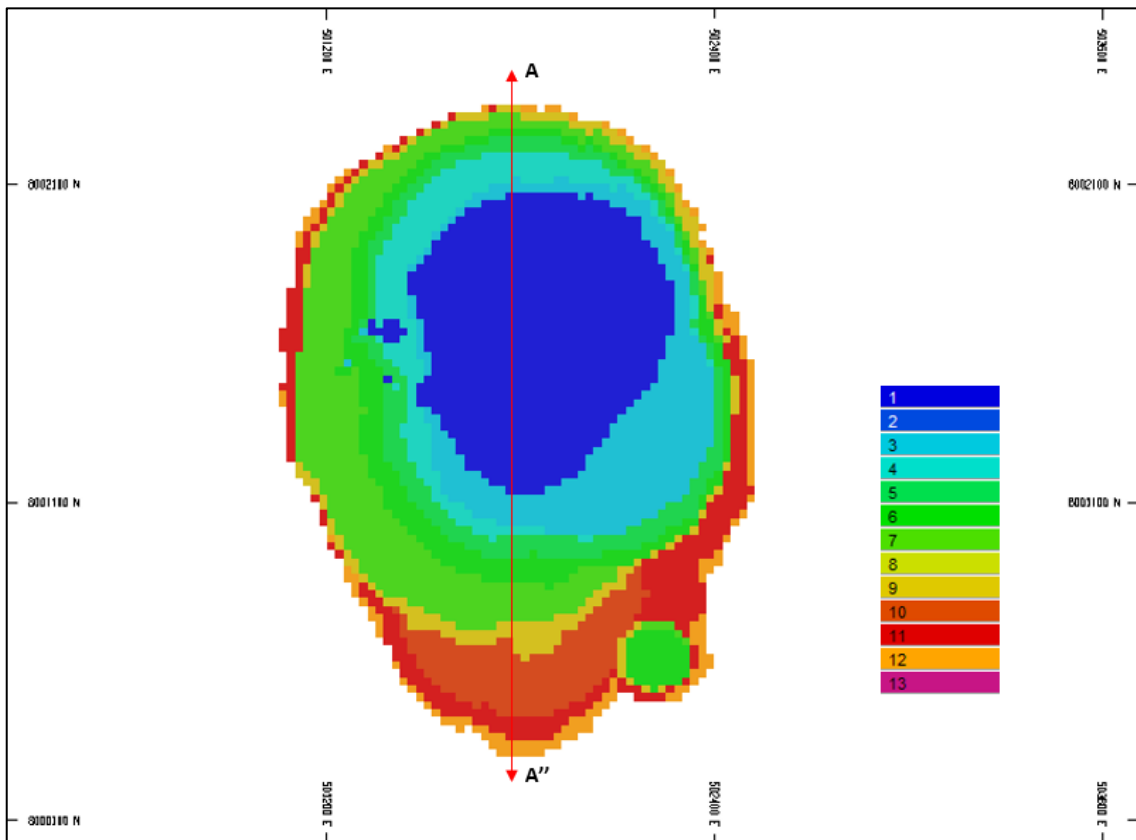
Tabla 10

Extracción Total del Tajo Final - DBS BOS2M

Extracción Total						
Roca Total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmonte (Mt)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	REM
1659	482	1177	0.54	1.30	0.12	2.44

Figura 28

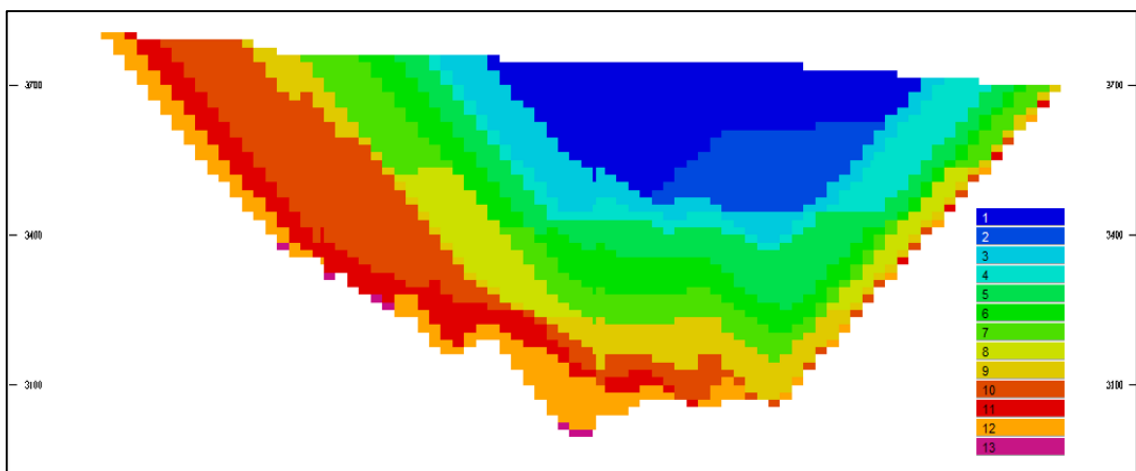
Periodos de Extracción BOS2M - Vista en Planta



Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)

Figura 29

Periodos de Extracción BOS2M - Vista en Sección A A''



Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)



Plan de Producción

El resultado de la optimización de tajo a un descuento del 10 % y horizonte de extracción a 15 años se llevó a cabo utilizando el DBS y la heurística Toposort. Las restricciones de capacidad de extracción se consideraron directamente en la resolución del problema y se definieron los tiempos esperados para la secuencia de extracción. Los resultados indican una extracción en 13 periodos, como se muestra en la Tabla 11. Durante los primeros 12 periodos, se mantiene una alimentación constante a la planta de 40Mt en promedio, mientras que el promedio de movimiento de material por periodo es de 138Mt. En el periodo 13, la alimentación es de 2Mt, lo que conduce a una variación en la extracción de material desmote, ya que el objetivo es cumplir con la alimentación a planta. Como resultado, se extrae una mayor cantidad de desmote en los periodos 3, 7 y 11.

Tabla 11

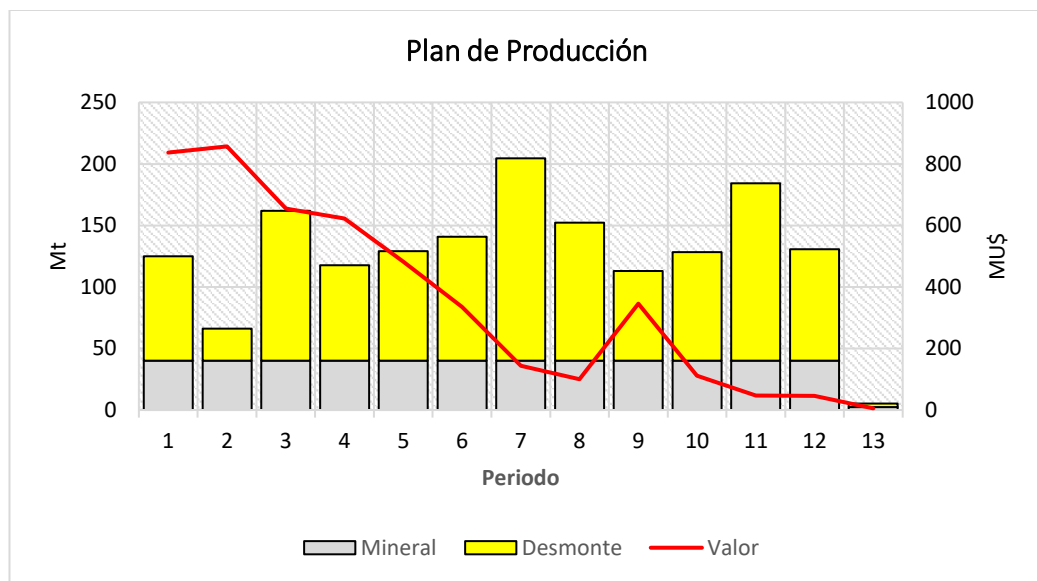
Plan de Producción - BOS2M

Periodos	Roca Total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmote (Mt)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	REM
1	125	40	85	0.70	1.40	0.18	2.13
2	66	40	26	0.70	1.43	0.14	0.65
3	162	40	122	0.70	1.36	0.14	3.05
4	118	40	78	0.68	1.43	0.15	1.94
5	129	40	89	0.62	1.40	0.14	2.23
6	141	40	101	0.55	1.24	0.12	2.52
7	205	40	165	0.48	1.16	0.09	4.12
8	152	40	112	0.40	0.94	0.06	2.81
9	113	40	73	0.59	1.42	0.16	1.82
10	128	40	88	0.40	1.54	0.08	2.21
11	184	40	144	0.39	1.23	0.07	3.61
12	131	40	91	0.34	1.02	0.06	2.27
13	5	2	3	0.38	1.14	0.08	1.33

Por otro lado, el valor total del proyecto a un descuento del 10% por periodo es de 4589.41MU\$, logrando obtener los 2 primeros periodos en promedio 847MU\$, y en adelante empieza reducir hasta llegar a 100MU\$ en el periodo 8 e incrementar la producción de material desmote, no obstante, en el periodo 9 es de 346MU\$ y finalmente el valor en el periodo 13 es de 5MU\$ como se aprecia en la Figura 30. En los 3 primeros periodos la ley de Cu está en el orden de 0.70 % y luego empieza a disminuir, y los últimos periodos es de 0.38%, asimismo, la ley de Ag y Au tiene la misma tendencia como se observa en la Figura 31.

Figura 30

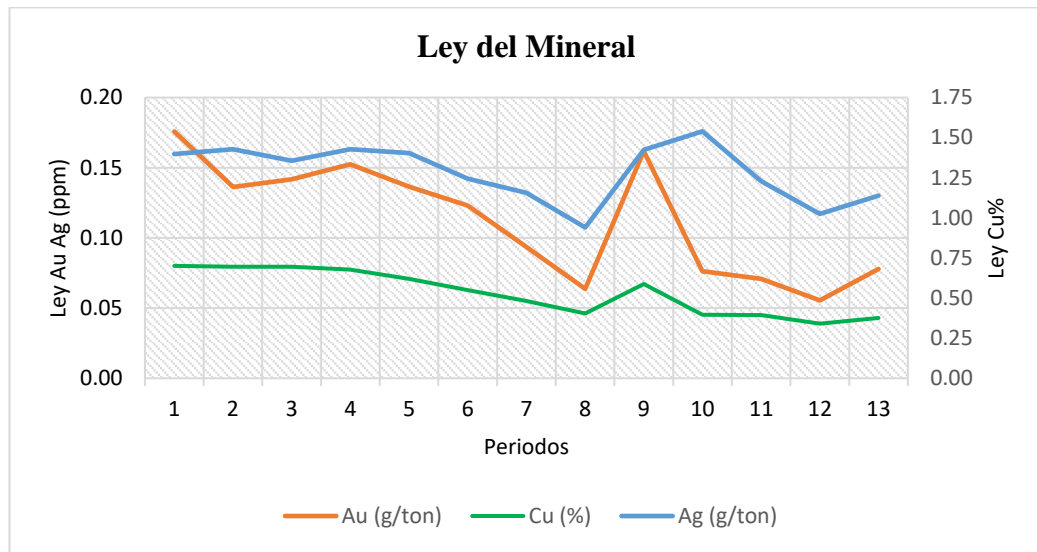
Valor por Periodo - BOS2M



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

Figura 31

Ley de Extracción del Mineral – BOS2M



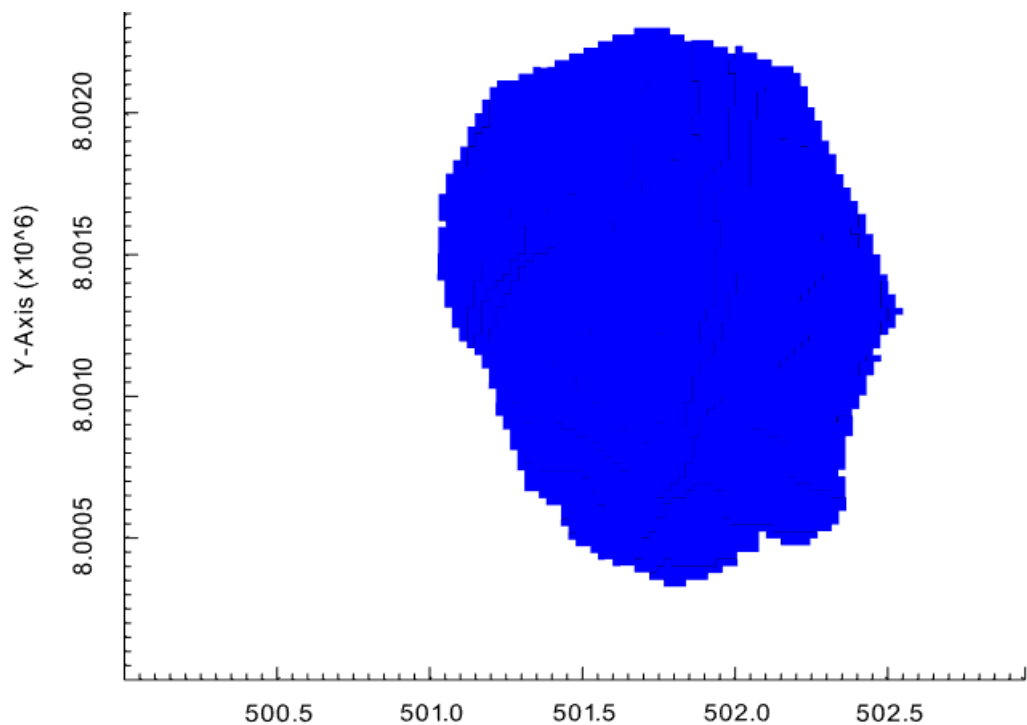
Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

4.2.2. DBS Simsched

Los datos de entrada se basan en la valoración del modelo de bloques, al igual que en BOS2M, para asegurar la misma valoración económica de cada bloque, además, esta resolución toma en cuenta el valor temporal del dinero para obtener el valor actual neto del proyecto, también como en BOS2M, y considera las restricciones de capacidad de extracción dentro de la optimización.

Figura 32

Límite del Tajo Final - Simsched



Fuente: Elaboración propia en software Simsched

El resultado de la optimización del tajo final ocupando la metodología DBS de Simsched logra una extracción de 1,811Mt de roca total con 77,344 bloques sin considerar la tasa de descuento, el tajo óptimo atribuye con valor 1 y 0 para los no extraíbles. Posteriormente, se agregaron las restricciones de capacidad y se aplicó una tasa de descuento del 10% en la optimización, lo que resultó en una extracción total de 1,766Mt en 11 periodos, como se muestra en la Figura 33, durante este proceso, se obtuvo un mineral de 440Mt y desmonte de 1,326Mt, con una REM promedio de 3.02 y una ley de Cu, Ag y Au de 0.58%, 1.37g/ton y 0.13g/ton, respectivamente, como se muestra en la Tabla 12.

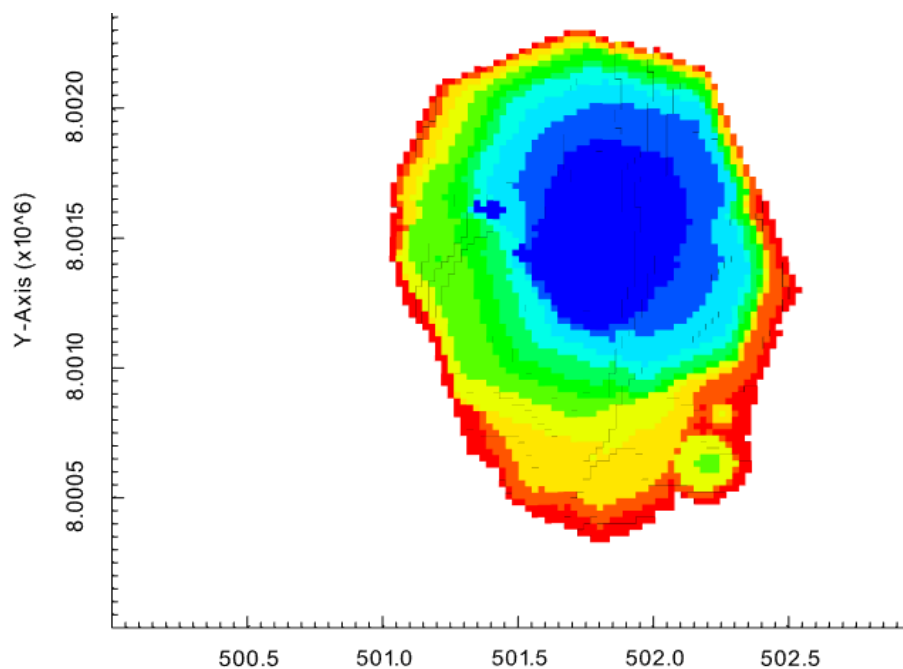
Tabla 12

Extracción Total del Tajo Final - Simsched

Reserva Total						
Toneladas (Mt)	Mineral (Mt)	Desmonte (Mt)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	REM
1766	440	1326	0.58	1.37	0.13	3.02

Figura 33

Periodos de Extracción - Simsched



Nota. la figura muestra los periodos de extracción de Norte a Sur.

Fuente: Elaboración propia en software Simsched

Plan de Producción

El resultado de la optimización con Simsched DBS indica una extracción total de 161Mt por año en promedio durante los 11 periodos, con 121Mt de material desmonte y 40Mt de alimentación a planta por periodo, según se muestra en la Tabla 13. Además, se obtiene un REM promedio de 3.02, el cual varía desde 1.52 en el primer periodo hasta 4.31 en los periodos 7 y 11.

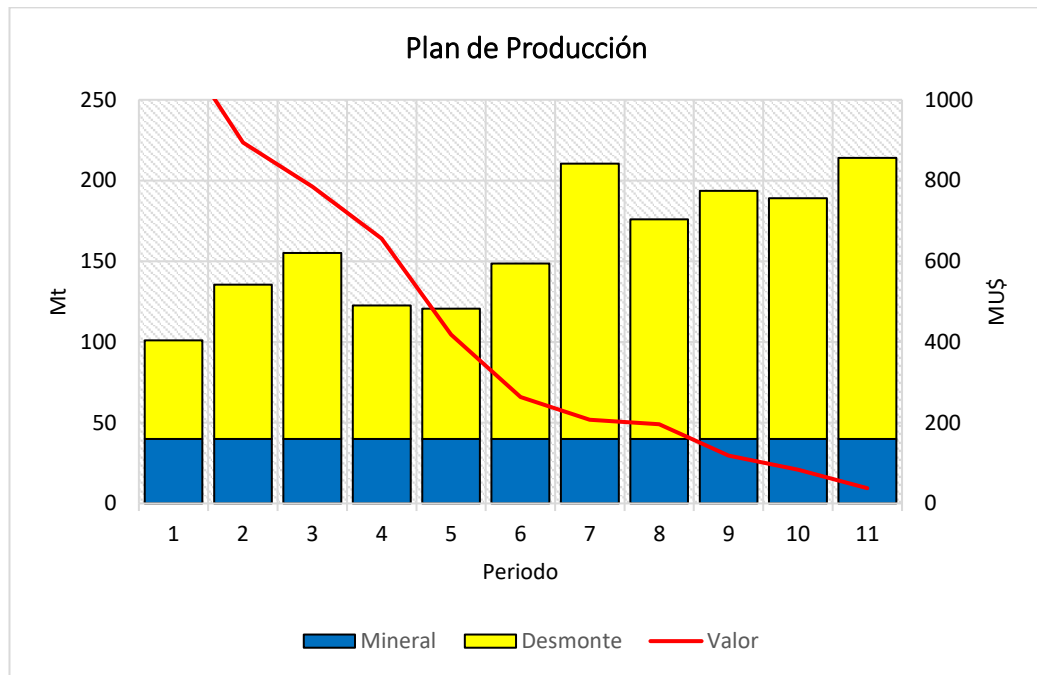
Tabla 13*Plan de Producción por Periodo - Simsched*

Periodo	Roca Total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmorte (Mt)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	REM
1	101	40	61	0.80	1.58	0.21	1.52
2	135	40	95	0.77	1.57	0.16	2.39
3	155	40	115	0.75	1.55	0.17	2.88
4	123	40	83	0.68	1.45	0.16	2.06
5	121	40	81	0.57	1.26	0.12	2.02
6	149	40	109	0.50	1.13	0.09	2.71
7	211	40	171	0.53	1.22	0.10	4.27
8	176	40	136	0.49	1.20	0.12	3.40
9	194	40	154	0.45	1.55	0.10	3.84
10	189	40	149	0.43	1.37	0.08	3.73
11	214	40	174	0.40	1.17	0.07	4.35

Por consiguiente, el valor total acumulado con una tasa de descuento del 10% por periodo se estima en 4816MU\$ para el plan de producción obtenido con Simsched DBS. El máximo valor se logra en el primer periodo con 1,157 MU\$, disminuyendo progresivamente hasta alcanzar los 38MU\$ en el último periodo de extracción, como se muestra en la Figura 34. Finalmente, la ley de Cu promedio es de 0.58%, con valores de 0.77% para los primeros tres periodos y 0.40% para el último periodo. Por otro lado, la ley de Au sigue una tendencia similar, con valores de 0.21ppm al inicio y 0.07ppm en el último periodo. La ley de Ag incrementa en el periodo 9, alcanzando un valor de 1.55ppm y disminuye a 1.17ppm en el último periodo, tal como se ilustra en la Figura 35.

Figura 34

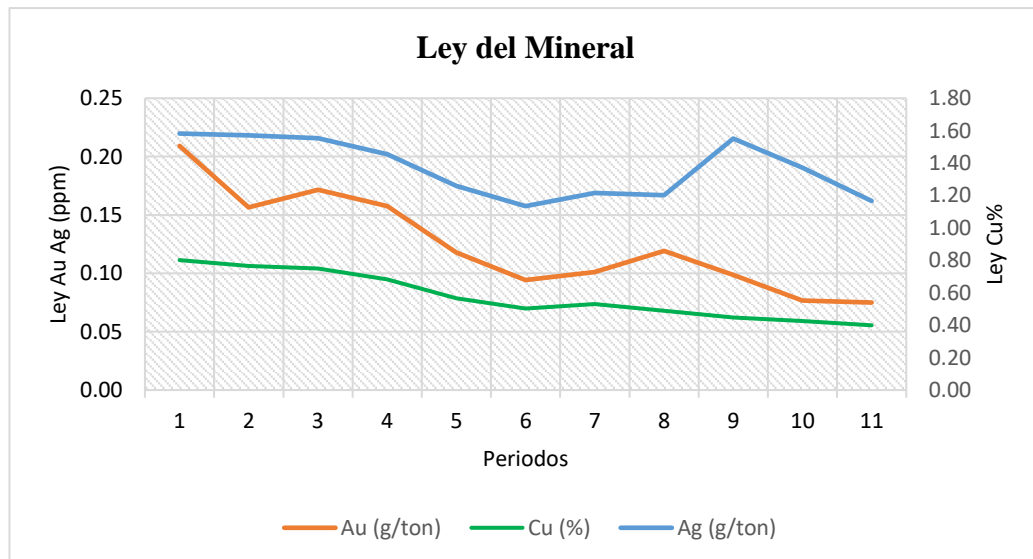
Plan de Producción - Simsched



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

Figura 35

Ley de Extracción del Mineral - Simsched



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

4.2.3. Resultado de la Eficiencia de la Programación Directa de Bloques

Se ha llevado a cabo la optimización del tajo mediante la metodología DBS, utilizando BOS2M y Simsched. De acuerdo con los resultados, este método se considera eficiente ya que toma en cuenta el valor del dinero en el tiempo y las restricciones de capacidad de mineral y desmonte, lo que permite generar directamente el plan de producción sin tener en cuenta la generación de tajos anidados ni fases de minado. Además, simplifica el procedimiento de optimización, como se puede apreciar en la Tabla 14.

Tabla 14

Eficiencia de la Metodología DBS

Parámetros	Metodología Tradicional (LG)	DBS BOS2M	DBS Simsched
Tajos Anidados	Si	No	No
Tajo Final	Si	Si	Si
Fases de Minado	Si	No	No
Restricción de Capacidad	No	Si	Si
Valor del dinero en el tiempo	No	Si	Si
Tiempo de ejecución (h)	6	3	2
Valor Acumulado (MU\$)	4640	4589	4816

4.3. NIVEL DE OPTIMIZACIÓN DE LAS METODOLOGÍAS ANALIZADAS PARA MINAS A CIELO ABIERTO

El resultado del nivel de optimización del tajo mediante el DBS de BOS2M y Simsched de la comparación con la metodología tradicional LG de Whittle se muestra en la Tabla 15, Tabla 16 y Tabla 17 que presenta la diferencia de la comparación de roca total, mineral, desmonte, ley del metal y el VAN. la metodología LG extrae un total de 1786 Mt de roca, lo que representa un aumento del 7.1% respecto al DBS de BOS2M y del 1.1% respecto al DBS de Simsched. El mineral extraído también supera en un 3.2% y 11.7% en comparación con los dos métodos de DBS. Sin embargo, el VAN obtenido es

inferior en un 3.8% respecto al DBS de Simsched y supera en un 1.1% al DBS de BOS2M. Cabe destacar que, después de la optimización con BOS2M, se logra reducir la capacidad del tajo final de 1,805 a 1,659 Mt, disminuyendo la cantidad de roca en un 9%. La ley del metal no difiere significativamente entre LG y el DBS de BOS2M, siendo la diferencia en Cu, Ag y Au del 0.5%, -0.2% y -0.1%, respectivamente. No obstante, el DBS de Simsched extrae con una mejor ley de Cu, Ag y Au en un 6.8%, 5.4% y 8.3%, respectivamente.

Tabla 15

Comparación de Optimización DBS BOS2M a LG Whittle

Metodología	Roca total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmonte (Mt)	VAN (MU\$)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)
Tradicional LG	1786	498	1288	4640	0.54	1.30	0.12
DBS BOS2M	1659	482	1177	4589	0.54	1.30	0.12
Diferencia en Masa (Mt)	-127	-16	-111	-51	0.00	0.00	0.00
Diferencia Porcentual (%)	-7.1%	-3.2%	-8.6%	-1.1%	0.5%	-0.2%	-0.1%

Tabla 16

Comparación de Optimización DBS Simsched a LG Whittle

Metodología	Roca total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmonte (Mt)	VAN (MU\$)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)
Tradicional LG	1786	498	1288	4640	0.54	1.30	0.12
DBS Simsched	1766	440	1326	4816	0.58	1.37	0.13
Diferencia en Masa (Mt)	-20	-58	38	176	0.04	0.07	0.01
Diferencia Porcentual (%)	-1.1%	-11.7%	3.0%	3.8%	6.8%	5.4%	8.3%

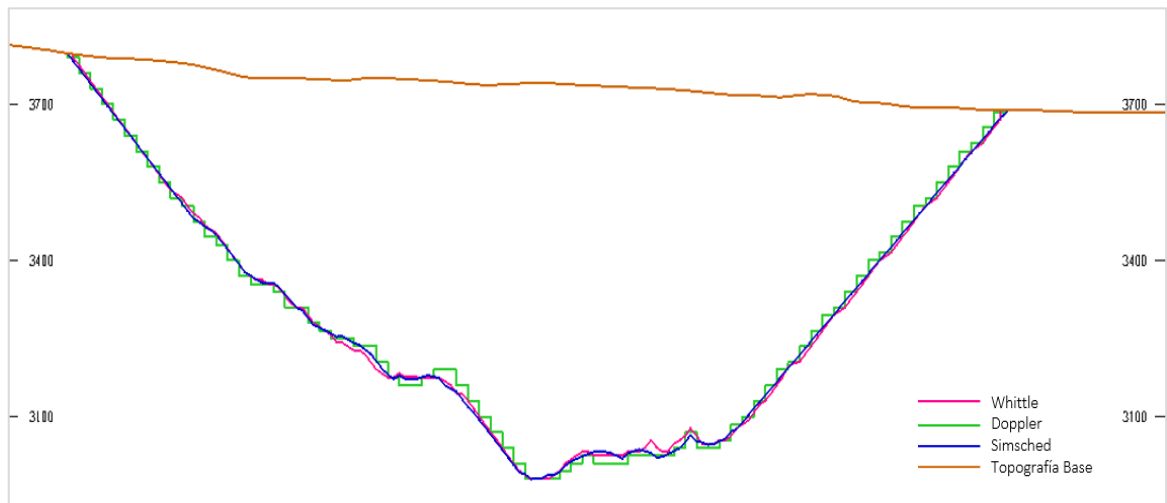
Tabla 17*Comparación de Optimización DBS Simsched a DBS BOS2M*

Metodología	Roca total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmante (Mt)	VAN (MU\$)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)
DBS BOS2M	1659	482	1177	4589	0.54	1.30	0.12
DBS Simsched	1766	440	1326	4816	0.58	1.37	0.13
Diferencia en Masa (Mt)	107	-42	150	227	0.03	0.07	0.01
Diferencia Porcentual (%)	6.5%	-8.8%	12.7%	4.9%	6.2%	5.6%	8.4%

Así mismo, se verifica la comparación de las geometrías del tajo obtenido por cada metodología entre la Figura 36 y Figura 39. Mientras que Whittle y Simsched generan superficies en su entorno, el reporte en Doppler es a nivel de bloques. Los resultados geométricos en la Figura 36 son regularmente similares. Sin embargo, se observan diferencias en la geometría del tajo generado por BOS2M en la Figura 37. En la Figura 38 se presentan las variaciones geométricas de cada método. Además, en las secciones de Este a Oeste se puede verificar que las geometrías presentan variaciones con un rango promedio de 50 m.

Figura 36

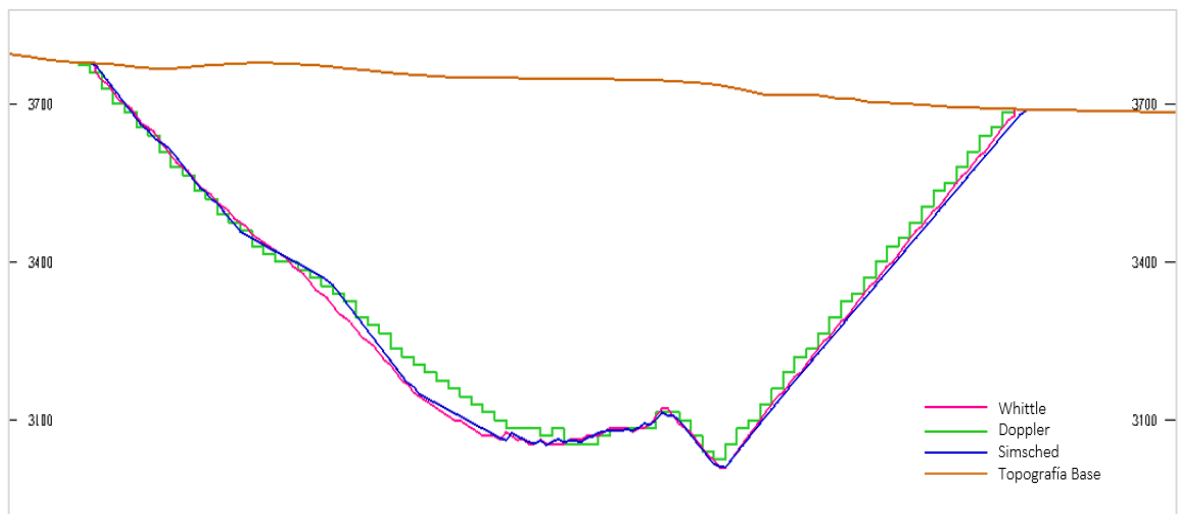
Comparación Geométrica de Tajo Final NS - E501800



Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)

Figura 37

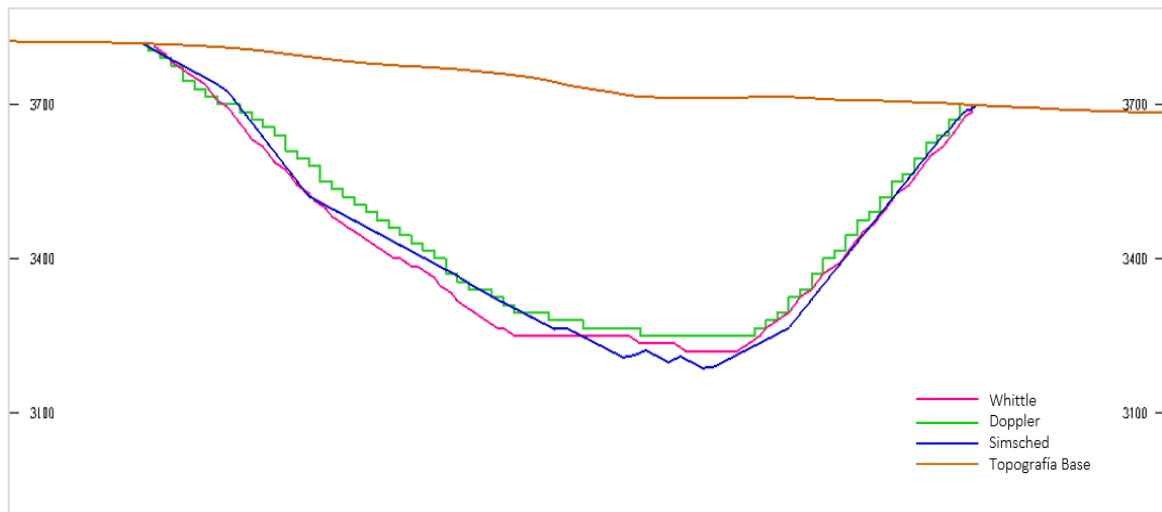
Comparación Geométrica de Tajo Final NS - E 501700



Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)

Figura 38

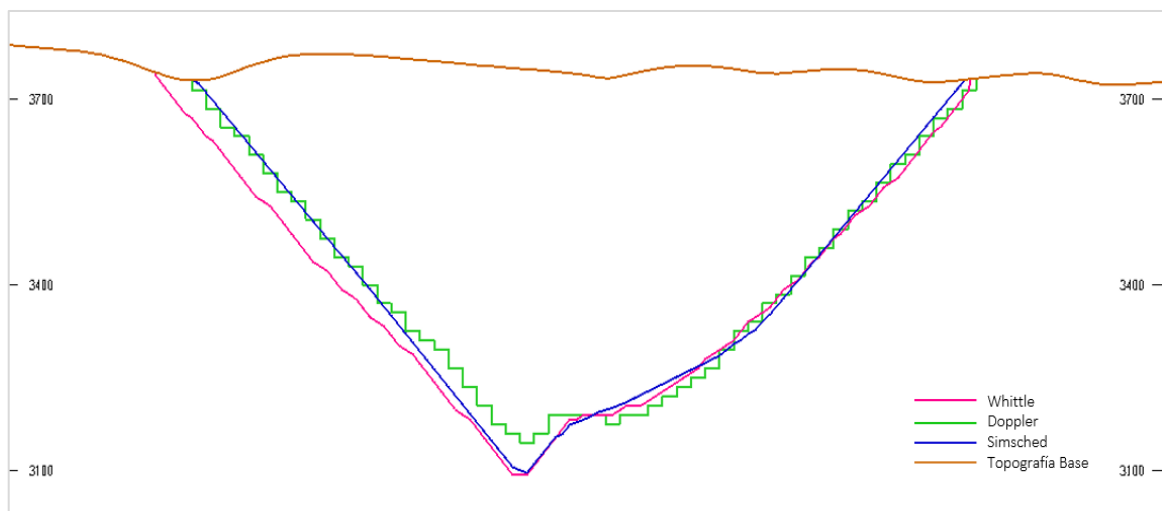
Comparación Geométrica de Tajo Final NS - E501425



Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)

Figura 39

Comparación Geométrica de Tajo Final EW - N 8001125



Fuente: Propia en software Minesight 3D (Licencia Universitaria)

4.3.1. Comparación del Plan de Producción

El resultado del plan de producción, como se muestra en la Figura 40, indica que la extracción con la metodología basado en LG logra extraer en 13 periodos al igual que el DBS de BOS2M, y en caso de DBS Simsched solo en 11 periodos. En ambos casos, la extracción de mineral cumple de manera constante hasta el periodo 11. En el periodo 12, la extracción de mineral se mantiene en 40Mt para LG y BOS2M, y luego en el periodo 13, LG extrae 18 Mt de mineral, mientras que BOS2M extrae 2 Mt de mineral. En el primer periodo, el valor del DBS de Simsched es superior en un 37% en comparación con LG y un 28% en comparación con BOS2M.

Tabla 18

Comparación de Extracción de Material y el Valor

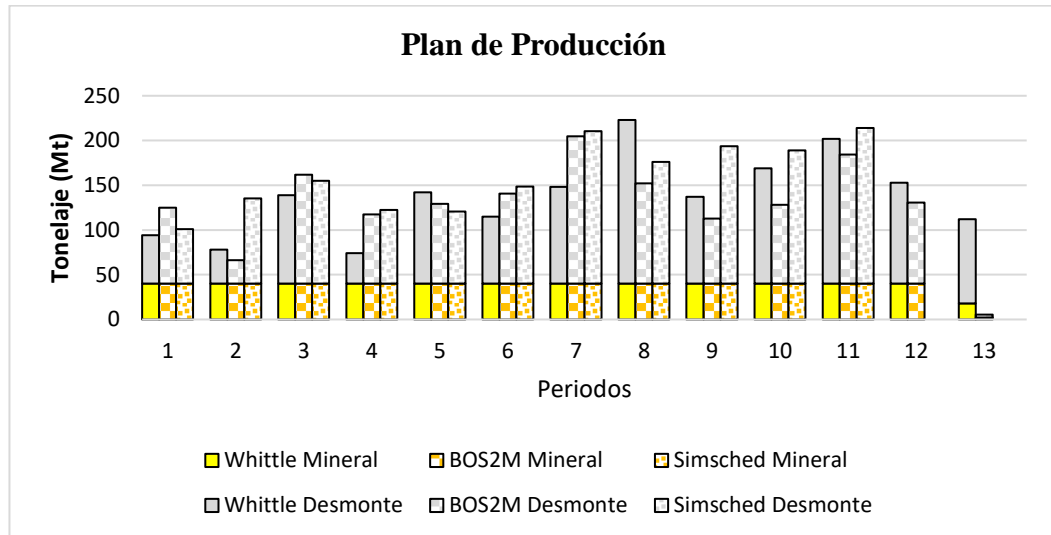
Periodo	LG (Whittle)				DBS (Simsched)				DBS (BOS2M)			
	Roca total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmonte (Mt)	Valor desc. (MU\$)	Roca total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmonte (Mt)	Valor desc. (MU\$)	Roca total (Mt)	Mineral (Mt)	Desmonte (Mt)	Valor desc. (MU\$)
1	94	40	54	847	101	40	61	1157	125	40	85	837
2	78	40	38	875	135	40	95	894	66	40	26	857
3	139	40	99	667	155	40	115	785	162	40	122	655
4	74	40	34	656	123	40	83	656	118	40	78	623
5	142	40	102	550	121	40	81	418	129	40	89	482
6	115	40	75	318	149	40	109	263	141	40	101	335
7	148	40	108	186	211	40	171	207	205	40	165	144
8	223	40	183	40	176	40	136	196	152	40	112	100
9	137	40	97	251	194	40	154	118	113	40	73	346
10	169	40	129	125	189	40	149	84	128	40	88	112
11	202	40	162	52	214	40	174	38	184	40	144	47
12	153	40	113	59					131	40	91	46
13	112	18	94	14					5	2	3	5
Total	1786	498	1288	4640	1766	440	1326	4816	1659	482	1177	4589

Adicionalmente, se verifica que la ley de extracción obtenida con DBS Simsched es mayor en un 6.8% para Cu, 6.2% para Ag y 8.3% para Au en comparación con LG y BOS2M. En la Tabla 19 se puede ver que, en los primeros

periodos, la ley de extracción para Cu, Ag y Au es mayor con DBS Simsched en comparación con LG.

Figura 40

Comparación del Plan de Producción



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

Tabla 19

Comparación de la Ley de Extracción por Periodo

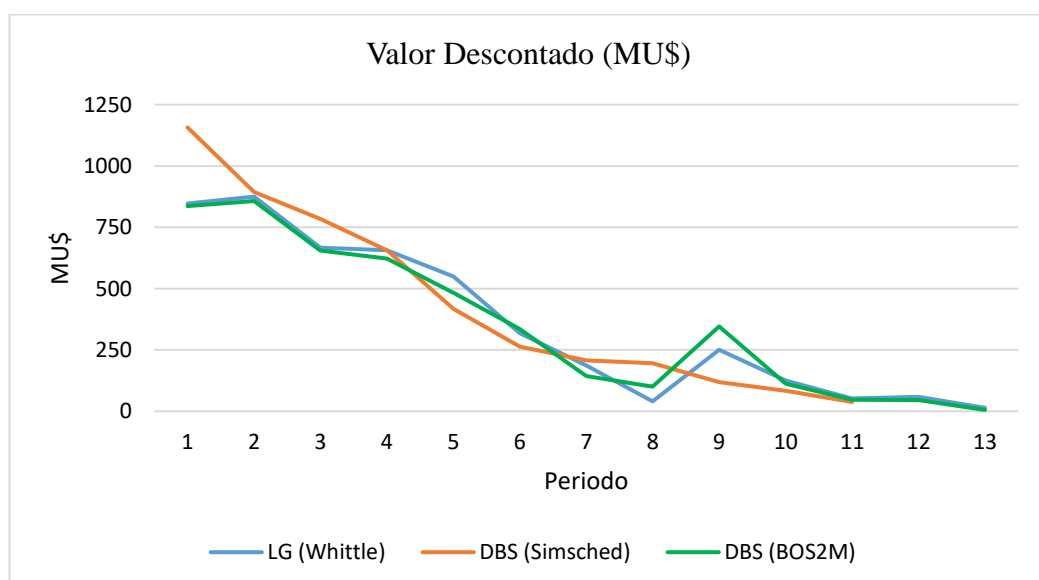
Periodo	LG (Whittle)			DBS (Simsched)			DBS (Doppler)		
	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	Cu (%)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)
1	0.68	1.35	0.16	0.80	1.58	0.21	0.70	1.40	0.18
2	0.70	1.43	0.15	0.77	1.57	0.16	0.70	1.43	0.14
3	0.69	1.44	0.14	0.75	1.55	0.17	0.70	1.36	0.14
4	0.66	1.33	0.15	0.68	1.45	0.16	0.68	1.43	0.15
5	0.67	1.49	0.16	0.57	1.26	0.12	0.62	1.40	0.14
6	0.52	1.19	0.10	0.50	1.13	0.09	0.55	1.24	0.12
7	0.46	1.05	0.08	0.53	1.22	0.10	0.48	1.16	0.09
8	0.42	1.03	0.07	0.49	1.20	0.12	0.40	0.94	0.06
9	0.52	1.23	0.13	0.45	1.55	0.10	0.59	1.42	0.16
10	0.44	1.72	0.10	0.43	1.37	0.08	0.40	1.54	0.08
11	0.41	1.24	0.08	0.40	1.17	0.07	0.39	1.23	0.07
12	0.38	1.12	0.07	-	-	-	0.34	1.02	0.06
13	0.43	1.22	0.11	-	-	-	0.38	1.14	0.08
Total	0.54	1.30	0.12	0.58	1.37	0.13	0.54	1.30	0.12

4.3.2. Comparación del VAN

El resultado del valor obtenido en cada periodo mediante la metodología LG de Whittle y las metodologías DBS de Simsched y BOS2M se muestra en la Figura 41, En el primer periodo, el valor obtenido por Simsched supera en un 37% y 28% al valor obtenido por LG y BOS2M, respectivamente. Sin embargo, según el plan de producción, el valor obtenido por Simsched empieza a reducirse a partir del periodo 5 hasta el periodo 11. Por otro lado, la diferencia entre el valor obtenido por LG y BOS2M no es significativa en términos de variación. En el periodo 9, el valor obtenido por LG experimenta un aumento del 84%, pasando de 40 MU\$ a 251 MU\$, mientras que BOS2M aumenta de 100 MU\$ a 346 MU\$, lo que representa un incremento del 71%. A partir del periodo 10 hasta el 13, el valor sigue el mismo comportamiento para LG y BOS2M, obteniendo en el último periodo 14 MU\$ y 5 MU\$, respectivamente.

Figura 41

Comparación del Valor Descontado por Periodo



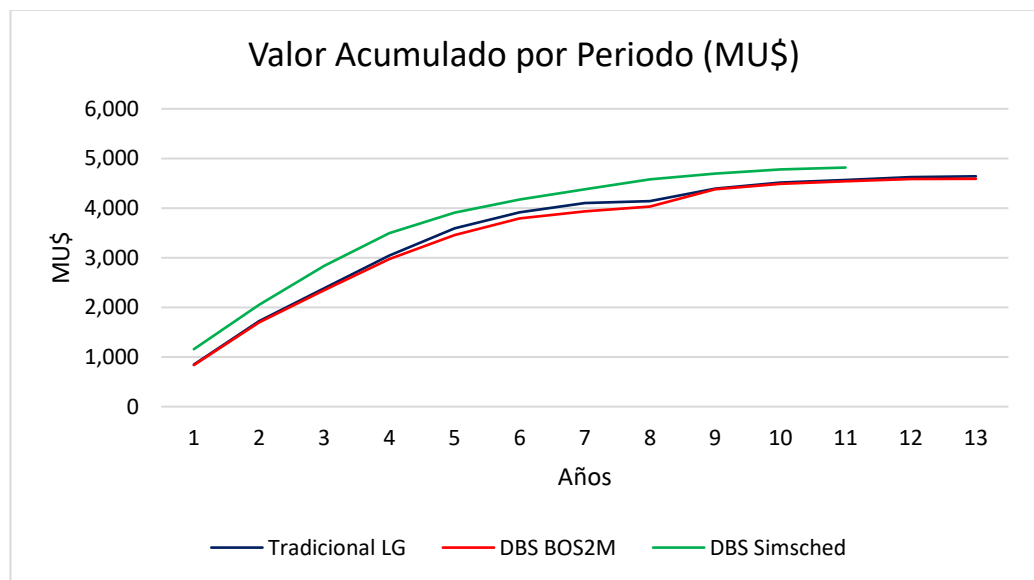
Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

En la Figura 42 se puede observar el rendimiento del valor acumulado, en el que se aprecia una variación similar entre la metodología basada en LG y BOS2M. En el octavo periodo, ambos presentan una tendencia a disminuir. Sin embargo, DBS Simsched muestra un valor superior, ya que su extracción se realiza en solo 11 periodos, como se muestra en la Tabla 19, esto implica una extracción con mejor ley y un mayor avance.

En el mejor caso, la metodología LG tiene un VAN final acumulado de 4,640 MU\$ y en el caso específico es de 4,431 MU\$. Por otro lado, la metodología basada en DBS obtiene un VAN final de 4,589 MU\$ con BOS2M y 4816 MU\$ con Simsched, lo que representa una variación porcentual del -3.8% en comparación con la metodología tradicional y una mejora del 1.1% en comparación con BOS2M.

Figura 42

Valor Acumulado por Periodo



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)



4.4. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS

Hipótesis general: La programación directa de bloques es superior en comparación con la metodología tradicional en la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.

Contrastación: En general, al comparar ambas metodologías, la programación directa de bloques es más realista al no considerar los tajos anidados, selección de fases, y considerar restricciones de capacidad, valor del dinero en el tiempo y mejorar el valor del tajo.

Hipótesis específica 1: Los factores de optimización influyen en la efectividad de la metodología tradicional para la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.

Contrastación: la metodología tradicional no considera la restricción de capacidad, el valor del dinero en el tiempo, y que la selección manual de fases tiene un impacto directo en el plan de producción y en el valor.

Hipótesis específica 2: La programación directa de bloques presenta una mejora significativa en la optimización de minas a cielo abierto en un yacimiento de cobre skarn.

Contrastación: la metodología basado en la programación directa de bloques simplifica la generación de tajos anidados, selección de fases, y considera las restricciones de capacidad, valor del dinero en el tiempo generando directamente el plan de producción con un mejor valor

Hipótesis específica 3: La programación directa de bloques mejora el nivel de optimización a diferencia de la metodología tradicional en minas a cielo abierto de un yacimiento de cobre skarn.



Contrastación: La programación directa de bloques mejora el nivel de optimización en la consideración de restricciones realistas y logrando un mayor valor en hasta de un 3.8% respecto a la metodología tradicional.

4.5. DISCUSIÓN

La optimización basada en LG depende de la selección de fases en el plan de producción, lo cual requiere la experiencia del planificador para evitar errores (Castillo, 2009). Además, García (2017) indica que considerar el factor tiempo en la optimización puede mejorar el VAN hasta un 5%. Por otro lado, Morales et al. (2015) mencionan que la metodología LG es compleja debido a la selección de fases, aunque los resultados obtenidos son similares. Sin embargo, es importante destacar que la falta de consideración del valor del dinero en el tiempo puede afectar el VAN hasta un 3.8%.

La metodología DBS muestra una ventaja de hasta el 5% en el VAN en comparación con la metodología LG, según lo señalado por Canales (2018). Esto se debe a su capacidad mejorada para dirigir el minado y distribuir las fases del diseño. Vergara (2020) también reporta resultados que respaldan esta afirmación al demostrar el impacto significativo del tiempo en los flujos de caja al utilizar la metodología DBS. Además, Cerchiaro et al. (2020) encuentra que con el DBS se logra un VAN mayor en un máximo del 4%, a pesar de generar una menor cantidad de mineral, los resultados obtenidos indican una mejora de hasta el 4.9%.

Los resultados de Campos dan Mata et al. (2021) muestra un rendimiento similar en términos de VAN. Sin embargo, al aplicar DBS de Simsched, se logra obtener un VAN mayor en 3.8% en comparación a LG. Asimismo, se observa una mejora del 4.9% en comparación a DBS BOS2M, pero no permite controlar los anchos operativos ni los avances verticales, además de presentar un espacio entre tajos estrecho que afecta su



viabilidad operativa. Es importante destacar que la metodología DBS se desempeña de manera más eficiente al considerar las restricciones de capacidad de material.



V. CONCLUSIONES

- Con respecto al objetivo general, se concluye que la metodología DBS es más adecuada y realista en comparación con la metodología tradicional LG para la optimización, ya que considera tanto el valor del dinero en el tiempo como las restricciones de capacidad. La evaluación comparativa de los resultados en términos de VAN indica que DBS Simsched supera a LG en 3.8%, y a DBS BOS2M en un 4.9%. Cada caso de optimización presenta un rendimiento y comportamiento diferenciado, y DBS Simsched logra generar un plan de producción en 11 periodos, mientras que DBS BOS2M y LG de Whittle lo hacen en 13 periodos. A pesar de que DBS obtiene una menor extracción de mineral en comparación con LG, su VAN es superior. Además, se observaron variaciones geométricas considerables de hasta 50 metros en algunos sectores.
- Los factores de optimización de la metodología tradicional en la optimización de tajos con LG de Whittle, tiene limitaciones al considerar solo el valor económico y la precedencia de los ángulos, lo que la hace menos robusto al no incluir el valor del dinero en el tiempo. Además, requiere tajos anidados y selección manual o automática de fases, lo que afecta la producción de mineral y el VAN. El tiempo requerido para generar el plan fue de 5 horas.
- La eficiencia del DBS en la optimización del tajo determina que el DBS Simsched logra un VAN superior en un 4.9% en comparación con DBS BOS2M. Ambas metodologías consideran el valor del dinero en el tiempo y las restricciones de capacidad, evitando la necesidad de tajos anidados y selección de fases. Asignan el período y destino del material en el modelo de bloques, generando directamente el plan de producción. DBS Simsched tomó 1 hora, DBS BOS2M necesitó 2 horas y LG tomó 5 horas para la optimización.



- El nivel de optimización del tajo utilizando DBS BOS2M, DBS Simsched y LG, indica que DBS Simsched logra un VAN mayor en 3.8% que LG y supera en un 4.9% a DBS BOS2M. Cada caso de optimización tiene un rendimiento y comportamiento diferente, el caso de DBS Simsched extrajo 1,766 Mt de roca total, 440 Mt de mineral y 1,326 Mt de desmonte en 11 periodos. LG extrajo 1,786 Mt de roca total, 498 Mt de mineral y 1,288 Mt de desmonte en 13 periodos. DBS BOS2M extrajo 1,659 Mt de roca total, 482 Mt de mineral y 1,177 Mt de desmonte en 13 periodos. Las diferencias geométricas del tajo variaron en un rango de 50 m en algunos sectores.



VI. RECOMENDACIONES

Se recomienda enfocar las mejoras del plan de producción mediante la metodología DBS y LG en los siguientes aspectos:

- Realizar un análisis de sensibilidad a diferentes tasas de producción para cada metodología, con el fin de evaluar el rendimiento del VAN y la tasa interna de retorno, considerando el capital del proyecto.
- Evaluar los planes de producción en primera instancia de la optimización, y posteriormente realizar un diseño de fases de producción y diseño de mina, teniendo en cuenta los parámetros operativos.
- Estudiar la variación del horizonte de extracción para analizar si difiere o mantiene el ritmo en ambas metodologías de optimización.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Campos da Mata, J., Douglas , M., Alizeibek , N., & Sabino de Morais, S. (2021). *Planejamento de Lavra Utilizando Sequenciamento Direto de Blocos com Inclusão de Variáveis Geometalúrgicas*. Brazil: Laboratório de Geometalurgia e Simulação de Processos, Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG).
- Loor, V. E. (2020). Aplicacion de la Inteligencia Artificial para el Agendamiento y Optimizacion del Diseño de Fases en Minería a Cielo Abierto. En *Tesis de Magíster, Universidad de Santiago de Chile*. Santiago, Chile.
- Canales, D. A. (2018). *Comparacion de Metodologias de Planificacion de Largo Plazo en Minería a Cielo Abierto*. Santiago de Chile: Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas.
- Castillo, L. M. (2009). *Modelos de Optimización para la Planificación Minera a Cielo Abierto*. Santiago de Chile: Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas.
- Cerchiaro-Sánchez, I., Marulanda-Cárdenas, J. F., & Franco-Sepúlveda, G. (2020). Application of software DOPPLER in a hypothetical mining project of a polymetallic deposit. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, 22 - 26.
- Chicoisne, R., Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., & Rubio, E. (2012). A New Algorithm for the Open-Pit Mine Production Scheduling Problem. *Operations Research*. Obtenido de <http://dx.doi.org/10.1287/opre.1120.1050>
- Delphos. (2018). *Manual Doppler (Delphos Open Pit Planner)*. V1.4.9. Obtenido de <http://www.delphoslab.cl/index.php/software-es/manuales/238->
- García, G. A. (2017). Planeamiento Estratégico a Cielo Abierto con Temporalidad de Modelo Económico. *Instituto de Ingenieros de Minas del Perú*.



- Gerson, M. (1987). Heuristic approaches for mine planning and production scheduling. *International Journal of Mining and Geological Engineering*, 1-13.
- Jélvez, E., Morales, N., & Askari-Nasab, H. (Abril de 2018). A new model for automated pushback selection. *Computers and Operations Research*. doi:10.1016/j.cor.2018.04.015
- Johnson, T. (1968). *Optimum open pit mine production scheduling*. Berkeley, Berkeley.: Ph.D. thesis, Operations Research Department, University of California,.
- Lerchs, H., & Grossman, I. (1965). Optimum Design of Open Pit Mines. *Joint CORS and ORSA Conference, Montreal: Canadian Institute of Mining and Metallurgy*.
- Marinho, A. (2013). *Surface Constrained Stochastic Life-of-Mine Production Scheduling*. Montreal, Quebec, Canada: Department of Mining and Materials Engineering, McGill University.
- Meagher, C., Dimitrakopoulos, R., & Avis, D. (2014). Optimized open pit mine design, pushbacks and the gap problem: a review. *Journal of Mining Science*, 50(3), 508-526.
- Meagher, C., Dimitrakopoulos, R., & Avis, D. (2014). Optimized Open Pit Mine Design, Pushbacks and the Gap Problem - A Review. *Mineral Mining Technology*. doi:10.1134/S1062739114030132
- Morales, N., Jélvez, E., Nancel-Penard, P., Marinho, A., & Guimarães, O. (2015). A Comparison of Conventional and Direct Block Scheduling Methods for Open Pit Mine Production Scheduling. *APCOM*, 1040 - 1051.
- Nelis, G. (2016). *Planificación adaptativa utilizando simulación geoestadística antitética*. Santiago de Chile: Repositorio Académico - Universidad de Chile.
- Newman, A., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A., & Eureka, K. (2010). A Review of Operations Research in Mine Planning. *Interfaces*, 40(3), 222-245.



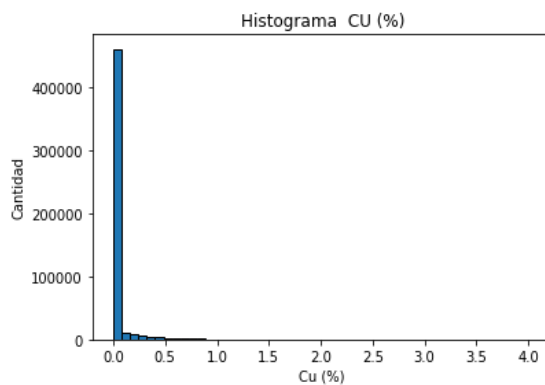
- Ota, R., & L. A. , M. (2022). SimSched Direct Block Scheduler: A new practical algorithm for the open pit mine production scheduling problem.
- Suarez, M. J. (2017). Diseño de Fases de Explotacion en Minas a Cielo Abierto Generadas a traves de un Algoritmo Genetico. Santiago, Chile: Tesis de Magister, Universidad de Santiago de Chile.
- Vara, A. A. (2012). *7 Pasos para una Tesis Exitosa desde la Idea Incial hasta la Sustentación.*
- Vergara, R. A. (2020). *Comparación de Metodologías para la Optimización de Yacimientos Mineros a Rajo Abierto.* Santiago de Chile: Universidad de Chile, Departamento de Ingenieria de Minas.
- Whittle, J. (1998). *Four –X User Manual.* Melbourne, Australia: Whittle Programming Pty Ltd.

ANEXOS

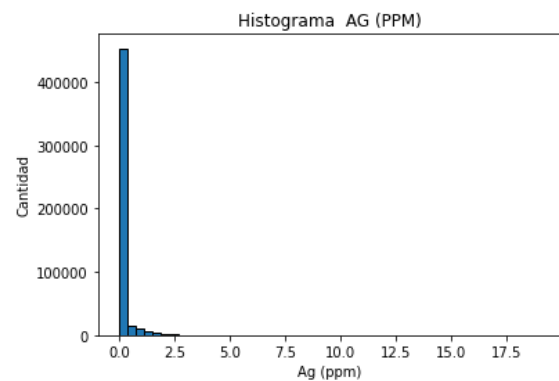
Anexo 1. Histograma de las Variables del Modelo de Bloques

A continuación, se presenta el histograma de las leyes de Cu%, Au ppm, y Ag ppm del modelo de bloques utilizado en el estudio de caso, junto con los porcentajes de recuperación de cada metal, los cuales varían debido a la mineralización.

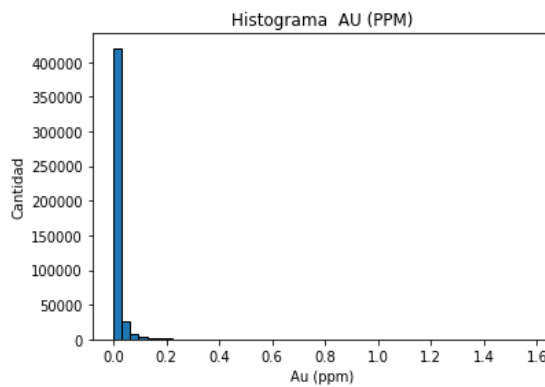
Ley de Cu %



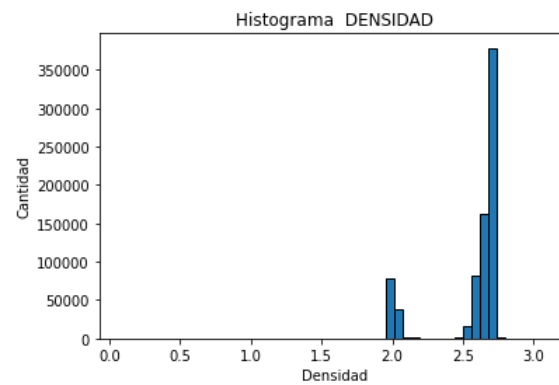
Ley de Ag ppm



Ley de Au ppm

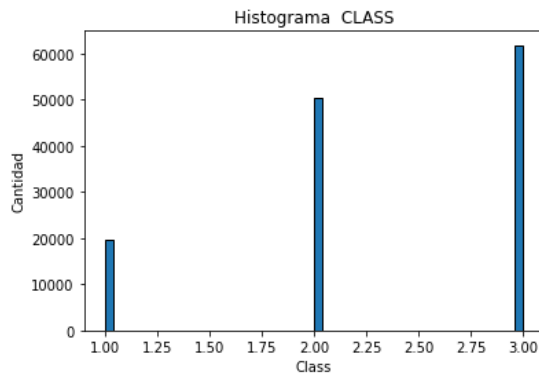


Densidad t/m3

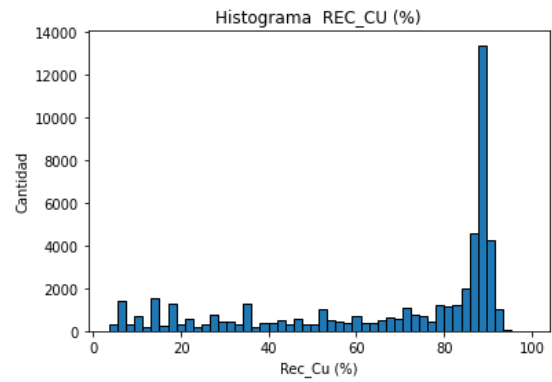




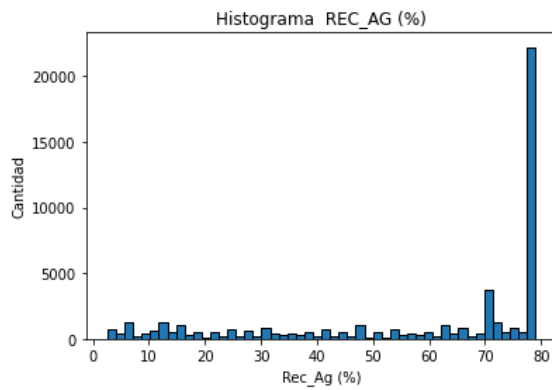
Recurso Medido, Indicado e Inferido



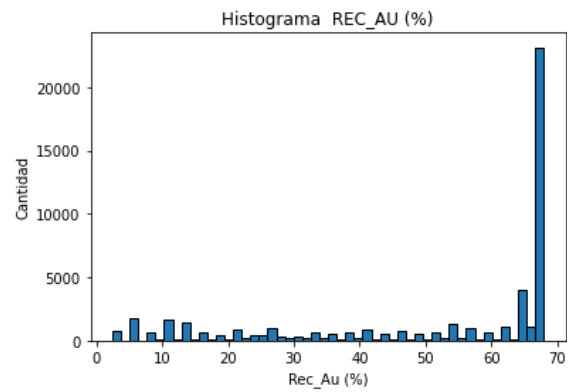
Recuperación de Cu%



Recuperación de Ag%



Recuperación de Au%

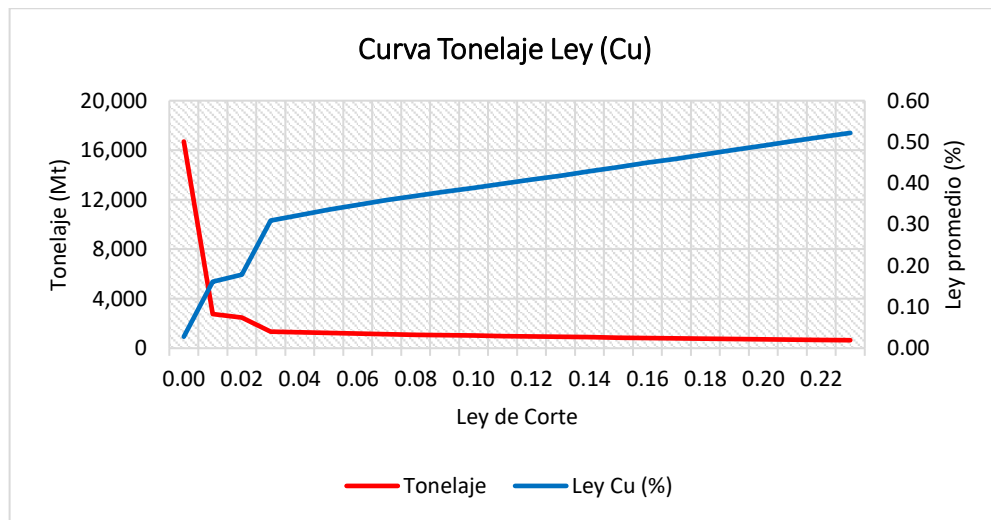


Anexo 2. Curva Tonelaje Ley

A continuación, se presenta la curva tonelaje ley de Cu%, Au ppm, y Ag ppm del modelo de bloques utilizado en el estudio de caso

Figura 43

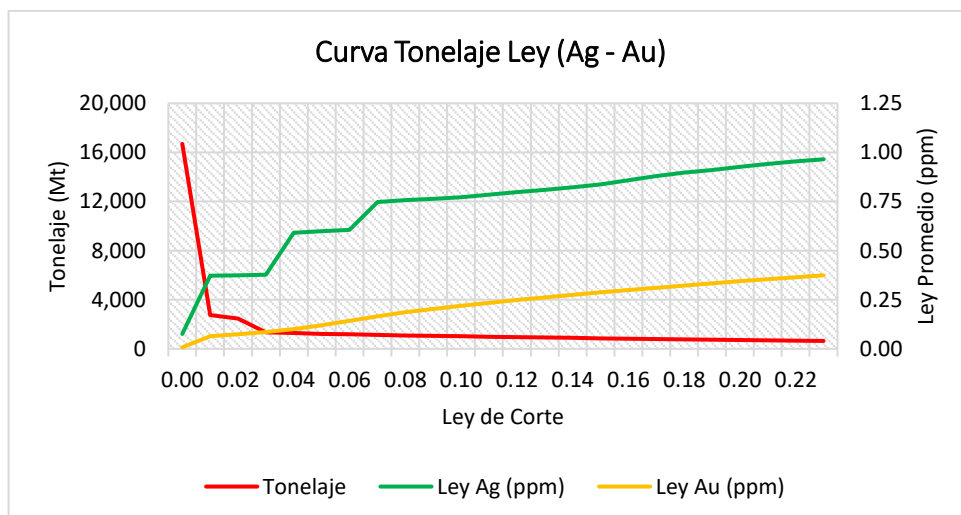
Curva Tonelaje Ley del Modelo de Bloques (Cu)



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)

Figura 44

Curva Tonelaje Ley del Modelo de Bloques (Ag - Au)



Fuente: Propia en Excel (Licencia Universitaria)



Anexo 3. Valorización de Modelo de Bloques en Python 3.9

En el siguiente código abierto en Python se realiza la valorización del modelo de bloques para obtener el valor del mineral y el desmonte. Para ello, se han utilizado algunas herramientas informáticas comúnmente empleadas en el análisis de datos.

```
import numpy as np

import pandas as pd

def Upgrade_Values(df):

    df['Ton']= df['SG']*df['TOPO']*25*25*15/100

def Mining_Cost(df,mcb,ci1,ci2,nr):

    conditions = [(df['ELEV'] > nr),(df['ELEV'] < nr)]

    cost = [df['Ton']*(mcb+(df['ELEV']-nr)/15*ci1),df['Ton']*(mcb+(nr-df['ELEV'])/15*ci2)]

    df['Mine Cost'] = np.select(conditions,cost, mcb*df['Ton'])

def Process_Cost(df,pr):

    df['Process Cost']= df['Ton']*(pc)

def Ore_Recovery(df):

    df['m Cu'] =(df['CU']/100)*(df['RCU']/100)*df['Ton']

    df['m Ag'] = df['AG']*df['Ton']*df['RAG']/100

    df['m Au'] = df['AU']*df['Ton']*df['RAU']/100

def Ore_Value(df,p1,p2,p3):

    df['Value Cu'] = df['m Cu']*p1*2204.62

    df['Value Ag'] = df['m Ag']*p2

    df['Value Au'] = df['m Au']*p3

def Block_Value(df):

    # Valuation per Block

    df['WST']= -df['Mine Cost']

    df['ORE']= df['Value Cu']+df['Value Ag']+df['Value Au']-df['Mine Cost']-df['Process Cost']

def Extraction_Value(df):

    #Using this value to run maximum pit in Doppler Software

    df['VALUE'] =df[['WST','ORE']].max(axis=1)

def Value(df):
```



```
#Using this value to run in Whittle Software

#Net Value per Block(VPB) $

#Net Value per Tonnage(VPT) $/ton

df['NVB'] =df[['WST','ORE']].max(axis=1)

conditions = [(df['NVB'] > 0),(df['NVB'] <=0)]

data = [df['NVB']/df['Ton'], 0]

df['NVT'] = np.select(conditions,data, 0)

# Mine Parameters

mcb = 2.025 # Mining cost base. $/ton

ica = 0.010 # incremental cost above

icb = 0.015 # incremental cost below

br = 3700

# Process Parameters

pc = 7.81 # $/ton

pcu = 2.63 # $/lb Net Price Cu

pag = 0.46 # $/gr Net Price Ag

pau = 40.39 # $/gr Net Price Au

Upgrade_Values(df)

Mining_Cost(df,mcb,ica,icb,br)

Process_Cost(df,pc)

Ore_Recovery(df)

Ore_Value(df,pcu,pag,pau)

Block_Value(df)

Extraction_Value(df)

Value(df)
```

Anexo 4. Reporte de los Tajos Anidados de Whittle

Se presenta a continuación información sobre los tajos anidados del caso estudio, los cuales están valuados a diferentes precios mediante un factor $\lambda \in [0,1]$, conocido como "revenue factor" o factor multiplicador (Loor, 2020). En total se han obtenido 71 tajos anidados con sus correspondientes valores de leyes, roca total y mineral.

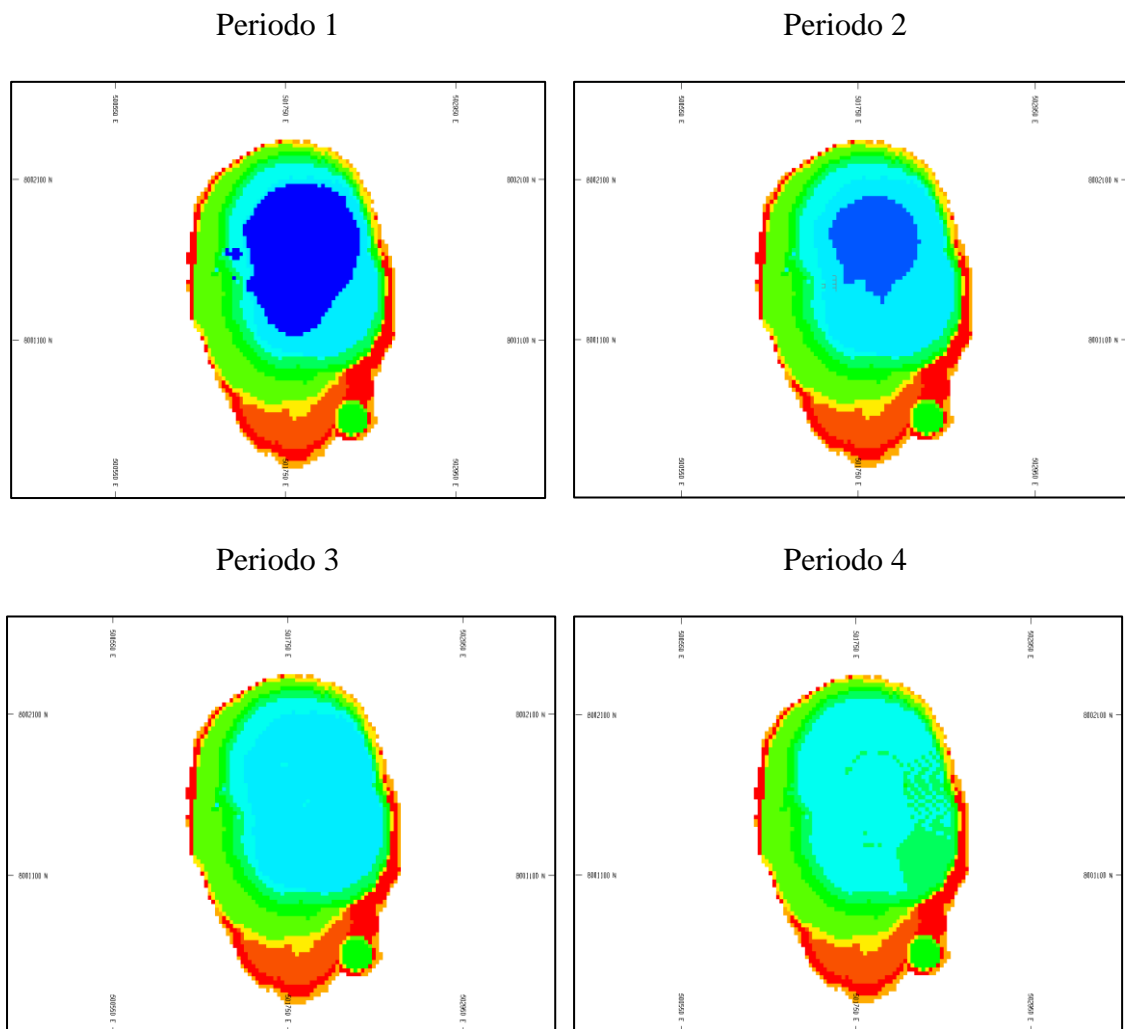
Tajo	Revenue Factor (Min)	Revenue Factor (Max)	Roca Total (Mt)	Mineral (Mt)	Ley Cu (%)	Ley Ag (g/t)	Ley Au (g/t)
1	0.24	0.26	0	0	1.32	2.49	0.21
2	0.27	0.29	0	0	1.37	2.93	0.18
3	0.30	0.31	0	0	1.34	2.84	0.15
4	0.32	0.32	27	8	1.07	2.16	0.36
5	0.33	0.33	27	9	1.06	2.14	0.36
6	0.34	0.34	33	11	1.03	2.05	0.34
7	0.35	0.35	37	13	1.00	2.00	0.31
8	0.36	0.36	39	14	0.98	1.95	0.31
9	0.37	0.37	52	19	0.93	1.84	0.27
10	0.38	0.38	119	43	0.85	1.71	0.22
11	0.39	0.39	133	49	0.84	1.68	0.21
12	0.40	0.40	186	67	0.82	1.66	0.19
13	0.41	0.41	194	72	0.81	1.64	0.19
14	0.42	0.42	214	80	0.80	1.62	0.18
15	0.43	0.43	228	86	0.79	1.60	0.18
16	0.44	0.44	251	93	0.78	1.58	0.18
17	0.45	0.45	389	132	0.77	1.55	0.18
18	0.46	0.46	443	143	0.77	1.56	0.18
19	0.47	0.47	461	149	0.76	1.55	0.18
20	0.48	0.48	495	159	0.76	1.55	0.18
21	0.49	0.49	497	161	0.75	1.54	0.17
22	0.50	0.50	512	165	0.75	1.54	0.17
23	0.52	0.52	515	167	0.75	1.53	0.17
24	0.53	0.53	531	173	0.74	1.52	0.17
25	0.54	0.54	553	180	0.74	1.51	0.17
26	0.55	0.55	554	182	0.73	1.51	0.17
27	0.56	0.56	563	186	0.73	1.50	0.17
28	0.57	0.57	572	189	0.72	1.49	0.16
29	0.58	0.58	591	197	0.71	1.47	0.16
30	0.59	0.59	607	204	0.70	1.46	0.16
31	0.60	0.60	636	212	0.70	1.45	0.16
32	0.61	0.61	642	215	0.69	1.44	0.16
33	0.62	0.62	645	218	0.69	1.44	0.15
34	0.63	0.63	661	224	0.68	1.43	0.15



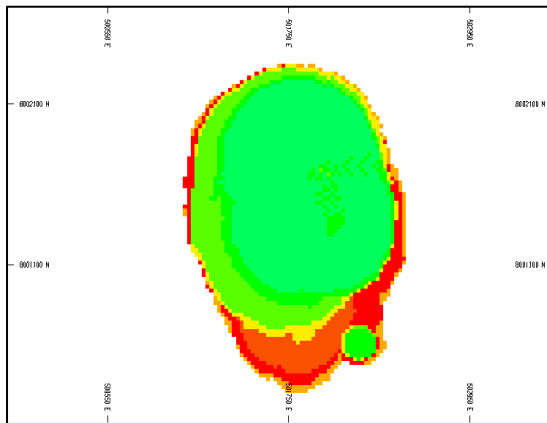
35	0.64	0.64	673	230	0.68	1.42	0.15
36	0.65	0.65	691	234	0.67	1.41	0.15
37	0.66	0.66	742	248	0.66	1.39	0.15
38	0.67	0.67	756	251	0.66	1.39	0.15
39	0.68	0.68	795	263	0.65	1.37	0.14
40	0.69	0.69	1037	313	0.63	1.35	0.14
41	0.70	0.70	1043	317	0.63	1.34	0.14
42	0.71	0.71	1058	320	0.62	1.34	0.14
43	0.72	0.72	1077	325	0.62	1.34	0.14
44	0.73	0.73	1109	333	0.62	1.33	0.13
45	0.74	0.74	1156	339	0.62	1.33	0.14
46	0.75	0.75	1177	345	0.61	1.33	0.13
47	0.76	0.76	1286	372	0.60	1.36	0.13
48	0.77	0.77	1302	376	0.60	1.36	0.13
49	0.78	0.78	1333	382	0.60	1.37	0.13
50	0.79	0.79	1337	385	0.59	1.36	0.13
51	0.80	0.80	1391	393	0.59	1.37	0.13
52	0.81	0.81	1402	397	0.59	1.37	0.13
53	0.82	0.82	1407	400	0.59	1.37	0.13
54	0.83	0.83	1411	402	0.59	1.36	0.13
55	0.84	0.84	1539	437	0.57	1.33	0.12
56	0.85	0.85	1547	441	0.57	1.32	0.12
57	0.86	0.86	1575	447	0.56	1.32	0.12
58	0.87	0.87	1610	454	0.56	1.32	0.12
59	0.88	0.88	1627	458	0.56	1.32	0.12
60	0.89	0.89	1635	461	0.56	1.32	0.12
61	0.90	0.90	1635	463	0.56	1.31	0.12
62	0.91	0.91	1651	467	0.55	1.31	0.12
63	0.92	0.92	1654	469	0.55	1.31	0.12
64	0.93	0.93	1679	474	0.55	1.31	0.12
65	0.94	0.94	1680	476	0.55	1.31	0.12
66	0.95	0.95	1719	483	0.55	1.31	0.12
67	0.96	0.96	1742	486	0.55	1.31	0.12
68	0.97	0.97	1746	488	0.55	1.31	0.12
69	0.98	0.98	1764	492	0.54	1.30	0.12
70	0.99	0.99	1775	495	0.54	1.30	0.12
71	1.00	1.00	1787	498	0.54	1.30	0.12

Anexo 5. Periodos de Extracción de BOS2M

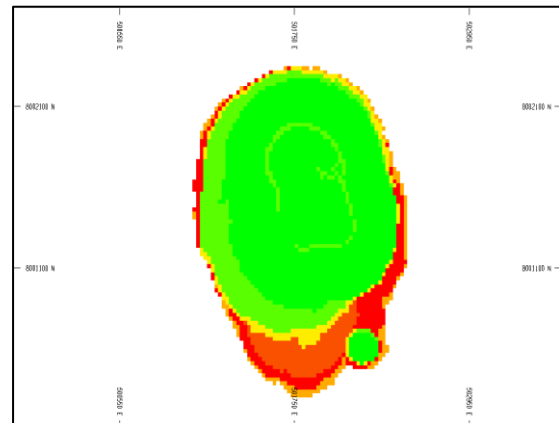
A continuación, se presentan las gráficas que ilustran la evolución del tajo de 13 periodos de extracción según el plan de producción generado por BOS2M. Se puede observar que la dirección de extracción es de norte a sur.



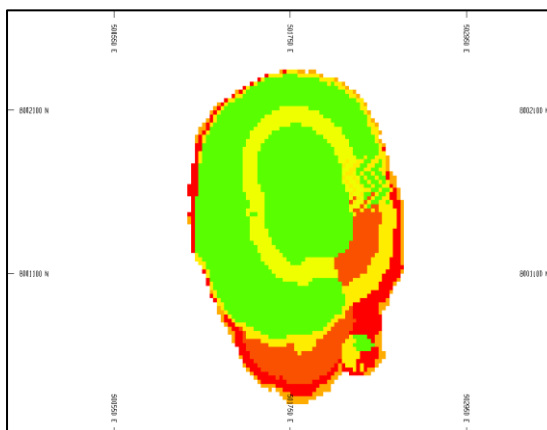
Periodo 5



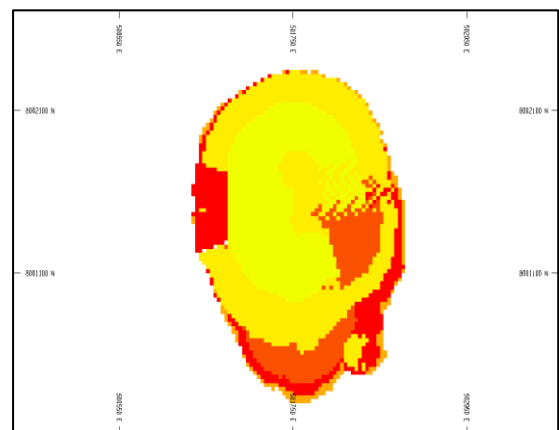
Periodo 6



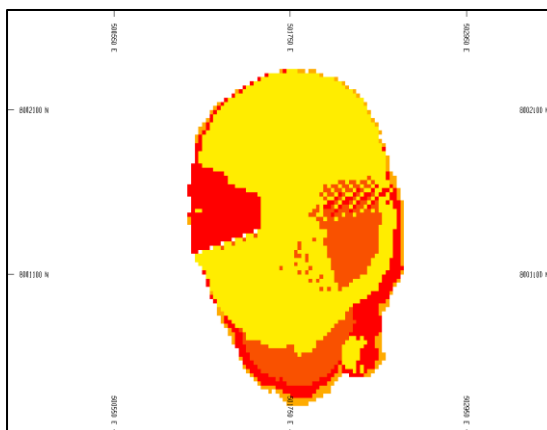
Proyecto 7



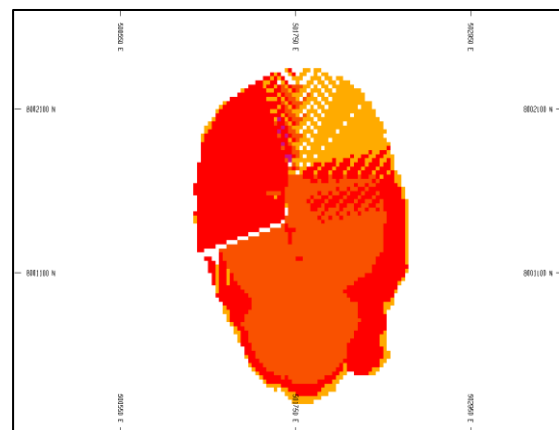
Proyecto 8



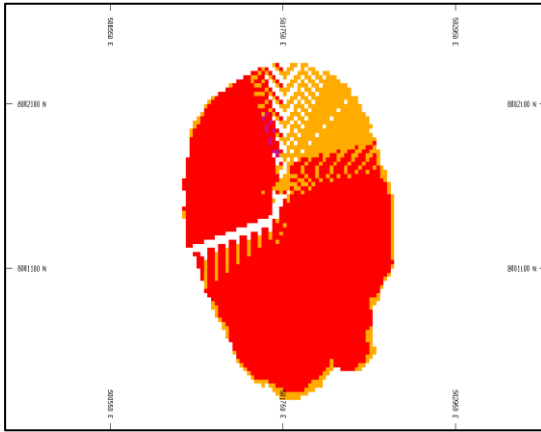
Periodo 9



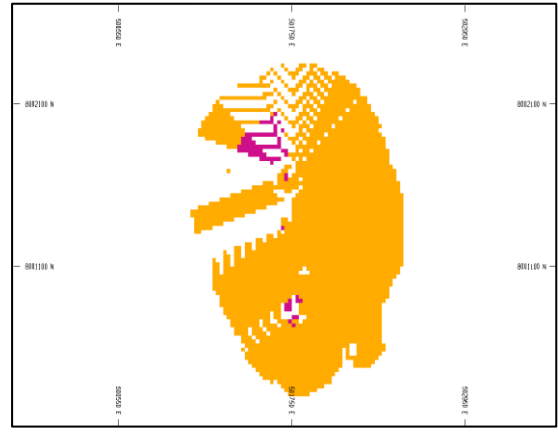
Periodo 10



Periodo 11



Periodo 12



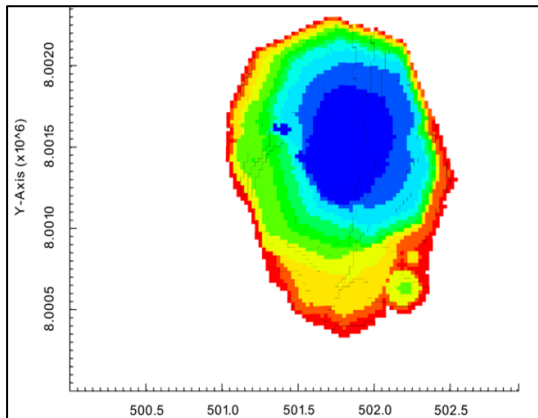
Periodo 13



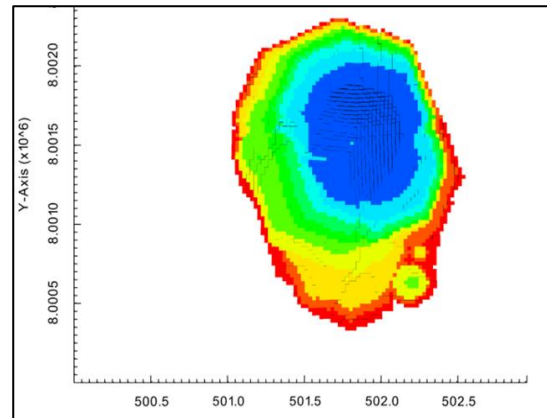
Anexo 6. Periodos de Extracción con software Simsched DBS

Las siguientes gráficas muestran la extracción del tajo en 11 periodos a nivel de bloques del plan de producción obtenido mediante el uso del software Simsched DBS. La dirección de extracción es de norte a sur.

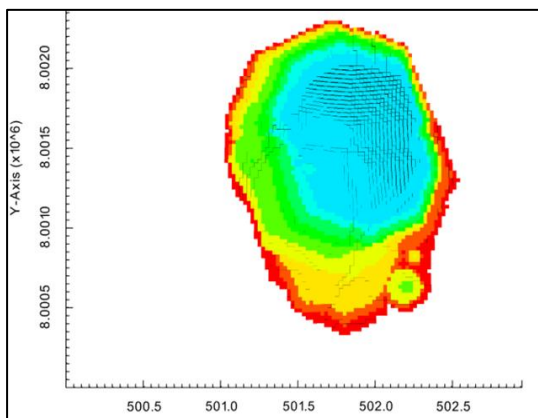
Periodo 1



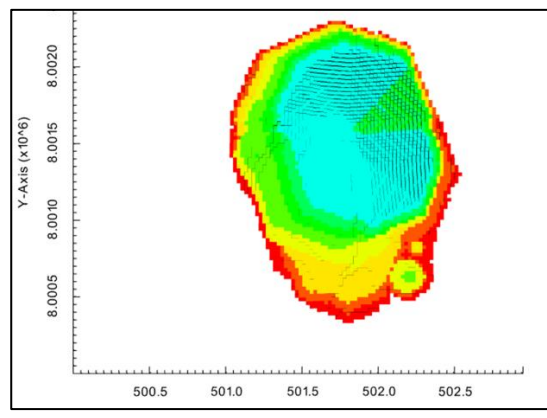
Periodo 2



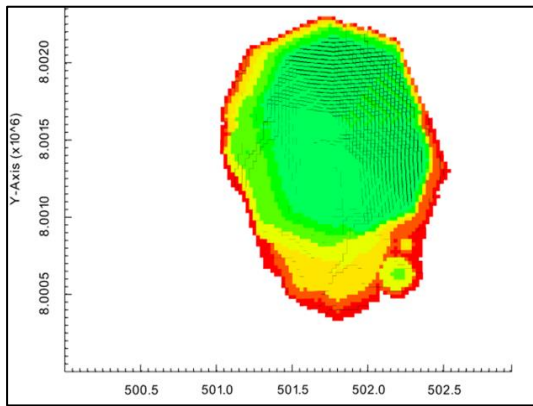
Periodo 3



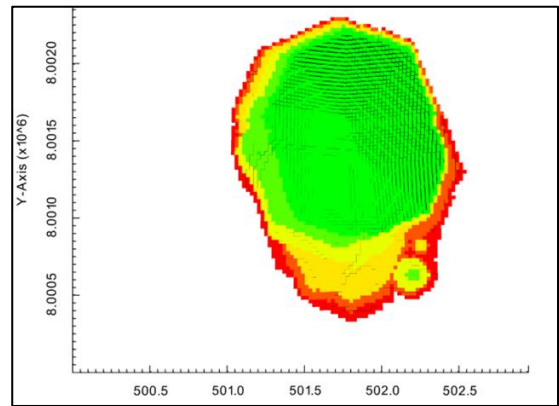
Periodo 4



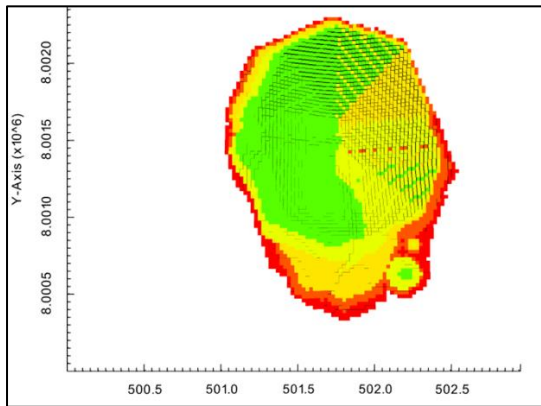
Periodo 5



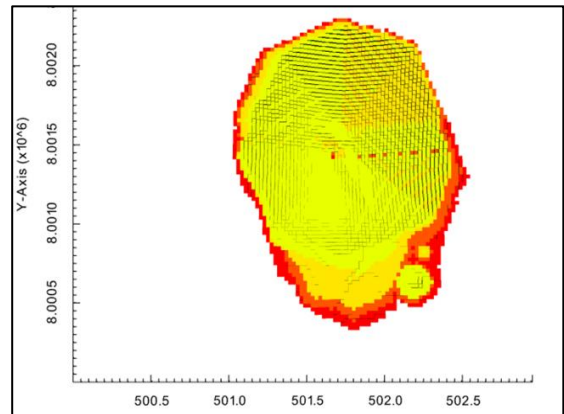
Periodo 6



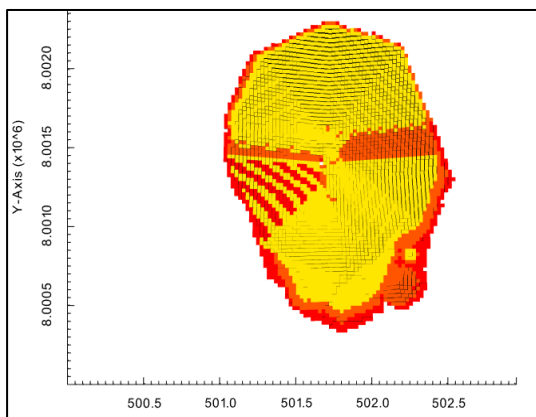
Proyecto 7



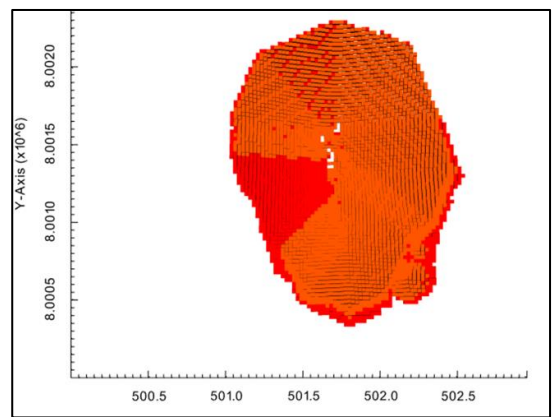
Proyecto 8



Periodo 9

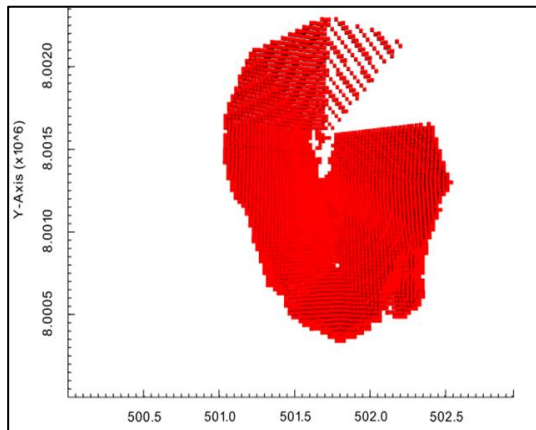


Periodo 10





Periodo 11





DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Elmer Ccahuana Yuca
identificado con DNI 73367572 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería de Minas
informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado:

“ Comparación de la Metodología Tradicional y la programación directa de Bloques para la
optimización de Minas a Cielo Abierto en un yacimiento de cobre Sicarn ”

” Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 14 de Junio del 2023

FIRMA (obligatoria)



Huella



AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo Elmer Ccahuana Guera

, identificado con DNI 7367542 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería de Minas

, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado

Título Profesional denominado:

"Comparación de la Metodología Tradicional y la programación directa de Bloques para la optimización de Minas a cielo Abierto en un yacimiento de cobre skarn"

" Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 14 de Junio del 2023

FIRMA (obligatoria)



Huella