

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**ANÁLISIS DEL IMPACTO DEL CUT-OFF MARGINAL Y EL CUT-OFF
INCREMENTAL AL IMPLEMENTARLOS DESDE EL PLANEAMIENTO
CONCEPTUAL DE UNA MINA SUBTERRÁNEA**

Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR:

Rodrigo Aragon Yauris

ASESOR:

Msc. Raúl Edgardo Espinoza Noriega


Lima, junio de 2024

Informe de Similitud

Yo, Raul Edgardo Espinoza Noriega, docente de la **Facultad de Ciencias e Ingeniería** de la Pontificia Universidad Católica del Perú, asesor(a) de la tesis/el trabajo de investigación titulado: **Análisis del Impacto del Cut-off Marginal y el Cut-off Incremental al implementarlos desde un Planeamiento Conceptual de una Mina Subterránea**, del autor RODRIGO ARAGON YAURIS, dejo constancia de lo siguiente:

- El mencionado documento tiene un índice de puntuación de similitud de 7%. Así lo consigna el reporte de similitud emitido por el software *Turnitin* el **07/03/2024**.
- He revisado con detalle dicho reporte y la Tesis o Trabajo de Suficiencia Profesional, y no se advierte indicios de plagio.
- Las citas a otros autores y sus respectivas referencias cumplen con las pautas académicas.

Lugar y fecha: Lima Perú, 31 de Julio 2024.

Apellidos y nombres del asesor / de la asesora: Espinoza Noriega, Raul Edgardo	
DNI: 09953022	 Firma
ORCID: 19941057	



Resumen Ejecutivo

El presente trabajo de tesis estuvo centrado en la definición y aplicación de un Cut-off Marginal y un Cut-off Incremental en el planeamiento de un proyecto minero subterráneo desde las etapas más tempranas de su concepción. La aplicación de estos términos fue valorada mediante un estudio a nivel conceptual de una mina de Oro y Plata ubicada en norte del país, identificándose 4 casos aplicativos de las leyes de corte: un caso inicial con un enfoque “tradicional” y los siguientes 3 casos con metodologías que incluyen los Cut-off mencionados. Estas metodologías incluyen no solo la inclusión de los Cut-off, sino también la modificación del plan de minado del caso inicial, esto último implicó calcular también el costo de oportunidad y no solo el resultado económico. Finalmente, se determinó el impacto y el costo de oportunidad de los distintos casos comparando sus resultados económicos con los del caso inicial; esta comparativa reveló que la aplicación (en las etapas tempranas de un planeamiento de mina) de estos términos tiene resultados positivos significativos que permiten más posibilidades al momento de realizar la optimización de un nuevo proyecto minero.

Palabras clave: Cut-off incremental, Cut-off marginal, minería subterránea, planeamiento.

Agradecimientos

A mis padres, por su perseverancia y paciencia conmigo. A mi hermano, cuya falta de sedentarismo me empujó a moverme también. Al Ing. Rubén García, por su constante apoyo durante todos estos años. Y a toda mi familia por siempre recibirme con los brazos abiertos.

Dedicatoria

A mis dos abuelas, Donatila y Elizabeth, quienes me enseñaron las cosas más importantes en esta vida.

En memoria de Simone, tu luz y alegría nos acompañarán por siempre.

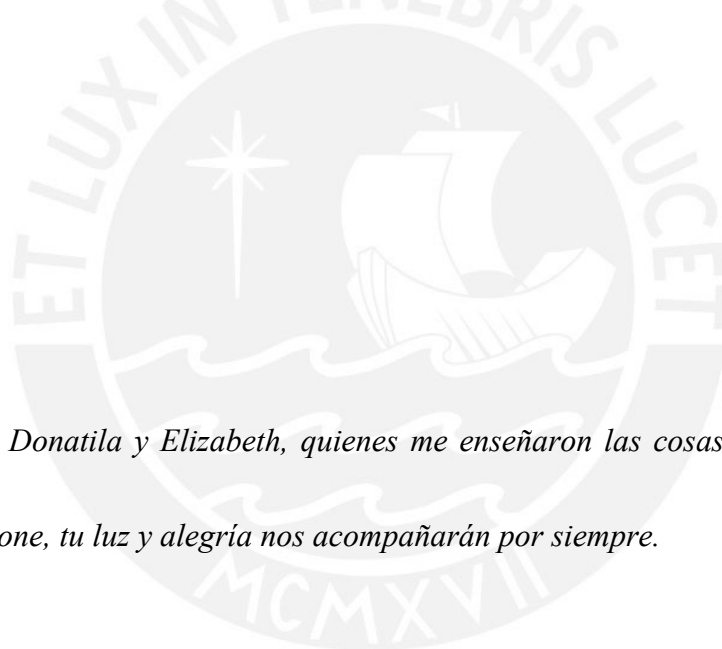


Tabla de contenidos

1. Aspectos Generales.....	1
1.1. Justificación del Tema de Tesis.....	1
1.2. Objetivos.....	2
1.2.1. Objetivo General.....	2
1.2.2. Objetivos Específicos.....	2
1.3. Hipótesis.....	3
1.3.1. Hipótesis General.....	3
1.3.2. Hipótesis Específicas.....	3
1.4. Metodología de trabajo.....	4
1.4.1. Recopilación de antecedentes sobre los distintos tipos de Cut-off.....	4
1.4.2. Definición de Cut-off Marginal y variables en su cálculo.....	4
1.4.3. Definición de Cut-off Incremental y variables en su cálculo.....	4
1.4.4. Desarrollo de los casos de estudio.....	4
1.4.5. Análisis de resultados de Flujo de Caja.....	5
2. Antecedentes.....	6
3. Marco conceptual (conjunto de términos clave y su significado).....	9
3.1. Definiciones de los distintos tipos de Cut-off.....	9
3.1.1. Cut-off Grade y Cut-off Value.....	9
3.1.2. <i>Net Smelter Return</i>	11
3.1.3. Ley Equivalente.....	12
3.1.4. <i>Break-Even</i> Cut-off (Becoff).....	12
3.1.5. <i>Cut-off Mill</i>	13
3.2. Definiciones para el Planeamiento de un Proyecto Minero.....	14
3.2.1. Recursos Minerales.....	14
3.2.2. Reservas Minerales.....	14
3.2.3. Estudios Técnicos.....	14
3.2.4. Operaciones Unitarias.....	15
3.2.5. Servicios Auxiliares.....	16
3.2.6. Labores en minas subterráneas.....	17
3.2.7. Dilución.....	20
3.3. Conceptos económicos en minería.....	21
3.3.1. Valor Actual Neto (VAN).....	21
3.3.2. Esquemas de Costos en minería subterránea.....	22
3.3.3. Sustaining Capital.....	22

4.	Marco Teórico	24
4.1.	Determinación de un Cut-off Marginal y un Cut-off Incremental.....	24
4.1.1.	Definición de Cut-off Marginal.	24
4.1.2.	Criterios para el cálculo del Cut-off Marginal.....	24
4.1.3.	Aplicación del Cut-off Marginal.....	28
4.1.4.	Definición de un Cut-off Incremental.....	28
4.1.5.	Criterios para el cálculo del Cut-off Incremental.	29
4.1.6.	Aplicación del Cut-off Incremental.	30
4.2.	Cálculo del Rendimiento en un Cut-off.....	31
4.3.	Impacto del Costo de Oportunidad.	32
4.4.	Optimización del Plan de Minado.....	33
5.	Casos de estudio	35
5.1.	Metodología para el desarrollo de los casos.	35
5.1.1.	Tratamiento de data base.	35
5.1.2.	<i>Benchmarking</i>	35
5.1.3.	Selección de los Cut-off iniciales.	35
5.1.4.	Selección de método de minado.	36
5.1.5.	Selección de método de extracción.....	36
5.1.6.	Diseño de tajos.....	36
5.1.7.	Selección de reservas minerales.....	37
5.1.8.	Diseño de mina.	38
5.1.9.	Plan de minado.....	38
5.1.10.	Costeo de mina.....	39
5.1.11.	Elaboración del Caso de Estudio #2.	39
5.1.12.	Elaboración del Caso de Estudio #3.	40
5.1.13.	Elaboración del Caso de Estudio #4.	40
5.2.	Desarrollo del caso de estudio #1 (metodología tradicional).....	40
5.2.1.	Introducción del caso de estudio.....	40
5.2.2.	Determinación de valores para el desarrollo del caso de estudio.	43
5.2.3.	Diseño de tajos y mina.....	51
5.2.4.	Diseño del Plan de minado.	59
5.3.	Desarrollo del caso de estudio #2 (metodología con Cut-off marginal).....	61
5.4.	Desarrollo del caso de estudio #3 (metodología con Cut-off Marginal).	65
5.5.	Desarrollo del caso de estudio #4 (metodología con Cut-off Incremental).....	66

6. Análisis de resultados	75
7. Conclusiones.....	83
8. Bibliografía.....	85

Índice de Tablas

Tabla 01. Distribución de costos según actividad en una mina subterránea.....	27
Tabla 02. Buzamiento y RMR según cada cuerpo.....	43
Tabla 03. Benchmarking y NSRF para el Oro y la Plata.....	47
Tabla 04. Costos y valores obtenidos del Benchmarking para elegir el método de minado.	49
Tabla 05. Trade-off para la selección del método de minado.....	50
Tabla 06. Trade-off para elección del método de extracción.....	51
Tabla 07. Valores de Q' y N' para cada veta.....	52
Tabla 08. Modelos de Scoop seleccionables para la explotación en tajos.....	55
Tabla 09. Valores del proceso iterativo para la determinación del Becoff inicial.....	58
Tabla 10. Inventario de Recursos Medidos e Indicados del Caso #1.	60
Tabla 11. Plan de minado y Flujo de Caja del Caso #1.....	60
Tabla 12. Costos finales del Caso #1.....	60
Tabla 13. Distribución de costos por actividades del Caso #1.	61
Tabla 14. Cantidad de tajos marginales y su tonelaje según su CoM.....	62
Tabla 15. Inventario de Recursos Medidos, Indicados e Inferidos del Caso #2.....	63
Tabla 16. Plan de minado y Flujo de Caja del Caso #2.....	64
Tabla 17. Costos finales del Caso #2.....	64
Tabla 18. Plan de minado y Flujo de Caja del Caso #3.....	65
Tabla 19. Costos finales del Caso #3.....	66
Tabla 20. Cálculo del Becoff Value base con los resultados del Caso #1.....	67
Tabla 21. Porcentajes del costo de acarreo en cada actividad del costo de mina.	67
Tabla 22. Costos incrementales por actividad desde el nivel 2540.	68
Tabla 23. Resumen de los Cut-off Incrementales por cada nivel de mina.	69
Tabla 24. Inventario de Recursos Medidos e Indicados del Caso #4.	73
Tabla 25. Plan de minado y Flujo de Caja del Caso #4.....	74
Tabla 26. Costos finales del Caso #4.....	74
Tabla 27. Resumen de los resultados económicos de los 4 casos.....	75
Tabla 28. Resumen de la producción anual de los 4 casos.	75

Índice de Gráficos

Gráfico 01. Curvas de tonelaje-ley	10
Gráfico 02. Relación entre Recursos y Reservas minerales	15
Gráfico 03. Operaciones Unitarias en el ciclo de minado.	16
Gráfico 04. Vista perfil de labores de Desarrollo en una mina subterránea	19
Gráfico 05. Tipos de dilución	21
Gráfico 06. Esquema de Costos Operativos en una mina subterránea	22
Gráfico 07. Vista Frontal de una distribución de tajos en una mina subterránea	26
Gráfico 08. Esquema de tajos en el método de Corte y Relleno ascendente convencional.....	28
Gráfico 09. Distribución de tajos con Pique de extracción.....	29
Gráfico 10. Distribución de tajos con Rampa de Extracción.....	30
Gráfico 11. Diagrama de Flujo del Proceso iterativo de planeamiento de mina	37
Gráfico 12. Elección de reservas con Becoff de 6gr/t	38
Gráfico 13. Recursos Minerales y cuerpos mineralizados del Proyecto Joaquín	41
Gráfico 14. Plano de geología regional de los distritos de Pataz y Parcoy.....	42
Gráfico 15. Perfil geológico similar a la zona de estudio	43
Gráfico 16. Distribución original de leyes de Au	44
Gráfico 17. Distribución original de leyes de Ag	44
Gráfico 18. Distribución de leyes de Au corregidas	45
Gráfico 19. Distribución de leyes de Ag corregidas	45
Gráfico 20. Precio histórico del Oro en los últimos 5 años.	46
Gráfico 21. Precio histórico de la Plata en los últimos 5 años.....	46
Gráfico 22. Curva tonelaje-ley de Recursos Medidos e Indicados sin corregir en Au-eq.....	47
Gráfico 23. Curva tonelaje-ley de Recursos Medidos e Indicados corregidos en Au-eq	48
Gráfico 24. Dimensiones del volumen expuesto de un tajo mineral	52
Gráfico 25. Determinación empírica del ELOS.....	53
Gráfico 26. Determinación empírica de la estabilidad de los tajos.....	54
Gráfico 27. Visualización del método de minado Corte y Relleno ascendente.....	54
Gráfico 28. Sección mínima en tajos para la elección de equipos de minado	55
Gráfico 29. Tajos con leyes superiores a 0.51 gr/t.....	56
Gráfico 30. Curva tonelaje-ley de Reservas minerales en Au-eq	56
Gráfico 31. Tajos con Becoff promedio de 2.98 gr/t	58
Gráfico 32. Diseño final de mina del Caso #1.	59
Gráfico 33. Detalle del Flujo de Caja del Caso #1.	61
Gráfico 34. Distribución de los 280 tajos según su CoM	62
Gráfico 35. Tajos marginales seleccionados y descartados	62
Gráfico 36. Nuevo diseño de mina con tajos marginales incluidos	63
Gráfico 37. Detalle del Flujo de Caja del Caso #2.	64
Gráfico 38. Detalle del Flujo de Caja del Caso #3.	66
Gráfico 39. Porcentajes del costo de acarreo según actividades de mina.	68

Gráfico 40. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2600	69
Gráfico 41. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2540	70
Gráfico 42. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2480	70
Gráfico 43. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2420	70
Gráfico 44. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2360	71
Gráfico 45. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2300	71
Gráfico 46. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2240	71
Gráfico 47. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2180	72
Gráfico 48. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2120	72
Gráfico 49. Tajos elegidos con los Cut-off Incrementales por nivel.	73
Gráfico 50. Nuevo diseño de mina del plan #4.....	73
Gráfico 51. Detalle del Flujo de Caja del Caso #4.	74
Gráfico 52. Comparación de Flujos de Caja de los planes 1 y 2.	76
Gráfico 53. Comparación de egresos de los planes 1 y 2.	77
Gráfico 54. Comparación de Flujos de Caja de los planes 2 y 3.	78
Gráfico 55. Comparación de egresos de los planes 2 y 3.	78
Gráfico 56. Comparación de ingresos de los planes 2 y 3.....	79
Gráfico 57. Comparación de Flujos de Caja de los planes 1 y 3.	79
Gráfico 58. Comparación de Flujos de Caja de los planes 1 y 4.	80
Gráfico 59. Comparación de Flujos de Caja de los planes 3 y 4.	81

Lista de abreviaturas

Becoff	<i>Break-Even Cut-off.</i>
CIM	<i>Canadian Institute of Mining.</i>
CoI	Cut-off Incremental.
CoM	Cut-off Marginal.
\$/oz	Dólares por onza-troy.
\$/t	Dólares por tonelada.
EBITDA	<i>Earnings before Interest, Taxes, Depreciation and Amortization.</i>
ELOS	<i>Equivalent Linear Overbreak/Slough.</i>
gr/t	Gramos por tonelada.
JORC	<i>Joint Ore Reserve Committee.</i>
M\$	Millones de dólares.
Mt	Millones de toneladas métricas.
MSO	<i>Mineable Shape Optimizer.</i>
NSRF	<i>Net Smelter Return Factor.</i>
t	Tonelada métrica.
tpa	Toneladas métricas por año.
tpd	Toneladas métricas por día.
t/m ³	Toneladas métricas por metro cúbico.
VAN	Valor Actual Neto.

1. Aspectos Generales

1.1. Justificación del Tema de Tesis.

El presente tema de tesis ha sido planteado por la experiencia laboral del autor como Supervisor de Operaciones en una mina subterránea, quien durante el tiempo de trabajo observó que mientras más avanzada se encuentra la operación (situación en la que el ritmo de producción de mineral decae), más problemas existen para definir nuevos tajos que permitan extender la vida útil de la mina.

Estos problemas son, principalmente, la falta de certeza respecto a las leyes de mineral, la baja precisión de los costos en distintas etapas del proyecto y la ejecución de labores mal optimizadas de desarrollo y preparación para los nuevos tajos. Estos inconvenientes descritos implican mayores costos y gastos innecesarios a la operación puesto que los nuevos sectores desarrollados no siempre terminan brindando flujos de caja positivos ya sea por el alto costo de profundización o por el costo de recuperar y reacondicionar zonas abandonadas en niveles superiores. El motivo primordial de estas trabas radica en un planeamiento a largo plazo que no ha tomado en cuenta estas zonas “marginales” y por ende no ha empleado mayores recursos en estudiar su explotación de manera más eficiente.

Una idea arraigada respecto a los tajos marginales es que se debe plantear su explotación solo cuando ya se han extraído la mayoría de las reservas; sin embargo, dependiendo de la estructura de costos que tenga cada proyecto, un plan de minado optimizado podría incluir dichos tajos en etapas tempranas e/o intermedias de la operación, incluso priorizándolas por encima de zonas más profundas con leyes de mineral más altas. Se debe considerar que, en nuestro país las operaciones mineras subterráneas del Régimen General son, en su gran mayoría, de Mediana Minería (350-5000 tpd), cualquier incremento en los costos operativos puede devenir en

impactos negativos para las reservas del proyecto, por lo que encontrar métodos alternativos para definir nuevos tajos es de suma importancia.

1.2. Objetivos.

1.2.1. Objetivo General.

El objetivo principal de la presente tesis es definir de manera concisa el concepto de Cut-off Marginal, Cut-off Incremental y el impacto que se obtiene al implementar de manera conjunta y separada ambos conceptos desde el planeamiento en etapa conceptual en minería subterránea. El análisis del impacto se enfocó en el VAN del proyecto, Flujo de Caja del proyecto y en el plan de minado.

1.2.2. Objetivos Específicos.

Objetivo Específico 1. Determinar una definición y un método de cálculo para el Cut-off Marginal que se enfoque en incrementar los prospectos de tajos marginales.

Objetivo Específico 2. Determinar una definición y un método de cálculo para el Cut-off Incremental que se enfoque en optimizar el plan de minado.

Objetivo Específico 3. Detallar el planeamiento conceptual con metodología de Cut-off tradicional, Cut-off Marginal y Cut-off Incremental de un proyecto minero como caso de estudio.

Objetivo Específico 4. Analizar el impacto en el VAN, Flujo de Caja y en el plan de minado de los casos de estudio al utilizar el Cut-off Marginal y el Cut-off Incremental.

1.3.Hipótesis.

1.3.1. Hipótesis General.

La principal hipótesis del presente trabajo es demostrar que al momento de realizar el planeamiento en las etapas iniciales de un proyecto minero (Etapa Conceptual, Pre-Factibilidad, etc.) se utiliza un *Break-Even* Cut-off fijo sobre el cual se realiza el diseño; sin embargo, al utilizar un Cut-off Marginal se generan más tajos económicamente viables que impactan directamente al Flujo de Caja y por ende al VAN del proyecto; asimismo, al emplear también un Cut-off Incremental (según la profundidad de las labores de explotación) se crea una situación en la cual debe analizarse si es mejor desarrollar primero los tajos marginales o la profundización de la mina, esto último con un enfoque de optimizar el plan de minado y generar también un mejor Flujo de Caja.

1.3.2. Hipótesis Específicas.

Hipótesis Específica 1. Existen distintos conceptos y métodos de cálculo de Cut-off, Becoff, Cut-off Marginal y Cut-off Incremental.

Hipótesis Específica 2. Desarrollar un estudio conceptual de un proyecto minero aplicando el Cut-off Marginal y el Cut-off Incremental generará diferencias sustanciales.

Hipótesis Específica 3. Las diferencias resultantes en los Casos de Estudio planteados serán más significativas en el Flujo de Caja y en el VAN, pero no necesariamente en la vida de la mina.

1.4. Metodología de trabajo.

1.4.1. Recopilación de antecedentes sobre los distintos tipos de Cut-off.

Según el planteamiento de las hipótesis, fue necesario recopilar información acerca de los distintos tipos de Cut-off y sus aplicaciones; con la finalidad de poder determinar los diferentes criterios utilizados en la industria minera moderna, los cuales suscitaron una estandarización del Cut-off Marginal y del Cut-off Incremental, implementando de esta manera una mejor aplicación en el planeamiento de minas desde un diseño inicial.

1.4.2. Definición de Cut-off Marginal y variables en su cálculo.

Una vez diferenciados los distintos tipos de Cut-off se procedió a seleccionar la definición de Cut-off Marginal cuyo criterio se enfoque en generar tajos en zonas de minado ya desarrolladas, que no asuman los costos que ya incurrieron las labores previas de dicha zona y/o colocar en valor tajos que hubiesen sido descartados con el método de Cut-off convencional. Esta definición debe ir acompañada de una metodología para su cálculo y aplicación en el planeamiento de un proyecto minero subterráneo, ya sea a nivel conceptual o más avanzado.

1.4.3. Definición de Cut-off Incremental y variables en su cálculo.

Para la definición del Cut-off Incremental, los criterios a utilizar tuvieron que enfocarse en implementar la variación de costos que existieron al planificar la explotación de tajos en niveles más profundos de la mina, estas variaciones debieron considerar no solo el costo de desarrollar los accesos a dichos niveles, sino también el incremento en los costos de minado ocasionado por mayores distancias para el acarreo de mineral y desmonte.

1.4.4. Desarrollo de los casos de estudio.

El desarrollo del presente trabajo constó de 4 casos de estudio, los cuales se detallan a continuación: el primero fue el planeamiento “tradicional” con el uso del Becoff; el segundo caso

consistió en aplicar el Cut-off Marginal a dicho planeamiento con un enfoque de optimización tradicional; el tercero aplicó el mismo Cut-off Marginal que el segundo, pero con un enfoque de optimización diferente y el cuarto caso radicó en aplicar el Cut-off Incremental al diseño de mina del caso inicial. El proyecto evaluado se apoyó en un yacimiento existente, la elección del método de minado consistió en un *trade-off* de acuerdo con las características del depósito mineral y la evaluación de costos operativos se calculó mediante *benchmarking* de minas con métodos de minado y capacidad de producción similares; los detalles específicos del yacimiento (nombre, coordenadas, etc.) no son revelados por motivos de privacidad, pero si se realizó una descripción geológica con un entorno muy similar al caso estudiado. El diseño y planeamiento del proyecto se realizó a un nivel conceptual y en los 4 casos se optimizará el plan de minado para obtener una comparación más significativa.

1.4.5. Análisis de resultados de Flujo de Caja.

Una vez culminado el desarrollo de los casos de estudio se inició el análisis entre los mismos. Dicha comparativa se enfocó principalmente en el plan de minado y en la variación del Flujo de Caja, debido a que los factores decisivos para efectuar inversiones en un proyecto minero son el VAN del proyecto y el EBITDA que genere, el cual está ligado a la vida operativa de la mina.

2. Antecedentes

En distinta bibliografía existen referencias al Cut-off Marginal (*Marginal Cut-off* o *Internal Cut-off* en inglés). Rendu (2014) hace uso de este término; sin embargo, la definición de este se refiere a un Cut-off Mill (en las etapas iniciales de planeamiento) y no obedece a los objetivos delimitados en este trabajo. A pesar de ello, sí indica que “*the cost of processing one metric ton of material after it has been mined is independent of the mining cost.*” [el costo de procesar (en planta) una tonelada métrica de material después de haber sido minado es independiente del costo de minado.] (Rendu, 2014, p.61).

De acuerdo con Lane (1988), el minado de material considerado “marginal” no es económico puesto que toda mina posee limitantes operativas (capacidad de infraestructura de mina, de planta, flota de camiones, ratio de desarrollo, botaderos, relaveras, etc.), por lo que se debe escoger el material más beneficioso que cumpla estar por encima de un Cut-off. Si bien esta idea va en contra del uso de un Cut-off Marginal, puede servir como guía de cómo enfocar el diseño de los tajos marginales para que, dentro de los limitantes de mina, exista la posibilidad de generar beneficios adicionales. Otros autores consideran que el uso de un Cut-off de este tipo es favorable para generar blending con mineral de alta ley. Hall (2014) plantea el término Marginal Break-Even Cut-off, cuyo valor se calcula utilizando solo los costos variables de minado y procesamiento en planta e ignorando los costos fijos; mediante este método, el beneficio económico de dichos tajos sería equivalente a los costos fijos. Por ejemplo, Si el Becoff es 150\$/t y de dicho valor los costos fijos son 40\$/t, el beneficio de los tajos marginales generados sería como máximo 40\$/t.

Rendu (2014) define un Mine Marginal Cut-off que se aplica cuando un bloque mineral ya posee la infraestructura desarrollada y debe incluir los costos de minado, procesamiento y también los

costos de capital y de oportunidad; esto solo puede aplicarse después de una evaluación al bloque mineral en específico.

En misma línea con Rendu; Pacheco et al. (2013) plantean que se puede utilizar una metodología similar al algoritmo de Lerch-Grossman (utilizado en minería superficial) para optimizar la elección de nuevos tajos en minería subterránea. Dicho algoritmo incluye el costo de minar los bloques superiores para acceder a los bloques con beneficio en las zonas inferiores y es considerado (junto con el método del cono invertido) como la principal metodología de optimización de minado superficial. Esta similitud se aplica en la creación de un Cut-off Marginal que no incluye los costos de desarrollo, al igual que Rendu, o los de preparación (según la situación y ubicación del bloque analizado).

A diferencia de los anteriores autores, el CIM (2019) define el Cut-off Marginal como un valor operativo que debe ser analizado a corto plazo en la ejecución del proyecto; es decir, evaluar las condiciones técnicas y económicas al momento de realizar las excavaciones y que incluyan las variaciones de precios, costos y demás factores involucrados en el cálculo respectivo.

Finalmente, en el presente trabajo, en lo concerniente al Cut-off Marginal, si bien se tiene como un punto de partida las fórmulas y condiciones que Rendu indica en su investigación, estas solo han sido planteadas para aplicarse en proyectos mineros que se encuentran en la fase de operación; el trabajo actual se enfocó en demostrar los beneficios que existen al aplicar estas metodologías en la fase de diseño y planeamiento de una operación minera.

En relación con el Cut-off Incremental, es importante mencionar que Lane (1988) determinó que ante cualquier cambio en el plan de minado existe un costo de oportunidad en un periodo determinado. Al utilizar el Cut-off Incremental y “preferir” tajos marginales en zonas más altas,

el plan de minado original tiene un impacto, por lo que el costo de oportunidad si debe ser tomado en consideración. En el presente trabajo, el costo de oportunidad es el cambio en el VAN del proyecto que supone retrasar el minado de material más profundo y con mejor ley en un periodo que será el periodo de demora.

En la misma línea que Lane, Brian Hall (2014) indica que para el cálculo de Cut-off en minas subterráneas se debe tener en cuenta múltiples factores, siendo uno de los más importantes el método con el cual el material es extraído desde interior mina hasta su destino final. En los casos que se utilicen sistemas de acarreo con camiones o con equipos de bajo perfil, mientras más profunda es la labor, mayor es su costo de acarreo y, por ende, mayor deberá ser su Cut-off para cubrir dichos costos incrementales; en el caso de sistemas de extracción por izaje, los tajos más lejanos (horizontalmente) al pique de extracción también tendrían un mayor Cut-off. Hall (2014) también indica que existe la posibilidad de evaluar un Cut-off específico para cada tajo según su ubicación; sin embargo, esto debería realizarse en estudios más detallados (Pre-Factibilidad o Ingeniería Detallada) para que la optimización vaya en línea con el plan a largo plazo y la política de Cut-off de cada empresa. Esto último escapa al alcance del presente trabajo, por lo que, al igual que la optimización en tajos abiertos con la metodología de Lerchs & Grossman, se aplicó un componente incremental que principalmente evaluó la profundidad (nivel) de los tajos a desarrollar.

El CIM (2019) tiene un término similar: *Underground Incremental Cut-off Grade*, la definición de este es: el valor de mínimo de mineral que cubre todos los costos exceptuando el de minado. Si bien el nombre es muy similar al CoI planteado en este trabajo, su descripción es más cercana a un Cut-off Mill (definido más adelante), por lo que no se ha tomado como referencia al momento de precisar los detalles y cálculos del Cut-off Incremental propuesto.

3. Marco conceptual (conjunto de términos clave y su significado)

3.1. Definiciones de los distintos tipos de Cut-off.

3.1.1. Cut-off Grade y Cut-off Value.

El concepto de Cut-off grade viene siendo utilizado desde los inicios de la minería a nivel mundial. Inicialmente se consideró como un valor para determinar si un bloque de mineral era económicamente viable de acuerdo con sus características físicas y químicas; y en conceptos más recientes se definen distintos tipos de Cut-off con múltiples propósitos, desde considerarlo un valor inicial para el desarrollo de proyectos mineros hasta la determinación del destino del material evaluado después de su extracción (botadero, planta, stockpile).

En conformidad con el JORC, el concepto de Cut-off grade es *“The lowest grade, or quality, of mineralized material that qualifies as economically mineable and available in a given deposit. May be defined on the basis of economic evaluation, or on physical or chemical attributes that define an acceptable product specification.”* [La ley, o calidad, de material mineralizado más baja que se considere como económicamente minable. Puede ser determinada con el sustento de una evaluación económica o de sus características fisicoquímicas que señalen una distinción aceptable entre productos] (JORC, 2012, p. 36).

El cálculo del Cut-off utiliza generalmente una comparación entre el costo y el beneficio de minar y procesar un bloque de mineral. La determinación del tipo de Cut-off que se calcula está dada por la complejidad de los componentes tomados en cuenta al momento de realizar la evaluación (tipos de costo, factores socioambientales, utilidades, etc.). Este valor es expresado en unidades de ley de mineral (gr/t, %, ppm, etc.), de ahí el nombre de *“grade”*.

El Cut-off Value tiene el mismo concepto, solo que no se encuentra expresado en ley sino en unidades de valor por cada tonelada; en otras palabras, es el valor mínimo que debe tener una

tonelada de material para que se considere económicamente viable. El cálculo de este valor toma en consideración los mismos parámetros que el Cut-off grade; sin embargo, una manera más sencilla de calcularlo es utilizar el NSRF como un factor de conversión entre el Cut-off Grade y el Cut-off Value. Tradicionalmente, la fórmula para el cálculo del Cut-off Grade considera únicamente los costos variables (mina y planta) del proyecto y viene dada por la siguiente fórmula:

$$\text{Cutoff Grade} = \frac{\text{Costo Mina} + \text{Costo Planta}}{(\text{Precio} - \text{Costo Venta}) * \text{Recuperación} - \text{Maquilas}}$$

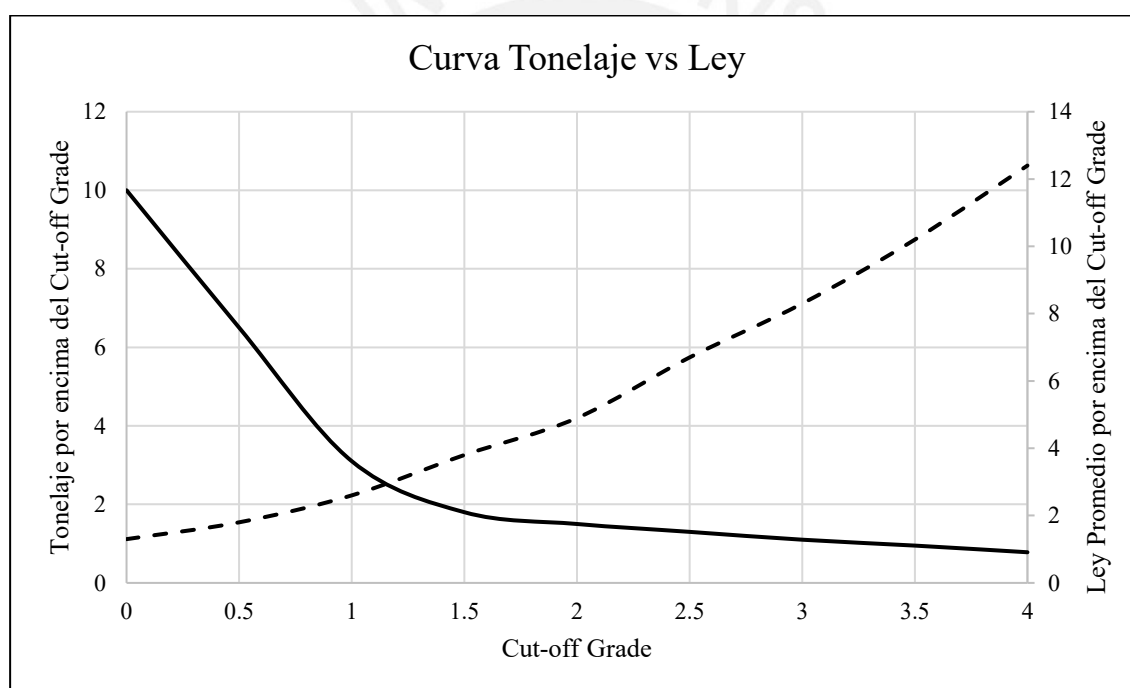


Gráfico 01. Curvas de tonelaje-ley. Adaptado de "An Introduction to Cut-off Grade Estimation" por Rendu (2014).

Como ya se indicó, esta definición es la admitida para la determinación de recursos y reservas según los códigos internacionales: no solo el JORC australiano sino también el CIM tienen este valor como el estándar en estudios que evalúan proyectos mineros. La definición de Cut-off para el CIM (2019) es la siguiente: ley o valor utilizada para diferenciar mineral de desmonte dados un conjunto de condiciones y parámetros en un periodo de tiempo específico.

La importancia de este valor se da porque su elección y cálculo impactan de forma inmediata en la cantidad de recursos y reservas disponibles de un proyecto, esta afirmación se observa de manera más clara en el Gráfico 01: mientras más alto el Cut-off, menor es la cantidad de toneladas disponibles y su ley promedio es mayor.

3.1.2. *Net Smelter Return.*

De acuerdo con Goldie y Tredger (1991), el *Net Smelter Return* (NSR) es el valor de una unidad de ley de metal (1% Cu/tn, 1gr Au/tn, 1oz Ag/tn, etc.) contenida en el producto final y su cálculo toma en cuenta la recuperación metalúrgica, los costos de transporte de producto final, las deducciones, los costos de fundición y los costos de refinación según correspondan.

$$NSR \left(\frac{\$}{1u} \right) = Precio * Recuperaciones - Maquilas$$

Como se indicó, el NSR puede ser utilizado como el Factor Unitario que permite convertir un costo de *Grade* a *Value* o viceversa, ya sea para un Cut-off o para el contenido mineral de un bloque. Esta relación viene dada por la siguiente fórmula:

$$NSRF \left(\frac{\$}{1u} \right) = \frac{Cutoff Value \left(\frac{\$}{tn} \right)}{Cutoff Grade \left(\frac{1u}{tn} \right)} = \frac{Block Value \left(\frac{\$}{tn} \right)}{Block Grade \left(\frac{1u}{tn} \right)}$$

Por ejemplo (para contenido mineral), el NSRF de un concentrado de Cobre es 20.39\$/1% Cu, y la ley de 1 bloque es de 0.78% Cu/tn; el valor de dicho bloque sería dado por 20.39*0.78 lo cual nos da un valor de 17\$/t; por lo tanto, la cantidad de dinero a ingresar es de 17 dólares por cada tonelada que este incluida en el bloque evaluado. En otro ejemplo, el Cut-off Grade de una mina es de 4.5oz/t de Ag y su NSRF es de 9.2\$/oz Ag, el Cut-off value de dicha mina se calcularía

como 4.5×9.2 y resultaría en 40.1 \$/t; en resumen, solo los bloques con valores iguales o mayores a 40.1\$/t serían económicamente viables.

3.1.3. Ley Equivalente.

El concepto de los factores NSR tiene otra aplicación importante, la cual es determinar una ley equivalente cuando existen múltiples metales pagables dentro del producto final del proyecto (barras doré, concentrados, etc.), los factores son conocidos también como Valor Punto de cada metal y el cálculo de las leyes equivalentes está definido por:

$$LeyEq_{metal1} = Ley1 + \frac{NSRF2}{NSRF1} * Ley2 + \frac{NSRF3}{NSRF1} * Ley3 + \dots$$

3.1.4. Break-Even Cut-off (Becoff).

El concepto de *Break-Even* Cut-off (ya sea expresado en unidades de ley o de valor) viene a ser la metodología con la cual se calculan los distintos tipos de Cut-off (Hall, 2014). Esta metodología consiste en calcular la ley mineral en la cual el valor sea igual a su costo; el Cut-off más utilizado al momento de realizar el diseño de mina incluye todos los costos, tanto operativos como de capital, y viene dado por la siguiente fórmula:

$$Becoff\ Grade = \frac{Costo\ Mina + Costo\ Planta + G\&A + Capex}{Precio * Recuperación - Maquilas}$$

Si bien siempre se indica que solo debe minarse lo que esté por encima de este valor, en realidad debe buscarse tener un promedio que sea igual al Becoff por lo que ciertos bloques con leyes menores al mismo pueden ser considerados económicamente viables, la discusión actual reside en cual debería ser el valor mínimo para explotar y buscar como promedio el Becoff. Si nuestro Becoff se encuentra en 0.85%, ¿vale explotar un bloque con 0.1%Cu siempre que el mismo nos ayude a acercar el promedio de leyes al 0.85% objetivo?, ¿qué tan bajos deben ser los valores

para descartarlos? Las prácticas de planeamiento actuales indican que los valores mínimos del material que se envía a Planta deberían ser sustentados con un Cut-off Mill (Cut-off Planta).

En vista a lo anterior es que distintos autores consideran que el Becoff debería incluir un componente extra: las utilidades. Al incluir un valor de utilidades en el Becoff se tendría siempre un objetivo mayor al que determina un beneficio. Por ejemplo, si no se incluyera el porcentaje de utilidades y la optimización de mina permitiese llegar al promedio de leyes “deseado”, el beneficio económico sería de 0, puesto que el promedio de Becoff utilizado es justamente el que cubre todos los costos; al contrario, si se incluyese una variable de utilidades, al momento de optimizar el plan de minado se obtendría siempre el beneficio deseado puesto que el nuevo Becoff cubre los costos y las utilidades. Por lo tanto, el cálculo del Becoff quedará definido por:

$$\text{Becoff Grade} = \frac{(\text{Costo Mina} + \text{Costo Planta} + \text{G\&A} + \text{Capex}) + \text{Rendimiento}}{\text{Precio} * \text{Recuperación} - \text{Maquilas}}$$

3.1.5. Cut-off Mill.

El Cut-off *Mill* mantiene la estructura de otras leyes de corte, el cambio sustancial radica en incluir únicamente los costos variables de procesamiento en Planta y los costos variables de Carguío y Acarreo diferenciales entre mineral y desmonte. Este cambio se sustenta en que el Cut-off *Mill* debe aplicarse como un límite inferior sobre qué es mineral y qué es desmonte (Hall, 2014); dicho material puede formar parte de labores principales no destinadas a la explotación como rampas o cortadas, e incluso en labores de preparación como chimeneas o ventanas (según la distribución de roca mineralizada en cada yacimiento). El costo de acarreo diferencial estará definido por la variación en el costo de transportar el mineral a planta o el desmonte a un echadero, en otras palabras, la diferencia entre las distancias acarreadas.

$$\text{Cutoff Mill} = \frac{\text{CostoPlanta (variables)} + \text{CostoMina}_{\text{diferencial}} (\text{Acarreo variables})}{\text{Precio} * \text{Recuperación} - \text{Maquilas}}$$

3.2. Definiciones para el Planeamiento de un Proyecto Minero.

3.2.1. Recursos Minerales.

Un Recurso Mineral es la presencia de material con interés económico en cantidad y calidad suficiente que pueda tener una oportunidad razonable de ser extraído de manera económica. Dependiendo el nivel de confianza geológica se subdividen en Inferidos, Indicados y Medidos. (JORC, 2012). En el presente trabajo, los recursos serán definidos con un Modelo de Bloques ya determinado y no con un Cut-off calculado.

3.2.2. Reservas Minerales.

Una Reserva Mineral es la parte económicamente minable de Recursos Medidos y/o Indicados. Incluye dilución de materiales y se le aplican factores modificantes definidos en estudios que demuestren una justificación para la extracción. Al igual que los Recursos, las Reservas se subdividen, según la certeza geológica que se tenga, en Probables y Probadas. (JORC, 2012). En el presente trabajo el valor mínimo para que un bloque mineral sea considerado reserva será el de Cut-off Mill, de esta forma se asegura que cada bloque pueda, como mínimo, pagar por su procesamiento (Brian Hall, 2014).

3.2.3. Estudios Técnicos.

Los estudios técnicos son documentos en los cuales se incluyen evaluaciones técnicas y económicas para determinar la viabilidad de un proyecto. Se realizan con la finalidad de poder reportar con cierto nivel de precisión los prospectos de ejecutar proyectos de ingeniería a organismos internacionales. Según el nivel de precisión se pueden determinar 3 clases de estudios: Estudio Conceptual, Estudio de Pre-Factibilidad y Estudio de Factibilidad. Los

estándares internacionales de la industria minera (códigos de JORC y CIM) reconocen a los dos últimos como los estudios válidos para el reporte de Reservas Minerales de un proyecto minero.

El Estudio Conceptual, como lo define el JORC (2012), es un estudio técnico y económico que evalúa la potencial viabilidad de Recursos Minerales que incluya la valoración de factores modificantes y otros factores operacionales relevantes. Puesto que este es un estudio con menor precisión que el de Pre-Factibilidad, se esperan resultados estimados con una exactitud de $\pm 50\%$.

En el caso del presente trabajo, por fines académicos, se utilizó un Estudio a nivel Conceptual en la evaluación de un proyecto minero en el cual si se reportaron reservas minerales.

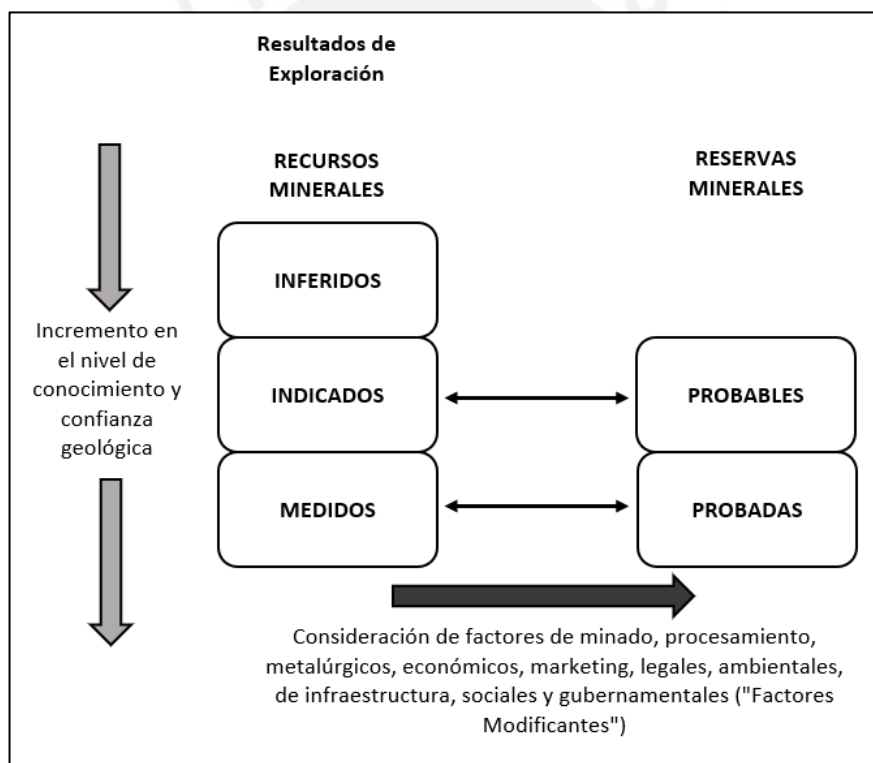


Gráfico 02. Relación entre Recursos y Reservas minerales. Adaptado de "CIM Definition Standards for Mineral Resources & Mineral Reserves" por CIM Standing Committee on Reserve Definitions (2014).

3.2.4. Operaciones Unitarias.

Las operaciones unitarias son las etapas del proceso que se realizan para la extracción de mineral y desmonte de una mina subterránea. Son, según el orden en que se van ejecutando:

Perforación (operación en la cual se perforan los taladros para la detonación de un frente de trabajo), Voladura (operación que consiste en llenar los taladros con explosivos y luego, mediante distintos accesorios detonar el frente de trabajo), Ventilación (operación por el que ingresa aire limpio a las labores que han sido detonadas), Limpieza (también conocida como carguío, operación en la cual se carga el material detonado al medio de extracción), Acarreo (operación de transportar el material desde interior mina hasta la planta u otro destino) y Sostenimiento (operación en la que se coloca el sostenimiento necesario para evitar el colapso estructural de la labor). Una vez ejecutado el sostenimiento se reinicia el ciclo de minado.

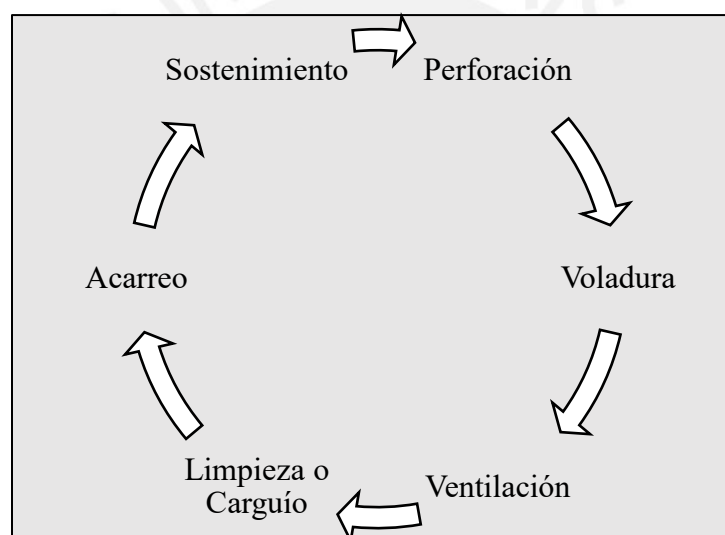


Gráfico 03. Operaciones Unitarias en el ciclo de minado.

3.2.5. Servicios Auxiliares.

Así como existen las operaciones unitarias, existen también servicios auxiliares que complementan dichas operaciones. Los servicios auxiliares se encargan del suministro y tratamiento de agua, energía eléctrica, aire comprimido, ventilación y la logística en interior mina (esto en el caso de minas subterráneas). Pueden llegar a ser un cuello de botella operativo o la causa de peligros prevenibles si no se les concede la atención necesaria dentro del planeamiento de la mina (labores detenidas por falta de aire comprimido, mala ventilación de

labores, inundación de labores, etc.). Los costos de estos servicios se distribuyen según la labor a la que sirven al momento de su ejecución.

3.2.6. Labores en minas subterráneas.

Una labor minera es toda estructura construida bajo tierra que sea parte de un proyecto minero. Pueden estar destinadas al tránsito de equipos, extracción de mineral, ventilación desagüe, etc. De la misma manera en que existe un ciclo de minado para cada labor, existen distintas etapas en la ejecución de un proceso minero y son justamente estas etapas las que ayudan a catalogar las distintas labores. La ventaja de esta categorización es que nos permite diferenciar que labores intervienen en cada etapa y no únicamente categorizarlas por su función.

3.2.6.1.Desarrollo.

Estas son las labores que pertenecen a la etapa de desarrollo y tienen como finalidad conectar niveles y labores de explotación. Se destinan principalmente al acceso, pero también pueden ser utilizadas para la extracción de mineral o para ventilación, la mayoría de estas labores son ejecutadas en material estéril (desmante). Esta es la primera etapa para la extracción de mineral y, al inicio de la operación, suele considerarse como parte de la inversión inicial. Las labores incluidas en esta categoría están:

- Rampas: Labores inclinadas con pendientes de hasta 17%. Se usan para tránsito de equipos, personas y como accesos principales. Son la primera opción para conectar distintos niveles de la mina.
- Inclinados: Labores inclinadas con pendientes mayores a 17% y menores a 58% (inclinaciones menores a 30°). Se usan para tránsito peatonal, así como para extracción de mineral mediante winches de izaje.

- Galerías: Labores horizontales (pendientes menores al 5%) que se construyen en vetas. Son las únicas que se ejecutan en mineral y, cuando no son parte de un tajo, se utilizan principalmente para la extracción de mineral y tránsito de equipos.
- Piques: Labores verticales ($\pm 90^\circ$). Se utilizan como accesos principales o para la extracción de material, en algunos casos pueden tener su punto más alto en superficie o en interior mina; sin embargo, esto último no es una práctica muy común.
- Chimeneas: Labores inclinadas con inclinaciones mayores a 45° . Según el tamaño del proyecto se llegan a utilizar como accesos, almacenes de material (*Ore Pockets*) o como parte del circuito de ventilación.
- Cruceros o Cortadas: Son labores horizontales que se realizan en material estéril. Su función principal es conectar los accesos de mina (rampas o piques) a las zonas mineralizadas. Otra función de estas labores es la de exploración en interior mina.

3.2.6.2.Preparación.

A diferencia de la anterior categoría, estas labores se ejecutan como preparación inmediata para la extracción de mineral desde un tajo. Pueden realizarse tanto en mineral como en desmonte (dependiendo la ubicación del tajo). Las labores de esta categoría son:

- Subnivel: Son labores horizontales que se realizan dentro de un tajo, suelen ejecutarse en la veta como paso previo a la explotación en métodos convencionales. Su función es la de obtener un acceso a la zona explotable del tajo y sus dimensiones son generalmente reducidas en sección.
- Galerías: Se consideran como parte de la preparación solo si son parte de un tajo, esto es más aplicado en los métodos de explotación mecanizados, cumplen la misma función de un subnivel, pero a mayor escala.

- Chimeneas: En métodos de explotación convencionales cumplen una función de acceso al tajo y ventilación de este. Según también el método de explotación, pueden ser utilizados con tolvas que conectan a las labores de extracción (galerías, cruceros, rampas, etc.) en lo que se conocen como chimeneas de Doble Compartimiento.
- Cámaras: Son labores horizontales con una longitud limitada corta. Se utilizan para almacenamiento temporal de material, ubicación de equipos, etc.

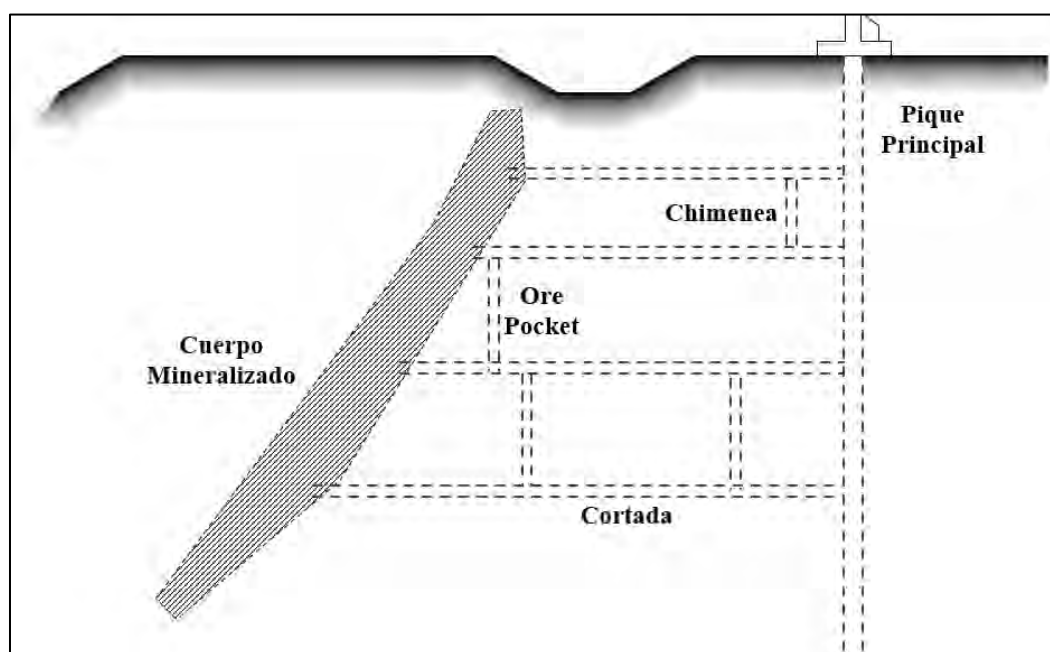


Gráfico 04. Vista perfil de labores de Desarrollo en una mina subterránea. Adaptado de "Métodos de Explotación subterránea y Planificación de Minas" por Novitzky (1975).

3.2.6.3.Explotación.

Estas labores son las destinadas únicamente a la explotación dentro del tajo y son ejecutadas en su totalidad en roca mineralizada. Ocasionalmente estas labores pueden llegar a cumplir labores secundarias como ventilación o accesos, pero estas serán de un periodo muy reducido. Las labores incluidas en esta categoría son normalmente consideradas parte del tajo en el que se ejecutan y no suelen tener una denominación propia (como si tienen las Rampas (RP Lourdes) o los Cruceros (CR 5000)):

- Subnivel: Dependiendo el método de explotación utilizado, se pueden llegar a tener múltiples subniveles de explotación en un tajo.
- Slots: Labor vertical que se ejecuta como parte de la explotación de un tajo.

Cabe mencionar que las labores mencionadas no son las únicas que existen y que en el transcurso de la ejecución de un proyecto minero distintas variantes de estas labores pueden ser diseñadas según las necesidades operativas. También es importante resaltar que las labores que pueden encontrarse en múltiples categorías son ubicadas en las mismas según las condiciones de cada operación; siendo así, pueden llegar a cambiar de clase si se modifican las características operativas o el propósito de la labor.

3.2.7. Dilución.

Según Llanque et al. (1999), la dilución es una contaminación del mineral con desmonte causada por la ejecución de un método de minado en específico. Pueden diferenciarse en 2 tipos: interna (planificada) y externa (no planificada); la interna sucede por la extracción de material estéril debido a la geometría de los tajos de explotación y la externa puede suceder por distintos motivos, siendo el principal el desprendimiento de material estéril de las paredes en los tajos (ver Gráfico 05). Para poder estimar las diluciones externas se utilizó el método empírico de O'Hara (Llanque et al., 1999), el cual está definido con la siguiente fórmula:

$$\%Dilución = \frac{k}{\text{Sen}(\alpha) * \sqrt{W}}$$

En la fórmula anterior, α es el ángulo de buzamiento del cuerpo, W la potencia promedio del cuerpo y k el factor de dilución según el método de minado.

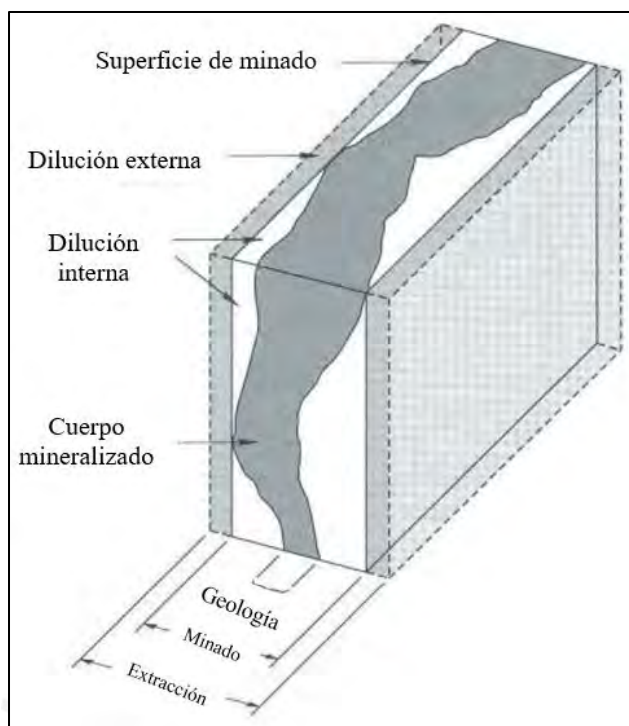


Gráfico 05. Tipos de dilución. Adaptado de “Maximización de Valor Presente Neto a través de la Optimización de la Ley De Corte en una Mina subterránea” por Santana (2020).

3.3. Conceptos económicos en minería.

3.3.1. Valor Actual Neto (VAN).

El VAN es la suma total del Flujo de Caja futuro transformado al tiempo presente con una tasa de interés de un proyecto cualquiera (Santana, 2020). La transformación de valores futuros en cada año a valores presentes se realiza con la siguiente fórmula (Runge 1998):

$$VP = VF * \left(\frac{1}{(1 + i)^t} \right)$$

La fórmula del VAN se expresa la siguiente manera, siendo n la cantidad total de años, i la tasa de interés y t el año de cálculo:

$$VAN = \sum_{t=0}^n \left(VF * \left(\frac{1}{(1 + i)^t} \right) \right) - Inversión\ inicial$$

3.3.2. Esquemas de Costos en minería subterránea.

Cada proyecto minero existente tiene un esquema de costos distinto según las prioridades que tenga la operación, para poder diferenciarlos existen dos grandes categorías: Costos Directos y Costos Indirectos. Los primeros se definen como “los que pueden ser rastreados con facilidad y en forma exacta a un objeto de costo” (Hansen y Mowen, 2007, p. 36). Los costos indirectos son por tanto aquellos que no pueden rastrearse al objeto de costo (Hansen y Mowen, 2007). Son justamente los Costos Directos los que, en el presente trabajo, dictaminan un esquema basado en las distintas etapas de extracción minera (ver Gráfico 06), otros costos como los de Servicios Auxiliares son incluidos en Costos Indirectos. La desventaja de utilizar este tipo de estructura de costos radica en la dificultad que surge cuando se requiere determinar el costo total de una labor en particular puesto que los costos indirectos tendrían que ser repartidos mediante la aplicación de *drivers* (factores que relacionan un objeto de costo con el consumo de un recurso (Hansen y Mowen, 2007.)). Cada costo de mina tiene incluido el costo de acarreo.

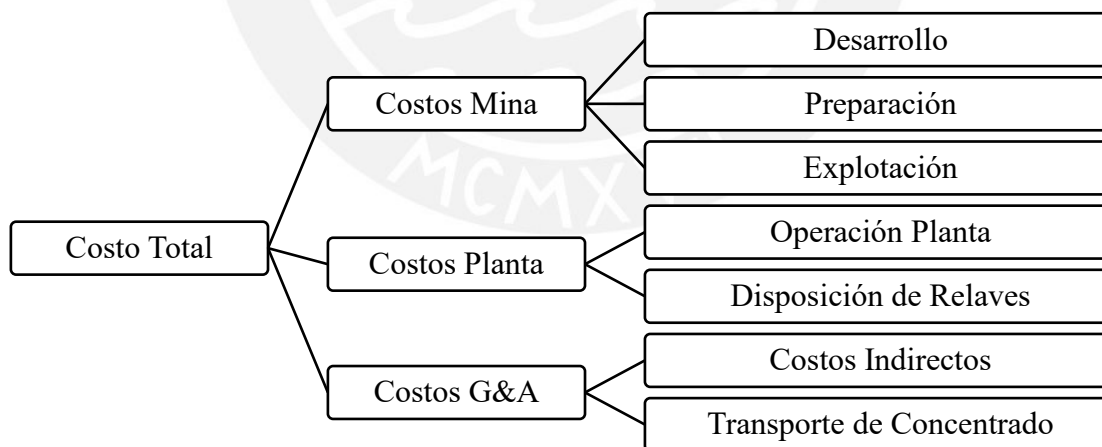


Gráfico 06. Esquema de Costos Operativos en una mina subterránea.

3.3.3. Sustaining Capital.

El *Sustaining Capital* es la inversión periódica que se debe realizar en una operación minera para mantener el nivel de producción que se tiene actualmente. De acuerdo con Hall

(2014), es un costo regular y continuo que se incurre para reemplazo de flotas o componentes principales de planta, y debe ser considerado como un costo de mantenimiento que se efectúa de manera periódica en el tiempo (a pesar de que dichos periodos estén muy espaciados en la operación). Esto está reflejado mayormente en renovar periódicamente equipos y material que lleguen al fin de su vida útil, pero que sigan siendo necesarios para mantener el mismo nivel de producción: un cargador frontal, camiones, herramientas, equipos de protección personal, etc. Debido al nombre de “*capital*”, este costo puede ser categorizado de manera errónea como capex; sin embargo, al ser una inversión que no ocasiona cambios ni en el plan de minado ni en la vida de la mina, es una variante de los costos operativos y debe incluirse como tal al momento de realizar el cálculo de los Costos Mina.



4. Marco Teórico

4.1. Determinación de un Cut-off Marginal y un Cut-off Incremental.

Para establecer y desarrollar el cálculo del Cut-off Marginal y del Cut-off Incremental, se necesita definir cuáles serán las variables que considerar y el criterio con el cual se diferencian estos valores de otras leyes de corte similares.

4.1.1. Definición de Cut-off Marginal.

El Cut-off Marginal es una ley de corte que determina el material debajo del Becoff que puede ser minado, pero que toma en cuenta criterios específicos para la elección de los costos involucrados en su cálculo. La existencia de este Cut-off se sustenta en la necesidad de incrementar la cantidad de reservas de un proyecto minero después de realizar el diseño “final” de la mina. El beneficio económico de dicho incremento será marginal; sin embargo, puede llegar a tener otras utilidades como el incremento en la vida del proyecto o, mayores opciones en la optimización de los planes de minado.

4.1.2. Criterios para el cálculo del Cut-off Marginal.

Los criterios para la elección de los costos implicados dependen del enfoque que se le otorgue al Cut-off. Según Hansen y Mowen (2007) el enfoque de costos puede estar basado en funciones o en actividades; en este trabajo se llamó “redistribución de costos” al primer enfoque y “costos asumidos” al segundo. Además de lo anterior, para conseguir el incremento de reservas con la metodología del Cut-off Marginal, la cantidad de tajos que se diseñan sin incurrir en costos de inversión deben incrementarse. Dado que dichos costos son asociados principalmente a las labores de desarrollo, las oportunidades de aplicación y la ubicación de los posibles tajos está restringida a zonas adyacentes a labores ya diseñadas.

4.1.2.1. Enfoque de Redistribución de Costos.

Este planteamiento utiliza *drivers* basados en el tonelaje programado que redistribuirán los costos de labores ya ejecutadas, lo anterior conlleva una continua actualización del Cut-off Value para los tajos asociados a dichas labores. Es decir, el costo de cada Bloque mineral varía según su ubicación y la cantidad de labores ejecutadas que son necesarias para la extracción de dicho mineral. El cálculo del Cut-off Marginal tendría la misma fórmula que el Becoff; sin embargo, la diferencia sería en el cálculo de los componentes del Costo Mina (Costos de Desarrollo y Preparación).

$$\text{Cutoff Marginal} = \frac{\text{Costo Marg Mina} + \text{Costo Planta} + \text{G\&A}}{\text{Precio} * \text{Recuperación} - \text{Maquilas}}$$

$$\text{Costo Marg Mina} = \text{Desarrollo/Tajo} + \text{Preparación/Tajo} + \text{Explotación}$$

$$\text{Costo Desarrollo/Tajo} = \text{Costo Desarrollo} * \frac{\text{Tonelaje del Tajo}}{\text{Tonelaje total Desarrollado}}$$

$$\text{Costo Preparación/Tajo} = \text{Costo Preparación} * \frac{\text{Tonelaje del Tajo}}{\text{Tonelaje total Preparado}}$$

Como ejemplo, tomemos un Becoff de 7.6gr/t y NSRF de 40\$/gr-Au. Bloques por debajo de 7.6gr/t podrían llegar a ser económicos bajo ciertas circunstancias. Para mayor claridad se ha elaborado el Gráfico 07, en el mismo se identifica el Bloque B, el cual se encuentra debajo del Becoff. Si el costo de la Rampa que conecta a dichas labores fue de \$3 500 000 para poder extraer los Bloques A y C, el costo para el tajo A sería de \$1 790 000 y para el tajo C sería \$1 710 000 (aplicando los *drivers* por tonelaje); si incluyésemos el Bloque B, el nuevo costo de Desarrollo para el tajo A se reduciría a \$1 230 000 aproximadamente, para el tajo C \$1 160 000 y para el tajo B el coste sería de \$1 110 000.

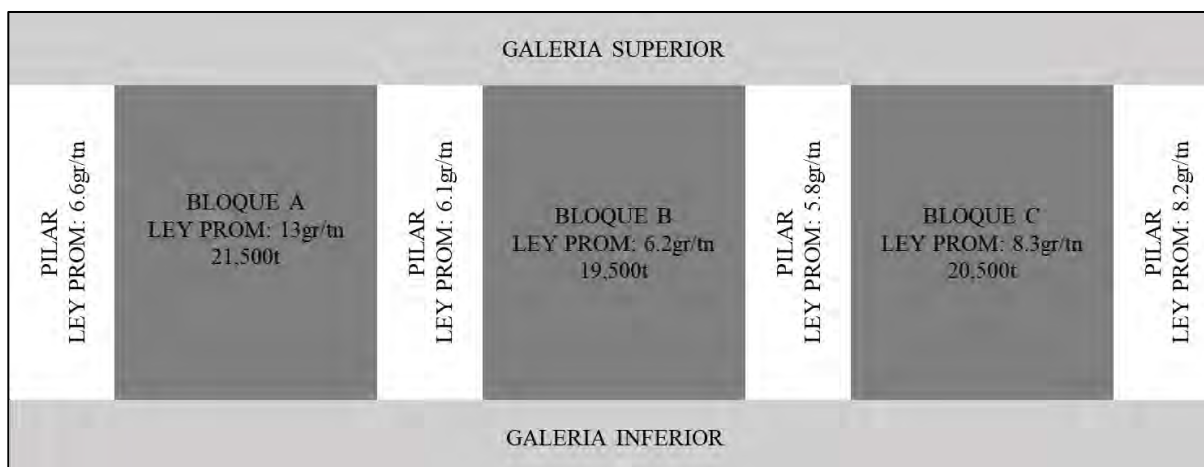


Gráfico 07. Vista Frontal de una distribución de tajos en una mina subterránea.

La reducción en el Cut-off para el tajo C sería de 0.6gr/t solo por la rampa y el nuevo Cut-off Marginal sería 7.0gr/t. Este cálculo tendría que realizarse para todas las labores que “comparten” estos tajos como Rampas, Cruceros, Galerías; y para todos los tajos de la operación. Además, el mismo criterio debería aplicarse a los otros componentes de costos de mina y, en consecuencia, lograr una optimización de las leyes de corte para cada bloque de mineral según su ubicación; no obstante, realizar dicho análisis estaría más enfocado en obtener un Cut-off variable y no en encontrar posibles nuevos tajos marginales, por lo que este enfoque escapa a los objetivos de este trabajo y no será considerado para los criterios del Cut-off Marginal.

4.1.2.2. Enfoque de Costos Asumidos.

Para este enfoque, los *drivers* son asociados a las actividades operativas de un proceso en mina como se observa en la Tabla 01. Con este planteamiento se identifica que las labores previamente ejecutadas a los nuevos tajos ya asumieron el costo del desarrollo; por ello, el cálculo del Cut-off considera los costos de preparación y explotación como los principales componentes de la fórmula. Este mismo enfoque es el que plantea Rendu (2014) con la siguiente fórmula:

$$\text{Cutoff Marginal (COG1)} = \frac{\text{Costo Minado sin desarrollo} + \text{Costo Planta} + \text{G\&A}}{\text{Precio} * \text{Recuperación} - \text{Maquilas}}$$

La validez del enfoque se ve reforzada con el trabajo de Pacheco, Kurcewicz y De La Cruz (2013), quienes, además del anterior Marginal Cut-off (para ellos COG1), incluyen una variante al mismo denominado COG3, el cual es aplicable en tajos que pueden compartir labores de preparación o en tajos con labores de preparación ya ejecutadas, pero sin otros procesos en marcha. La fórmula del COG3 es:

$$\text{Cutoff Marginal (COG3)} = \frac{\text{Costos de Explotación} + \text{Costo Planta} + \text{G\&A}}{\text{Precio} * \text{Recuperación} - \text{Maquilas}}$$

Para los cálculos de Cut-off de este trabajo se utilizaron ambas fórmulas (COG1 y COG3), esto se sustenta puesto que cada método de minado subterráneo tiene variaciones en las cuales ciertas labores de preparación pueden llegar a ser comunes a más de un tajo (véase Gráfico 08). Adicionalmente, en concordancia con los objetivos inicialmente planteados, la aplicación de estos valores se realizó en el proceso de diseño de mina.

Tabla 01. Distribución de costos según actividad en una mina subterránea.

Costo	Cantidad (\$/t)	Porcentajes
Desarrollo Mina	4.00	7.0%
Preparación de minado	5.57	9.8%
Explotación	10.27	18.0%
Acarreo	4.65	8.1%
Tratamiento en Planta	23.08	40.4%
Indirectos	8.75	15.3%
Transporte de Concentrado	0.79	1.4%
TOTAL (\$/t)	57.11	

Nota. Adaptado de "Dynamic Cut-Off Grade and its Application to Maximize Mineral Reserves Inventory" por Pacheco et al. (2013).

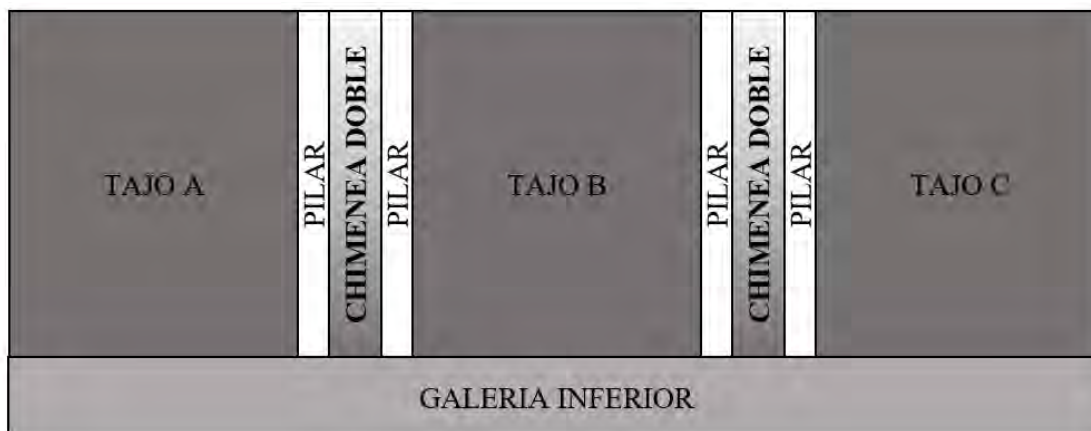


Gráfico 08. Esquema de tajos en el método de Corte y Relleno ascendente convencional.

4.1.3. Aplicación del Cut-off Marginal.

Una vez definido tanto el concepto como la fórmula del Cut-off Marginal, fue momento de delimitar su aplicación. Este tiene que realizarse desde el diseño inicial de un proyecto minero, de esta manera, los nuevos tajos poseen mejores oportunidades para realizar un plan de minado óptimo que permita incrementar el VAN o mantener el flujo de caja en las etapas intermedias-tardías de la operación. Es importante aclarar que esta metodología no siempre es eficaz a causa de que cada yacimiento y cada mina son únicos en su diseño y ubicación, la distribución de leyes y roca mineralizada juega un papel muy importante debido a que los tajos marginales se generan en zonas específicas y bajo circunstancias que varían con el tiempo (variación de costos, precios, situaciones sociales, etc.).

4.1.4. Definición de un Cut-off Incremental.

El Cut-off Incremental es una ley de corte con la misma estructura que el Becoff; sin embargo, el componente del costo de carguío y acarreo es variable según el nivel (en el caso de acarreo con camiones) o la distancia al pique de extracción (en el caso de izaje) en la cual se ubiquen los tajos evaluados; en el Gráfico 09 y Gráfico 10 se pueden observar los tajos (en celeste) y su método de extracción: el costo es incremental mientras se incrementa la distancia de

los tajos al pique (ver Gráfico 09) o mientras se incrementa la profundidad de las labores por la mayor distancia de acarreo (ver Gráfico 10). Mientras mayor la distancia de acarreo, mayor tiene que ser el Cut-off de dicha zona. La justificación de utilizar un Cut-off variable según la profundidad de mina viene dada porque los costos de acarreo y de combustible suelen ser los más importantes en la extracción de minería subterránea, por lo que su impacto siempre será mayor y al optimizarlo constantemente se podrá tener un mejor plan de minado con mejores resultados económicos.

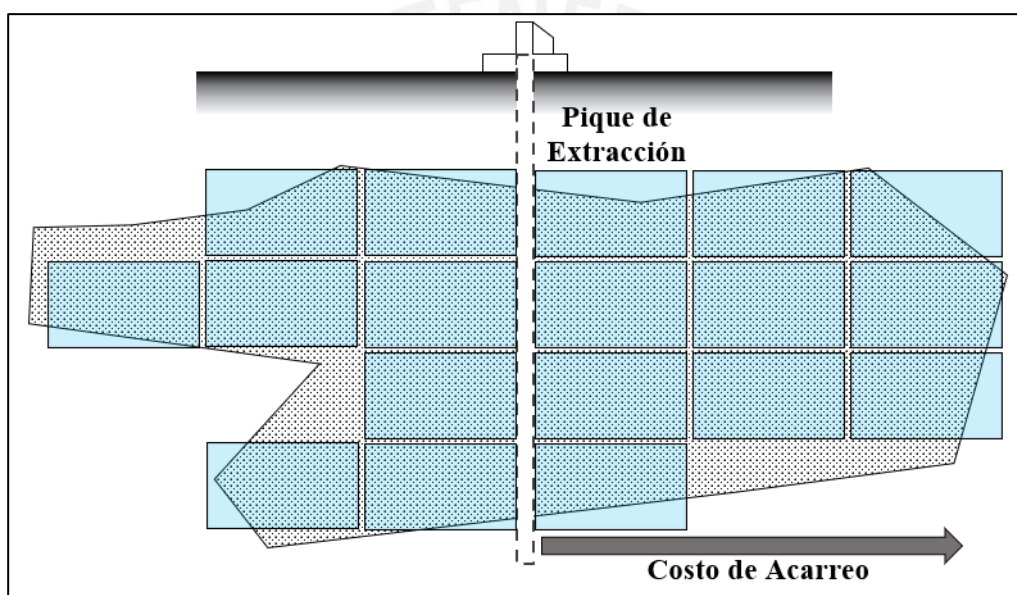


Gráfico 09. Distribución de tajos con Pique de extracción.

4.1.5. Criterios para el cálculo del Cut-off Incremental.

De acuerdo con Hall (2014), la aplicación de un Cut-off variable conforme a las distintas zonas de minado debe realizarse siempre y cuando dicha aplicación esté direccionada en el mismo objetivo que la política de Cut-off a largo plazo del proyecto; en este sentido, el factor de Rendimiento que se utiliza en el cálculo del Becoff también es destinado a este Cut-off Incremental. La variación de costos considerada se limitó a la diferencia de nivel en la posición de los tajos; es decir, su ubicación según su cota. Puesto que la variación depende en gran medida de la cantidad de metros que se desarrollan por cada nivel y subnivel (rampas y

cortadas), se debe analizar específicamente las condiciones del caso de estudio para determinar la diferencia incremental de costos. El costo del nivel superior también debe ser analizado puesto que, de existir distintas zonas con distintas distancias de acarreo, el costo inicial es específico a cada zona de explotación. Por todo lo anterior, el costo incremental de acarreo consiste en:

$$Acarreo_{incremental} = Costo\ nivel\ superior + Incremental$$

El nuevo Costo de Mina Incremental se define con la siguiente fórmula:

$$CostoMina_{incrmnt} = Desarrollo + Preparación + Explotacion + Acarreo_{incremental}$$

Y, por último, el nuevo cálculo del Cut-off Incremental vendría dado por:

$$Cutoff\ Incremental = \frac{(CostoMina_{incrmnt} + CostoPlanta + G\&A + Capex) + Rendimiento}{Precio * Recuperación - Maquilas}$$

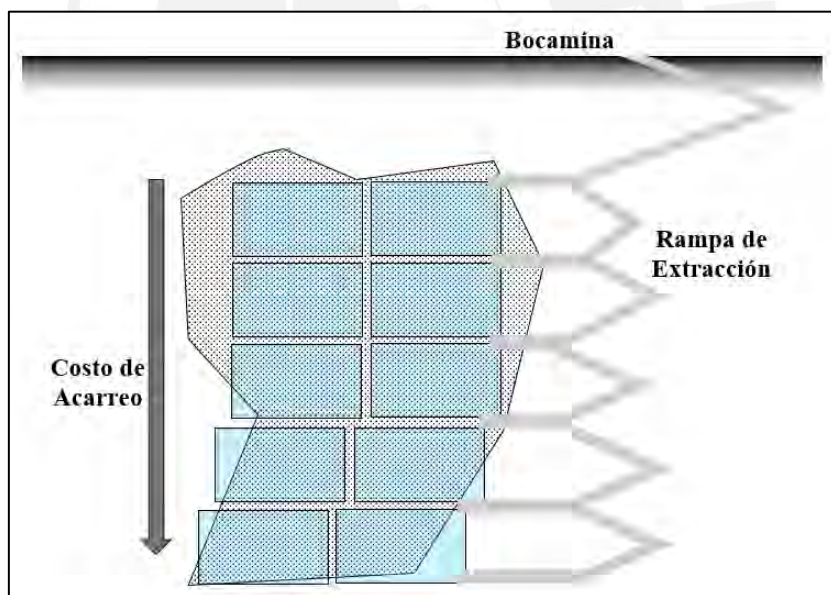


Gráfico 10. Distribución de tajos con Rampa de Extracción.

4.1.6. Aplicación del Cut-off Incremental.

La aplicación del Cut-off Incremental está dada, al igual que el Marginal, desde el inicio del diseño de una mina subterránea. En este caso, se aplica la evaluación a todos los bloques de manera incremental según se va profundizando el diseño de la mina. Esto porque, como ya se

mencionó, el impacto del Costo de Acarreo es muy importante y debe ser analizado más exhaustivamente al momento de elegir que tajos si serán económicamente viables. A diferencia del Cut-off Marginal (en donde su aplicación solo brinda beneficios en situaciones concretas), el Cut-off Incremental debería ser aplicado en la totalidad de diseños subterráneos ya que, al igual que una mina a tajo abierto, el costo operativo siempre será mayor mientras más profunda sea la operación sin importar cuanto desarrollo se necesite.

4.2. Cálculo del Rendimiento en un Cut-off.

Como ya se ha mencionado, los valores finales de Becoff y de Cutoff Incremental deben incluir un valor de Rendimiento con el cual el VAN del proyecto sea, como mínimo, positivo. Es decir, para una tasa específica existe un valor futuro anual (VF) que iguala el VAN a 0, esa tasa evaluada sería la tasa interna de retorno del proyecto (TIR). Si bien las TIR varían ampliamente en los estudios previos a la explotación de yacimientos minerales, en el presente trabajo se determinó que la TIR del proyecto sea del 25%; el análisis del caso a nivel conceptual y el valor mínimo del 20% para la TIR en la industria minera fueron los motivos para la elección de dicha tasa.

Con la fórmula descrita en el capítulo 3.3.1 y las variables específicas del proyecto (con la tasa igual al TIR) se calculó el VF, que a su vez es igual al tonelaje procesado anualmente multiplicado por el margen económico de cada tonelada procesada; dicho margen está compuesto por la suma del capex y el Rendimiento; despejando queda:

$$\text{MargenEconómico} = \text{capex} + \text{Rendimiento}$$

$$\text{MargenEconómico} = \frac{VF}{\text{Producción Anual}}$$

$$\text{Rendimiento} = \text{MargenEconómico} - \text{capex}$$

Las fórmulas de Becoff y de Cutoff Incremental también podrían expresarse como:

$$Cutoff\ Incremental = \frac{(CostoMina_{incrt} + CostoPlanta + G\&A) + MargenEconómico}{Precio * Recuperación - Maquilas}$$

$$Becoff\ Grade = \frac{(Costo\ Mina + Costo\ Planta + G\&A) + MargenEconómico}{Precio * Recuperación - Maquilas}$$

4.3. Impacto del Costo de Oportunidad.

Lane (1988) fue uno de los primeros autores en describir el concepto e impacto del Costo de Oportunidad en las estimaciones de Cut-off, posteriormente Rendu (2014) expande el concepto y lo define como: los cambios en el VAN proyectado originalmente ocasionados por modificar el Plan de Minado. El análisis de estos cambios indica que al realizar cualquier cambio en el plan de minado (como puede ser incluir tajos marginales) se pospone la extracción de mineral anteriormente planificado. El tiempo de retraso en dicha extracción es igual al tiempo de explotación de los cambios introducidos siendo su impacto en el VAN directamente proporcional al mismo y a la tasa de descuento que se aplique (la cual tendría que ser la misma que la utilizada en el cálculo del VAN original). Cuantitativamente, el impacto viene dado por:

$$Impacto\ en\ el\ VAN = VAN_{original} * ((1 + i)^{-t} - 1)$$

En la anterior fórmula la tasa de interés se indica con i y el tiempo de retraso en la extracción con t . Los cambios que se realicen al plan de minado solo pueden justificarse si el impacto calculado es positivo, sin importar si las modificaciones se realizan antes o durante la etapa de operación del proyecto minero.

En el presente trabajo existieron dos situaciones en las que el impacto es evaluado: al incluir el Cut-off Marginal se debe estimar la posición y prioridad de los nuevos tajos dentro del plan de

minado y al incluir el Cut-off Incremental se debe realizar la misma estimación que en el caso anterior; además, con estos cambios también se determina si es más beneficioso dar prioridad a los tajos marginales por encima de los tajos en niveles inferiores dentro del plan de minado.

Es importante acotar que, al aplicar cualquiera de los Cut-off (CoM o CoI) en la operación de un proyecto, se debe tomarse en cuenta también el diseño del sostenimiento aplicado en las labores de las zonas de acceso; esto debido a que (según el sostenimiento aplicado a dichas labores), retornar a minar los tajos marginales después de un periodo de tiempo prolongado puede generar un costo adicional de rehabilitación, el cual pasaría a formar parte de una nueva inversión en el cálculo del costo de oportunidad.

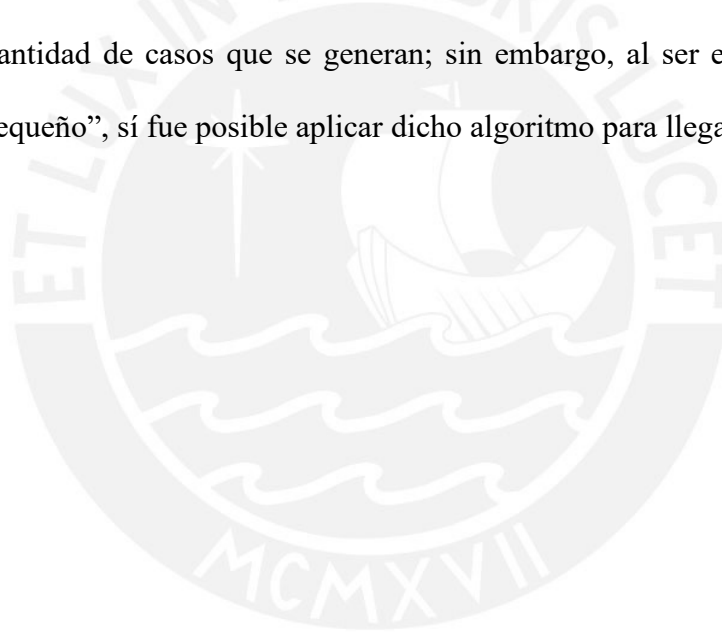
4.4. Optimización del Plan de Minado.

Epstein et al. (2012) hace hincapié en la falta de metodologías para la optimización de planes de minado en minería subterránea debido a la alta incertidumbre creada por los distintos métodos de minado; lo anterior viene refrendado por Campeau y Gamache (2022), quienes indican que realizar la optimización de un plan de minado subterráneo tiene más complejidad que un plan de minado superficial. En consecuencia, desarrollar un planeamiento estratégico es primordial para maximizar el valor económico de la mina; puesto que, les brinda a los distintos inversionistas la oportunidad de evaluar el tipo de proyecto e inversión que van a realizar. Un planeamiento estratégico tiene como herramienta principal a la evaluación económica (VAN) para diferenciar prospectos atractivos (Runge, 1998), y parte de dicho planeamiento involucra una optimización del plan de minado el cual debe incluir: consistencia en la producción de mina y maximizar las ventajas de los flujos de caja en las etapas iniciales del proyecto (Runge, 1998).

Tal como denotan Newman et al. (2010), la selección de criterios para optimizar un plan de minado subterráneo es complicada: se tienen criterios básicos como maximizar el VAN y la

restricción de ejecución en secuencia (labores que deben ejecutarse previamente), pero también tiene restricciones específicas a cada método de minado (algo similar a la categorización de labores descrita en el presente trabajo) que solo se visualizan una vez se ha completado el diseño.

Por todo lo descrito en esta sección, en el presente trabajo se ha decidido realizar una optimización manual en la que se prioriza la maximización del VAN; de esta manera, al momento de realizar los análisis de resultados se pudo calcular de mejor manera el costo de oportunidad. La optimización siguió el algoritmo descrito por Alejandro Novitzky (1975), en la cual existen limitantes de precedencia sobre el desarrollo de labores, este método tiende a ser ineficiente por la cantidad de casos que se generan; sin embargo, al ser el caso de estudio un proyecto minero “pequeño”, sí fue posible aplicar dicho algoritmo para llegar al plan optimizado.



5. Casos de estudio

5.1. Metodología para el desarrollo de los casos.

Como fue detallado en los párrafos anteriores, para la evaluación de los casos de estudio se realizó el planeamiento y el diseño de un proyecto minero a nivel de Estudio Conceptual. La metodología realizada para dicho estudio consistió en distintas etapas:

5.1.1. Tratamiento de data base.

El desarrollo del caso de estudio parte de un modelo de bloques de un proyecto minero (cuyo nombre y detalles específicos fueron omitidos por motivos de privacidad); los bloques en cuestión son considerados como Recursos minerales y siguen la directiva definida por el JORC y el CIM. La labor principal de esta etapa ha sido el realizar un análisis y corrección geoestadística de las leyes minerales que se presenten en el modelo.

5.1.2. Benchmarking.

La segunda etapa del caso de estudio estuvo enfocada en realizar una revisión de proyectos mineros similares en geología, mineralización, tonelaje de recursos, posibles métodos de minado y ubicación geopolítica; esto con el objetivo de obtener información respecto a los costos e inversiones que conllevan una operación de magnitud semejante. El producto de esta etapa se presenta en el modelo de bloques con las leyes corregidas y una curva tonelaje ley de los recursos disponibles que podrían convertirse en reservas.

5.1.3. Selección de los Cut-off iniciales.

Conforme a las definiciones y fórmulas brindadas en los capítulos anteriores, durante todos los casos de estudio se utilizaron los siguientes Cut-off: Becoff, Planta, Marginales e Incrementales; cabe precisar que en esta etapa solo se calcularon el Becoff y el Cut-off Planta. El cálculo de estos Cut-off utilizó la información recabada en la etapa de *Benchmarking*, además es

importante mencionar que los valores de Cut-off obtenidos en esta etapa fueron temporales, el cálculo de los valores finales se efectuó en las etapas iterativas.

5.1.4. Selección de método de minado.

Puesto que el nivel de estudio del presente trabajo no tiene una precisión muy alta, la elección del método de minado se elaboró con un *trade-off* empírico, el mismo puede considerarse entre 2 a 3 métodos de minado que sean aplicables al yacimiento evaluado (considerando las características geomecánicas y geométricas). La información que se utilizó en esta etapa sigue originándose en el Benchmarking (según cada método de minado) o de métodos empíricos.

5.1.5. Selección de método de extracción.

Al igual que en la etapa anterior, se realizó un *trade-off* para la elección del método de extracción de material. En este caso, se evaluaron los 2 métodos de extracción más comunes en minería subterránea: extracción por rampas y extracción por pique. Si bien existen operaciones con otros métodos que implican fajas transportadoras, locomotoras o combinaciones entre distintos métodos, el tamaño de mina del presente trabajo limitó dichas opciones a las ya mencionadas. En esta etapa también se definió la ubicación de los componentes principales de la mina emplazados en superficie, como son: bocamina, botaderos, carreteras de acarreo, almacenes de stock y planta de beneficio.

5.1.6. Diseño de tajos.

A partir de esta etapa se ejecutó un proceso iterativo (en concordancia con la metodología de Runge (1998), ver Gráfico 11) con la finalidad de obtener el valor final de los Cut-off y, en consecuencia, el diseño final del proyecto. Para el diseño de los tajos se realizó una evaluación que consideró la productividad de distintos equipos de limpieza y acarreo, así como las restricciones geomecánicas del yacimiento; restricciones que, sumados al Cut-off Planta, se

introdujeron en la herramienta *Mineable Shape Optimizer* (MSO) del software *Datamine Studio 5D Planner* (software en el que también se elaboró el diseño de labores en interior mina); el resultado final generó la visualización de los tajos que contengan recursos por encima del Cut-off calculado.

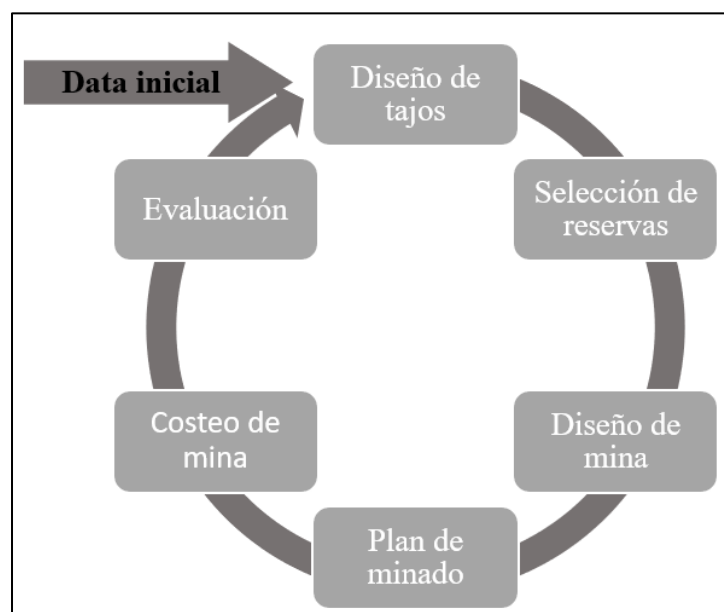


Gráfico 11. Diagrama de Flujo del Proceso iterativo de planeamiento de mina. Adaptado de “*Mining Economics*” por Runge (1998).

5.1.7. Selección de reservas minerales.

En esta etapa se aplicó la metodología planteada por Brian Hall (2014) en la cual, para la elección de las reservas se debe buscar como ley promedio el Becoff calculado, esto otorgó un valor de Cut-off (en la curva tonelaje ley del proyecto) menor al Becoff; además, se tuvo que incluir el Cut-off Planta, puesto que se consideró el valor más alto entre los Cut-off obtenidos (Planta y curva tonelaje ley) para la selección de reservas; es decir, solo fueron examinados los tajos con leyes mayores al Cut-off seleccionado. La inclusión del Cut-off Planta en este análisis garantiza que todo bloque mineral extraído, como mínimo, pague su propio procesamiento. En el Gráfico 12 se puede observar que, al elegir un Becoff de 6gr/t (línea azul), se tendría unas reservas con Cut-off de 2.4gr/t (en naranja) y 1.65 millones de toneladas (en verde); si el Cut-off

Planta fuese 3.0gr/t (en morado), las reservas tendrían que calcularse con dicho Cut-off, la nueva ley promedio sería alrededor de 8.1gr/t y el tonelaje sería menor al anterior.

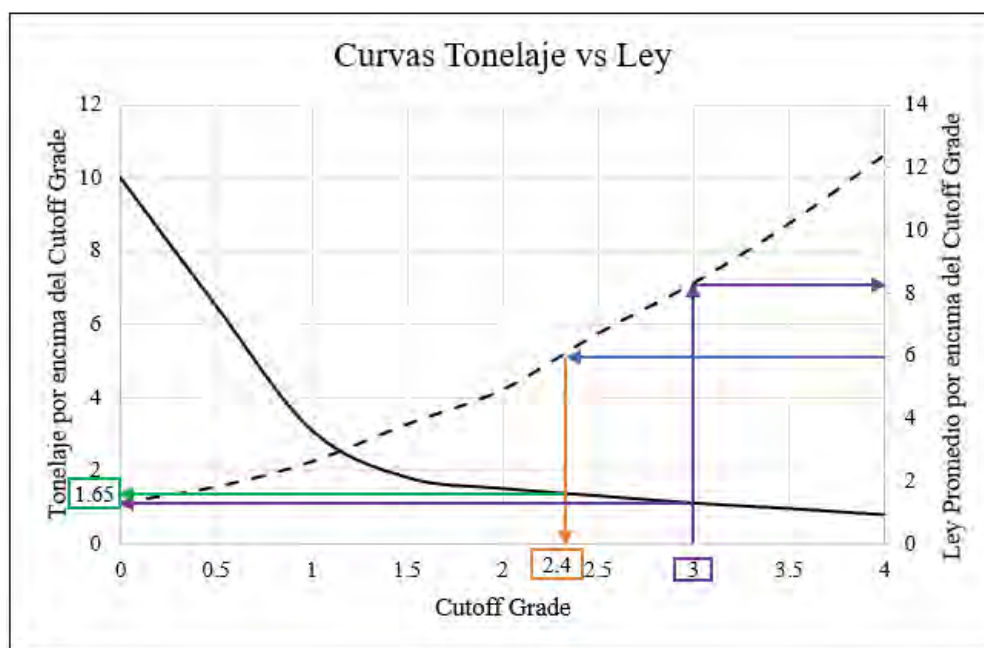


Gráfico 12. Elección de reservas con Becoff de 6gr/t. Adaptado de “Cut-off Grades and Optimizing the Strategic Mine Plan” por Brian Hall (2014).

5.1.8. Diseño de mina.

El objetivo de esta etapa, una vez hayan sido seleccionadas las reservas minerales, estuvo enfocado en realizar el diseño de toda la infraestructura de interior mina que permita la explotación de los tajos seleccionados. Durante esta etapa se diseñaron todas aquellas dimensiones de las labores que no fuesen de explotación (galerías), así como los equipos finales que fueron elegidos para la operación de acuerdo con el método de minado.

5.1.9. Plan de minado.

La presente etapa consistió en desarrollar y optimizar el plan de minado. Se debe considerar, para la optimización, la importancia de las labores de desarrollo y la política a largo plazo del proyecto; en el caso de este trabajo dicha política ha sido enfocada en maximizar el VAN del proyecto con dos metodologías diferentes. Para el primer y segundo casos de estudio se

priorizó la producción de mineral con alta ley en fases tempranas del proyecto y para los casos subsiguientes se favoreció la producción de mineral con mayor margen económico en las fases tempranas del proyecto. Como también se mencionó anteriormente, la optimización del plan de minado se desarrolló de forma manual con el software EPS de Datamine.

5.1.10. Costeo de mina.

Finalmente, en esta última etapa del caso de estudio original, se realiza el costeo de todo el proyecto desglosado en un Flujo de Caja anual. El desglose anual de todos los costos operativos e inversiones del proyecto (según el diseño iterado) permitió calcular los costos unitarios de mina en la iteración y, a su vez, permitió ajustar el Becoff a uno más cercano al real. Con este nuevo Becoff y los nuevos costos se realizó un análisis sobre la diferencia entre los valores originales y los nuevos; si la diferencia hubiese sido significativa, se tendría que repetir todo el proceso desde la etapa de diseño de tajos (como se indicó en el Gráfico 11) con los nuevos valores. El proceso iterativo finalizó cuando la diferencia entre el Becoff original de la iteración y el Becoff calculado fue menor a un 5%. Para la selección de la tasa de descuento utilizada en el presente trabajo se analizaron proyectos de magnitudes similares (producción diaria, metal extraído, etc.), se tomó en cuenta el incremento del riesgo país (muy pocas inversiones en nuevos proyectos mineros en los últimos años) y también que los casos de estudio fueron de carácter conceptual (precisión de hasta el 50% en los resultados finales incrementando el riesgo de inversión a estos niveles). Con los criterios mencionados se escogió una tasa de descuento del 12% para la determinación del VAN en los 4 casos de estudio.

5.1.11. Elaboración del Caso de Estudio #2.

El Caso #2 consistió en incluir tajos marginales identificados con los Cut-off Marginales, estos fueron calculados con los resultados del Caso #1. Una vez establecidos los tajos, se diseñó

la infraestructura adicional necesaria y fueron incorporados al plan de minado en el cual los tajos marginales son la última prioridad al momento de optimizar el programa debido a su ley de mineral; es decir, serían los últimos tajos en ser minados a lo largo de la vida de la mina.

5.1.12. Elaboración del Caso de Estudio #3.

En esta etapa se elaboró el Caso de Estudio #3 con los resultados de los Casos #1 y #2 como punto de partida. Siendo así, en el Caso #3, los tajos marginales identificados en el proceso anterior tienen prioridad de minado según el margen económico de cada uno; esta situación devino en la modificación del plan de minado #2 para tener un criterio unificado en todo el proyecto, dejando de lado la búsqueda de leyes más altas en las etapas iniciales del proyecto.

5.1.13. Elaboración del Caso de Estudio #4.

El Caso #4 constó de aplicar un Cut-off Incremental según la distribución de tajos existentes en el Caso #1; se calculan dichos valores por cada nivel y se ejecutó un nuevo análisis con curvas tonelaje-ley según cotas. Con las nuevas zonas mineralizadas identificadas se procedió a realizar un nuevo diseño de mina y también un nuevo plan de minado que incluyó las nuevas zonas y que mantuvo el criterio consistente en priorizar los tajos con mayor margen económico.

5.2. Desarrollo del caso de estudio #1 (metodología tradicional).

5.2.1. Introducción del caso de estudio.

El caso de estudio del presente trabajo fue ejecutado en el “Proyecto Joaquín”, el cual presenta 3 cuerpos mineralizados fundamentales con recursos minerales definidos por exploración superficial previa, en el Gráfico 13 se visualiza la mineralización con vistas al Sur. El yacimiento exhibe cuarzo y sulfuros con presencia de Au y Ag, de los cuales se consideró como metal principal al Au (por su mayor aporte económico). La caracterización geomecánica

promedio del yacimiento es de RMR-50 y su buzamiento es de 65°, en la Tabla 02 se denotan los RMR y el buzamiento según cada cuerpo; la densidad promedio de mineral y desmonte es de 2.65t/m³.

El mineral extraído de la mina será tratado en una planta de beneficio (ubicada cerca de la bocamina) en la que se desarrollarán procesos de concentración y refinación, siendo el producto final del proceso barras doré con contenidos de Oro y Plata.

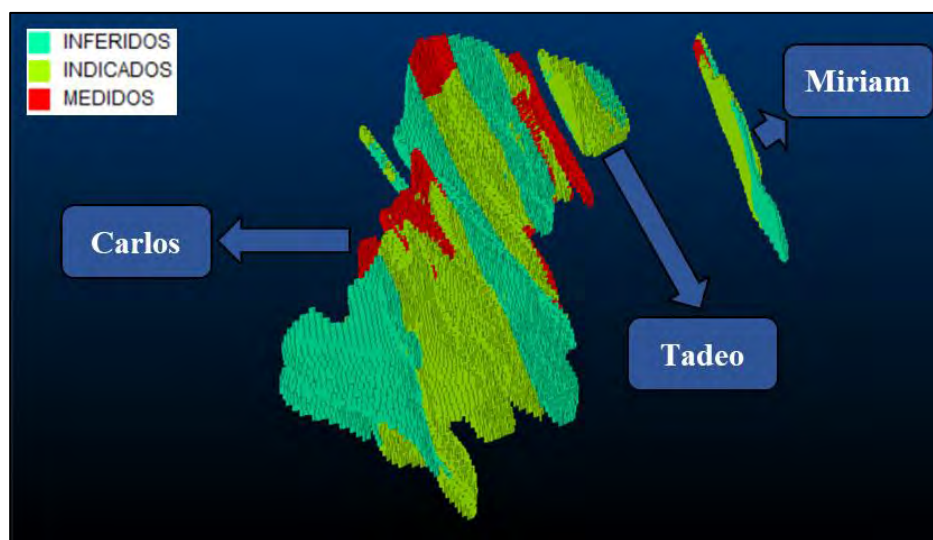


Gráfico 13. Recursos Minerales y cuerpos mineralizados del Proyecto Joaquín.

- Geología Regional del yacimiento: La zona donde se ubica el proyecto minero Joaquín está comprendida principalmente por el Batolito de Pataz, en el área que concentra las más importantes productoras subterráneas de Oro del país como son Minera Poderosa, Consorcio Minero Horizonte y Minera Aurífera Retamas. Este sector tiene depósitos de rocas volcánicas y distintos tipos de areniscas (del paleozoico al mesozoico); cuenta con un sistema de fallas regionales en dirección noroeste que están alineados con el Río Marañón y las distintas mineralizaciones del sector. En la superficie se encuentran afloramientos ocasionales de pirita y arsenopirita con presencia de Oro microscópico; el relieve de la zona es alto en vegetación con bajos niveles de precipitación en las zonas

más cercanas al río y gran humedad en las alturas al este del Marañón. (Ver Gráfico 14 para mayor detalle).

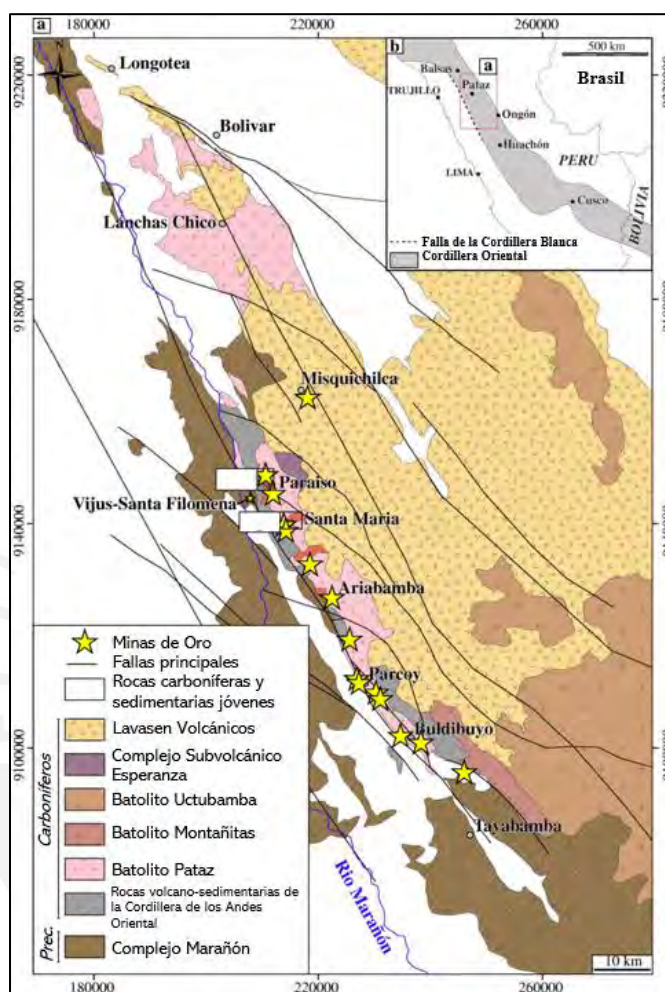


Gráfico 14. Plano de geología regional de los distritos de Pataz y Parcoy. Adaptado de “Sulfur isotopes, trace element, and textural analyses of pyrite, arsenopyrite and base metal sulfides associated with gold mineralization in the Pataz-Parcoy district, Peru: implication for paragenesis, fluid source, and gold deposition mechanisms” por Voute et al. (2019).

- Geología Local del yacimiento: De forma local, el yacimiento presenta estructuras con dirección Norte-Noreste; la divergencia en la dirección respecto a la mayoría de las fallas regionales viene dada por un plegamiento circunscrito al proyecto Joaquín y sus alrededores. El sistema de vetas tiene un buzamiento promedio de 65° con dirección de buzamiento hacia el Este y está encasillada en rocas volcánicas (granito y granodiorita) con alta presencia de calizas.

- Mineralización del yacimiento: El proyecto Joaquín presenta un yacimiento del tipo hidrotermal en el cual los minerales económicos son la pirita y calcopirita (con presencia microscópica de Oro), y la galena (con presencia de Plata); el principal mineral ganga es el cuarzo, que presenta altos niveles de abrasión al momento de la perforación. La manifestación de los minerales comprende 3 vetas principales: Veta Carlos, Veta Miriam y Veta Tadeo.

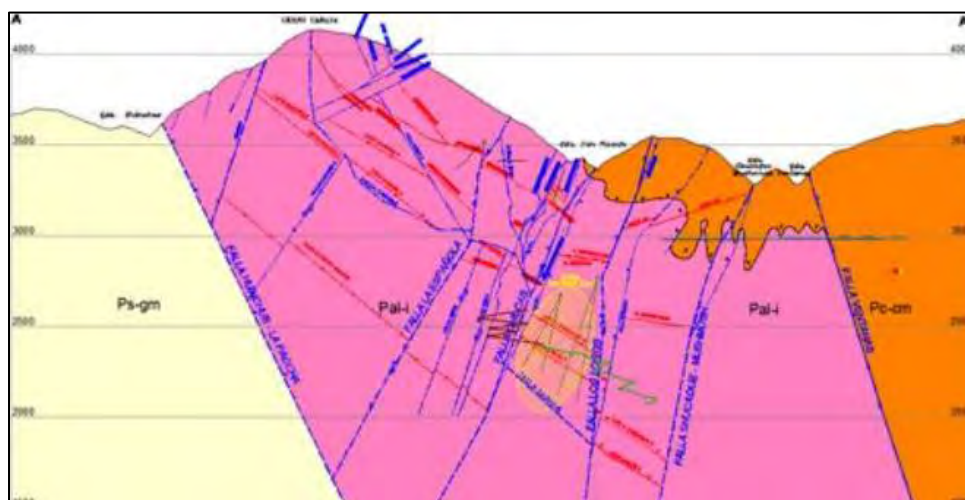


Gráfico 15. Perfil geológico similar a la zona de estudio. Tomado de “El Gigante, un yacimiento orogénico: nuevos datos, logros y perspectivas de la exploración” por Camino (2016).

Tabla 02. Buzamiento y RMR según cada cuerpo.

Cuerpo	Buzamiento	RMR
Carlos	63	50
Miriam	68	46
Tadeo	66	52

Nota. Elaboración propia.

5.2.2. Determinación de valores para el desarrollo del caso de estudio.

En el Gráfico 16 y Gráfico 17 se observa la distribución original de leyes de mineral obtenidas en la exploración. Puesto que el nivel de estudio es conceptual, los altos erráticos se identificaron con un máximo valor calculado con la media sumada a 2 veces la desviación estándar de la data, de esta manera se corrigieron reduciéndolos a un tercio de su valor original,

este método permitió reducir el conocido “efecto pepita” que suele presentarse en exploraciones de Oro y Plata.

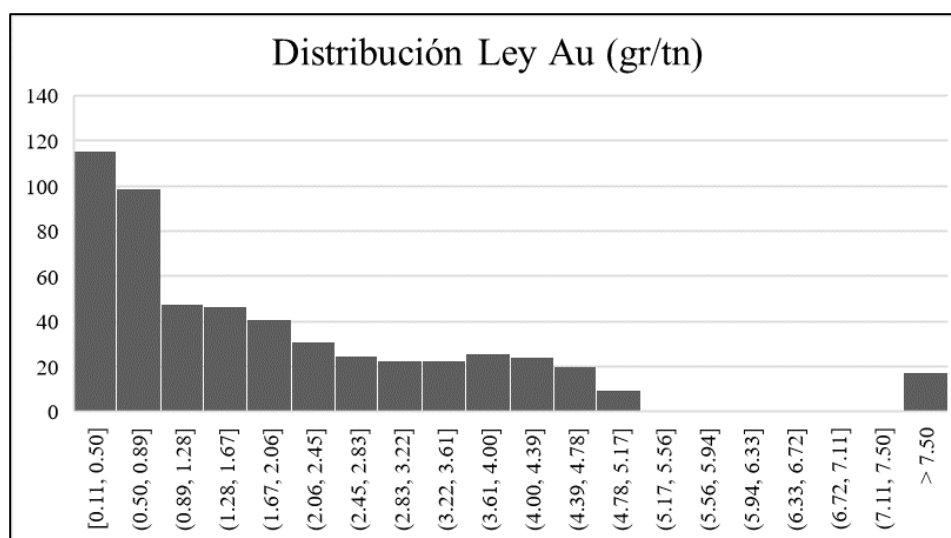


Gráfico 16. Distribución original de leyes de Au.

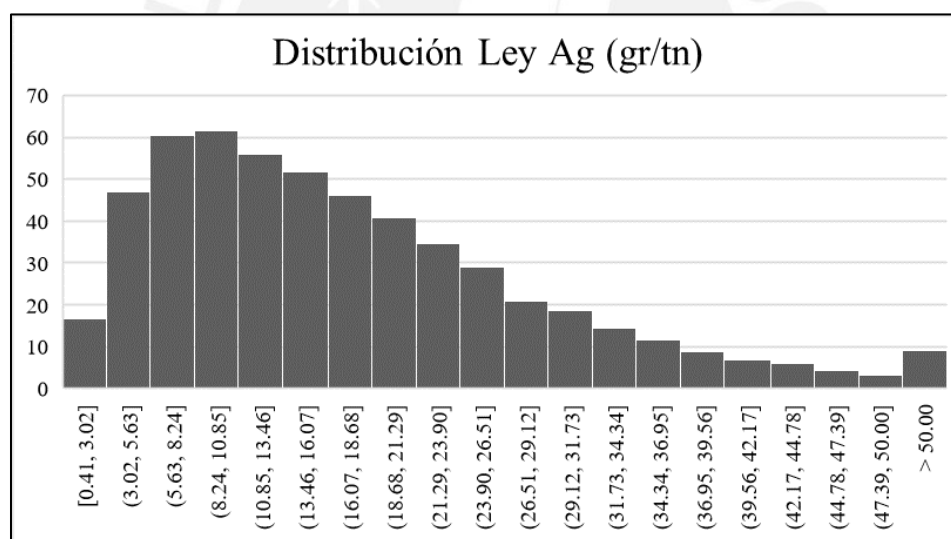


Gráfico 17. Distribución original de leyes de Ag.

La distribución de leyes corregidas queda evidenciada en el [Gráfico 18](#) y [Gráfico 19](#). Dichas leyes, de momento, fueron corregidas solo desde un punto de vista geoestadístico; la corrección por errores en muestreo y ensayo se aplicó posteriormente.

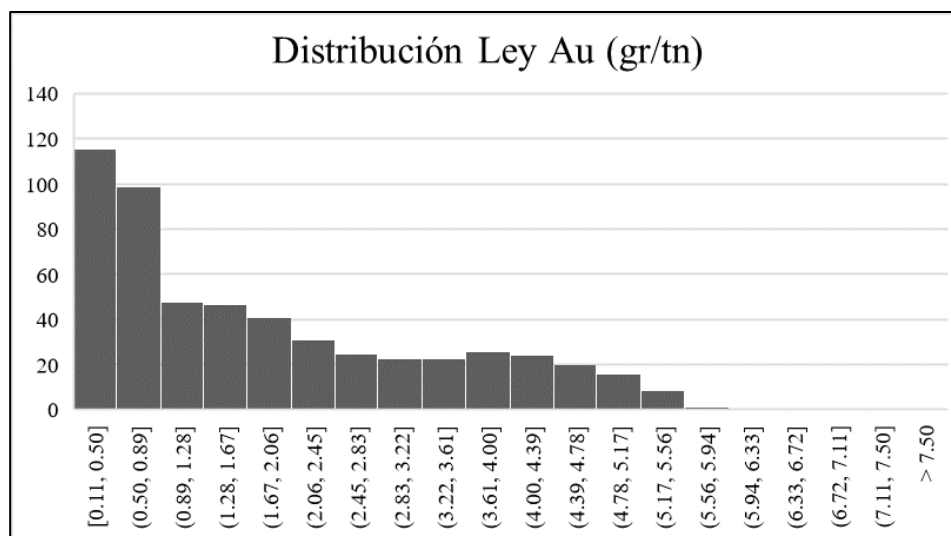


Gráfico 18. Distribución de leyes de Au corregidas.

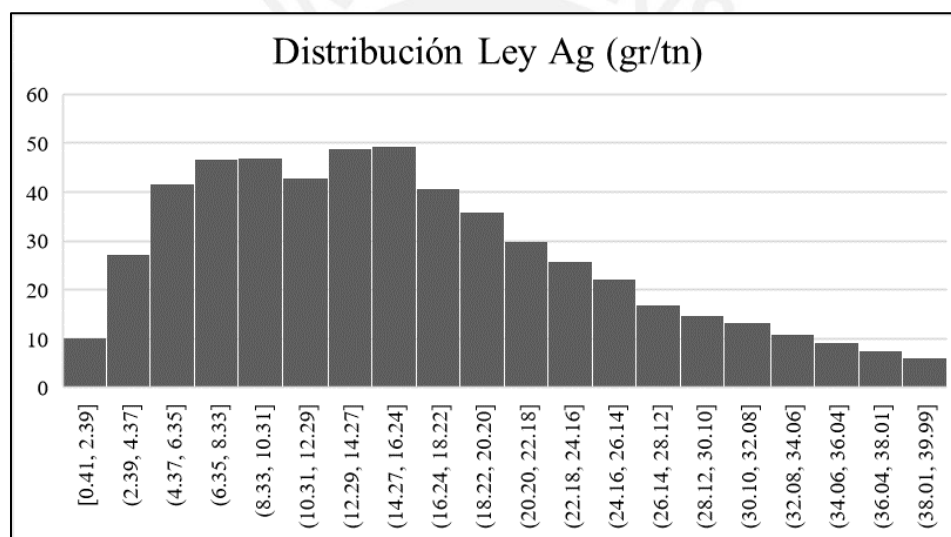


Gráfico 19. Distribución de leyes de Ag corregidas.

Debido a la presencia de 2 metales valorizables en la mineralización (Oro y Plata), fue necesario aplicar una Ley equivalente para los cálculos económicos. En la Tabla 03 se presentan los valores considerados para el cálculo de los NSRF de ambos metales, así como el cálculo de la ley equivalente. Los precios utilizados se eligieron mediante un promedio de los precios históricos de los últimos 5 años de ambos metales (ver Gráfico 20 y Gráfico 21) y los demás valores se determinaron mediante Benchmarking entre distintos proyectos con yacimientos y operaciones subterráneas similares. Es importante mencionar que el costo de venta (*selling cost* en inglés)

solo se aplica al Oro en vista de ser el metal principal y porque el producto final (la barra doré) resulta común a ambos metales. Con la información mencionada, se tiene como base para el inicio del planeamiento la curva tonelaje-ley de los recursos medidos e indicados (sin corrección de errores), que se puede observar en el Gráfico 22.

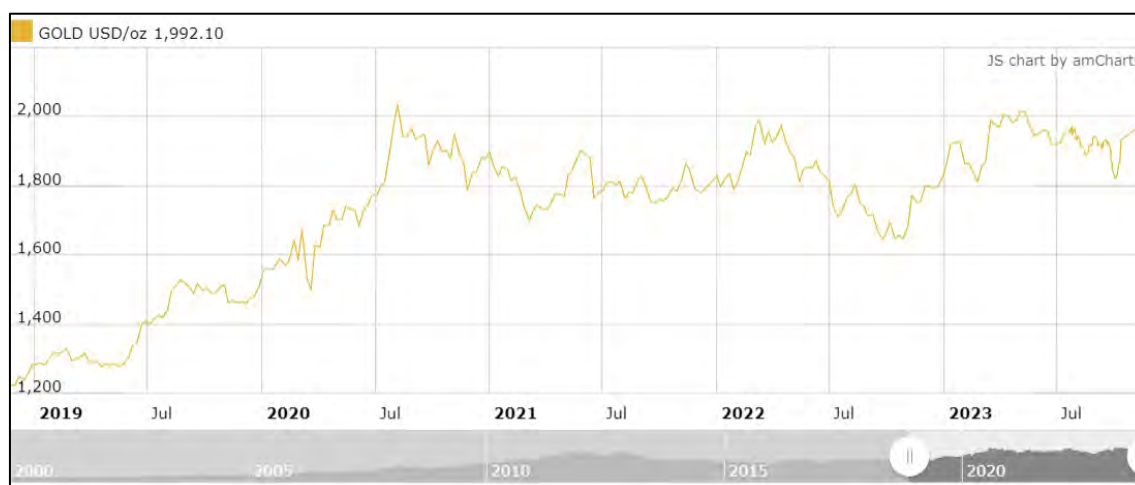


Gráfico 20. Precio histórico del Oro en los últimos 5 años. Tomado de Kitco (2023).

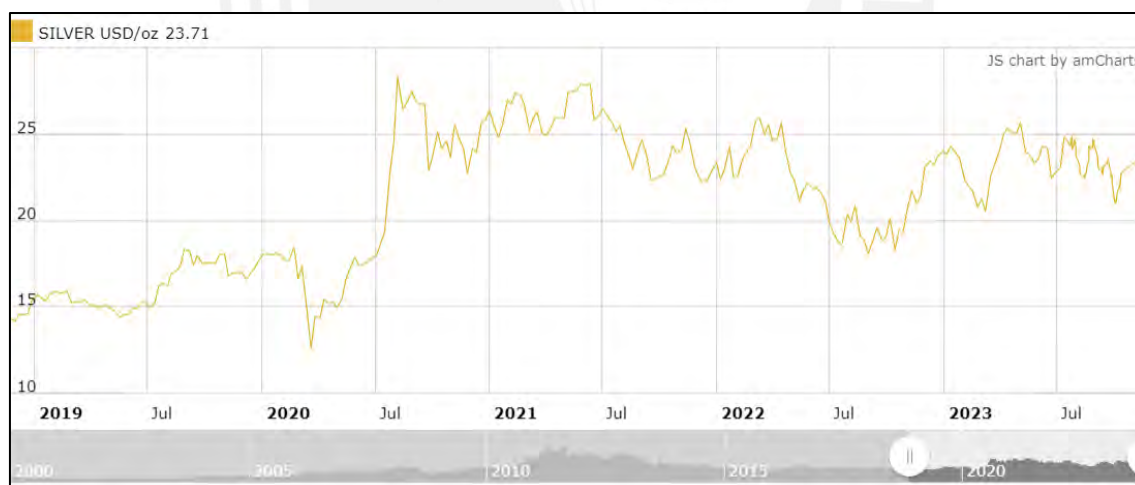


Gráfico 21. Precio histórico de la Plata en los últimos 5 años. Tomado de Kitco (2023).

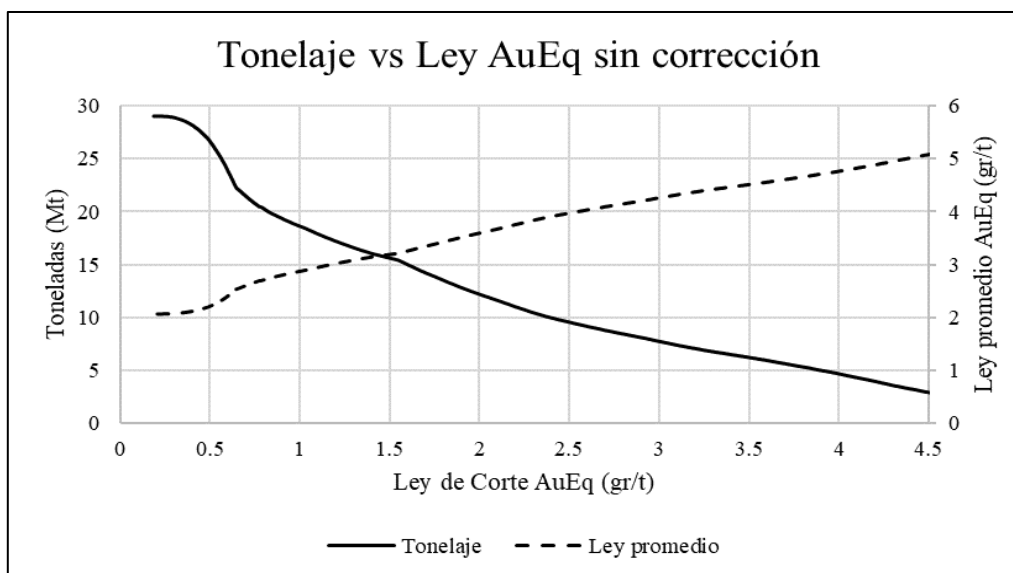


Gráfico 22. Curva tonelaje-ley de Recursos Medidos e Indicados sin corregir en Au-eq.

Tabla 03. Benchmarking y NSRF para el Oro y la Plata.

Concepto	Au	Ag
Precio (\$/oz)	1850	22
Recuperación metalúrgica	96.40%	93.20%
Recuperación de refinación	99.95%	99.95%
Costo de venta (\$/oz)	5.50	0.00
NSRF (\$/gr-metal)	57.14	0.66

Nota. Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

$$LeyAuEq = LeyAu + \frac{57.14}{0.66} * LeyAg = LeyAu + 0.0115 * LeyAg$$

Finalmente, se realizó una corrección por errores en muestreo y ensayo con valores de 2% y 3% respectivamente (la curva tonelaje ley con los valores finales de recursos se puede visualizar en el [Gráfico 23](#)); la corrección de las leyes se realizó con la siguiente fórmula:

$$LeyCorregida = Ley * (1 - error muestreo) * (1 - error ensaye)$$

$$LeyCorregida = Ley * (1 - 0.02) * (1 - 0.03) = Ley * 0.98 * 0.97$$

$$LeyCorregida = Ley * 0.9506$$

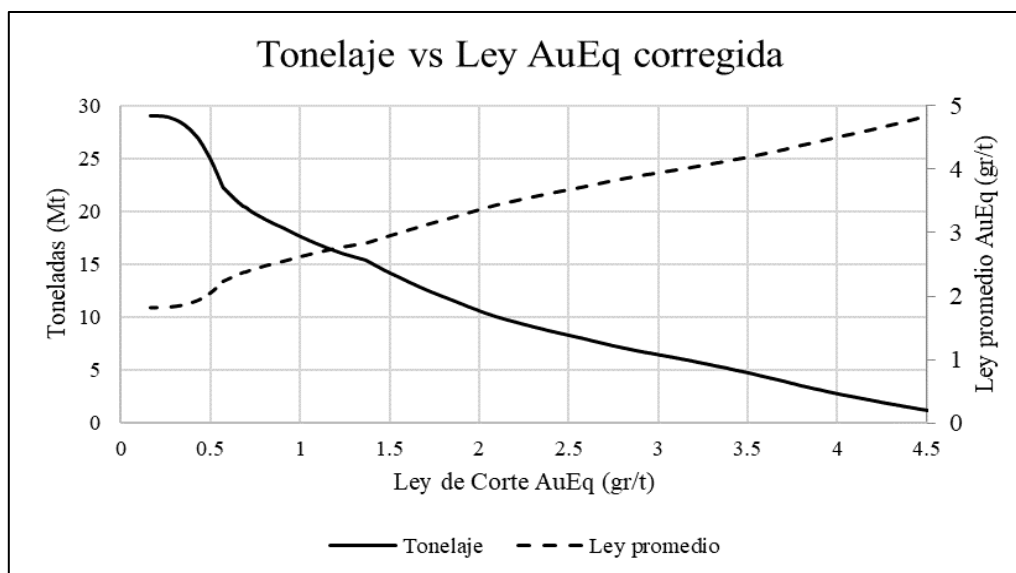


Gráfico 23. Curva tonelaje-ley de Recursos Medidos e Indicados corregidos en Au-eq.

Una vez definidos los recursos medidos e indicados, se efectuó el *trade-off* de los métodos de minado; los métodos más adecuados debido a la geometría del yacimiento son: corte y relleno ascendente, tajeos por subniveles (abiertos o con relleno) y *shrinkage*. Puesto que se priorizó obtener una operación con productividades más altas, se seleccionaron los dos primeros métodos mencionados para la comparación.

El primer paso del *trade-off* consistió en determinar los recursos minerales que podían considerarse para su extracción; siguiendo lo descrito anteriormente, solo fueron considerados los bloques con leyes mayores al Cut-off Planta, los costos elegidos en el *Benchmarking* se detallan en la Tabla 04 (se recuerda que las leyes de dichos recursos ya fueron corregidas por muestreo y ensayo o QA/QC).

Como segundo paso, correspondió calcular la dilución externa con las fórmulas empíricas de O'Hara, obteniendo como resultado las leyes diluidas, el tonelaje de desmonte y el tonelaje total diluido que podrían ser consideradas como reservas. A continuación, se aplicó el factor de recuperación minera (específica para cada método) y se obtuvo el tonelaje de reservas, así como

la producción diaria estimada y la vida de la mina. Finalmente, quedó determinado el margen económico de cada método de minado con el valor por tonelada restado al opex y capex correspondientes.

Tabla 04. Costos y valores obtenidos del Benchmarking para elegir el método de minado.

Descripción	Corte y Relleno	Sublevel Stopping
Costo Mina (\$/t)	90.01	61.02
Costo Planta (\$/t)	29.24	29.24
Costos G&A (\$/t)	10.42	10.42
Cut-off Planta (gr/t)	0.51	0.51
Opex inicial (\$/t)	129.67	100.68
Capex inicial (\$/t)	17.87	60.22

Nota. Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Es importante resaltar que ha sido seleccionado el método con el mayor margen económico, en este caso Corte y Relleno, a pesar de que los valores obtenidos fueron negativos; esto último es un indicativo de que no todos los bloques podían ser extraídos cuando se realizó el diseño de mina. En la [Tabla 05](#) se muestra un resumen del *trade-off* elaborado.

Luego de elegido el método de minado, se realizó un nuevo *trade-off* para el método de extracción; al igual que en la anterior comparación, los costos y valores necesarios fueron elegidos con un *benchmarking* de operaciones similares. Los métodos cotejados fueron acarreo con camiones en rampa e izaje por pique; para la rampa se consideró la misma profundidad que el pique (765m) con una gradiente promedio del 15% (distancia real de 5.1km), se tuvieron en cuenta el tonelaje y la vida de la mina obtenidos en la [Tabla 05](#). En la [Tabla 06](#) queda evidenciado que, económicamente, una extracción mediante rampa es más beneficiosa: a pesar de que los valores del VAN estuvieron muy cercanos, es preciso recordar que el tonelaje real será menor al previsto y por lo tanto la diferencia en el coste total será mayor.

Tabla 05. Trade-off para la selección del método de minado.

Método de Minado		Corte y Relleno	SLS
Recursos Minerales			
Tonelaje inicial	t	263,387,640	263,387,640
QA/QC			
Error de Muestreo	%	3.00	3.00
Error de Ensayo	%	2.00	2.00
Error total	%	4.94	4.94
Ley Au-Eq	gr/t	2.34	2.34
Ley corregida	gr/t	2.23	2.23
Dilución de O'Hara			
Factor K		25	55
Potencia mineral	m	10.33	10.33
Buzamiento de veta	°	65	65
Dilución	%	8.58	18.88
Potencia desmonte	m	0.97	2.40
Potencia diluida	m	11.30	12.73
Ancho de minado	m	12.47	14.05
Ley Au Eq diluida	gr/t	2.04	1.81
Tonelaje desmonte	t	2,477,339	6,142,109
Tonelaje total	t	28,864,979	32,529,749
Reservas minerales			
Recuperación minera	%	85	87
Tonelaje minado	t	24,535,232	28,300,882
Producción diaria	tpd	4,225	4,578
Producción anual	tpa	1,394,224	1,386,334
Valor por tonelada	\$/t	116.36	103.25
Costos operativos	\$/t	129.67	100.68
Costos de capital	\$/t	17.87	60.22
Margen económico	\$/t	- 31.18	- 57.65
Vida de mina	años	17.60	20.41

Nota. Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 06. Trade-off para elección del método de extracción.

Detalle	Rampa	Pique
Longitud (m)	5,100	765
Dimensiones (m)	4.5x4.5	4x4
Costo excavación (\$/m)	2,000	6,300
Costo implementación (\$)	-	18,000,000
Inversión total (\$)	10,200,000	22,819,500
Costo operativo extracción (\$/t)	2.40	1.40
Toneladas anuales (tpa)	1,500,000	1,500,000
Costo anual (\$)	3,600,000	2,100,000
Vida de la mina (años)	18	18
VAN @ 12% (M\$)	36.72	38.32

Nota. Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

5.2.3. Diseño de tajos y mina.

Con los valores de RMR descritos en la Tabla 02 se procedió a determinar los valores de ELOS para las vetas del proyecto y su estabilidad empírica. En primer lugar, se efectuó la transformación de los RMR a Q de Barton equivalentes y a Q' (Q modificado) según las siguientes fórmulas (Barton, 1995):

$$RMR = 15 * \text{Log}(Q) + 50$$

$$Q = Q' * \frac{Jw}{SRF}$$

Para las 3 estructuras se determinó que los valores de Jw/SRF fueron igual a 1. Posteriormente se procedió a calcular el factor de estabilidad N' con la siguiente fórmula de Potvin et al. (1988):

$$N' = Q' * A * B * C$$

Se determinó que los valores de A, B y C fueron 1, 1 y 4 respectivamente; en la Tabla 07 se resumen los valores calculados.

Tabla 07. Valores de Q' y N' para cada veta.

Cuerpo	Q'	N'
Carlos	1.00	4.00
Miriam	0.54	2.16
Tadeo	1.38	5.52

Nota. Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

En el cálculo del Radio Hidráulico (RH) se consideró como largo máximo de tajo 60m (debido a la distribución del modelo de bloques), altura de 3m y ancho promedio de 3.5m. Si bien un tajo tendrá alturas superiores a los 50m, al utilizar relleno el volumen expuesto sin sostenimiento queda reducido como se observa en el Gráfico 24. Los valores determinados de RH para las 3 caras fueron: 1.42 para cajas piso y techo, 1.65 para el techo y 0.81 para la sección transversal del tajo, el valor más alto fue el considerado para la determinación del ELOS empírico (ver Gráfico 25); con los mismos valores calculados se estimó la estabilidad empírica de los tajos (ver Gráfico 26).

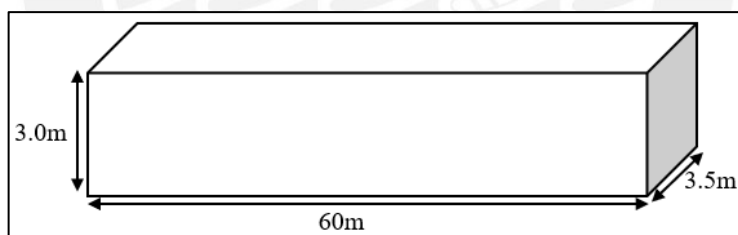


Gráfico 24. Dimensiones del volumen expuesto de un tajo mineral.

Con los gráficos 24 al 26 se determinó que la geometría de los tajos con 60m de largo es factible empíricamente; adicionalmente, la dilución estimada de 0.5 a 1.0m (ELOS) fue tomada en cuenta al momento de realizar la selección de tajos con el MSO. Para el diseño de la mina han sido tomados en cuenta las características geomecánicas (tanto de las zonas mineralizadas como de las zonas estériles), la productividad deseada y la geometría del yacimiento. El método de minado de corte y relleno ascendente tiene tajos de forma rectangular a los cuales se ingresa mediante rampas basculantes desde subniveles de acceso; para cada tajo, dependiendo la altura

del mismo, existen niveles y subniveles, los niveles están ubicados en la base de los tajos y los subniveles en cotas más altas dependiendo de la altura de corte; las ventanas de acceso transcurren desde la rampa principal hacia el nivel de acarreo (nivel principal) y hacia los subniveles; para facilitar la extracción de mineral se diseñó una chimenea de almacenamiento que conecta los subniveles con el nivel principal de los tajos; la extracción es efectuada desde el nivel principal hacia superficie mediante la rampa de acceso. Debido a la ubicación de los bloques en el yacimiento, la altura de los tajos estuvo delimitada a 60m, de esta forma fue posible obtener mayor cantidad de tajos, el largo de estos varía desde 40 a 60m según la distribución de mineral (60m es el valor máximo que fue utilizado para el cálculo del Radio Hidráulico). En el Gráfico 27 se puede apreciar el método de minado utilizado a detalle: en marrón el crucero de acceso del nivel principal para Dumper, en verde la cámara de carguío y echaderos de cada subnivel, en blanco la rampa de preparación con acceso para Scoop, en rosa las ventanas de cada subnivel, en azul el ore pass, en amarillo las rampas basculantes y en rojo las galerías de explotación; la zona verde ubicada sobre las galerías representa el mineral no recuperado del tajo definido lo que determina un 85% de recuperación por método de minado.

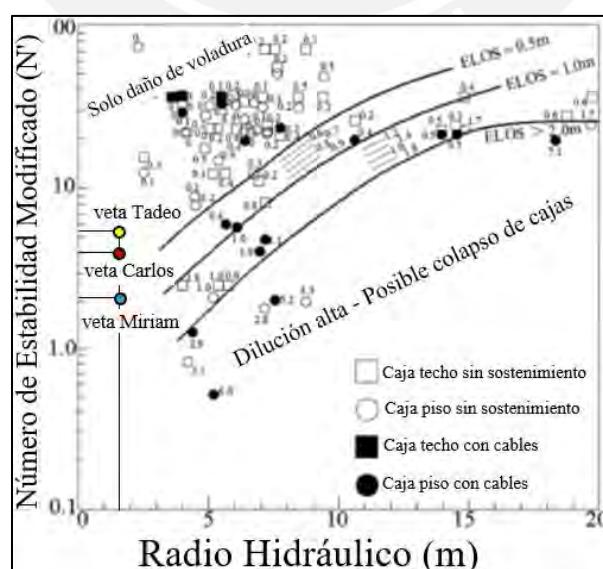


Gráfico 25. Determinación empírica del ELOS. Adaptado de “*Minimizing dilution in Open Stope Mining with a focus on Stope Design and Narrow Vein Longhole Blasting*” por Clark (1998).

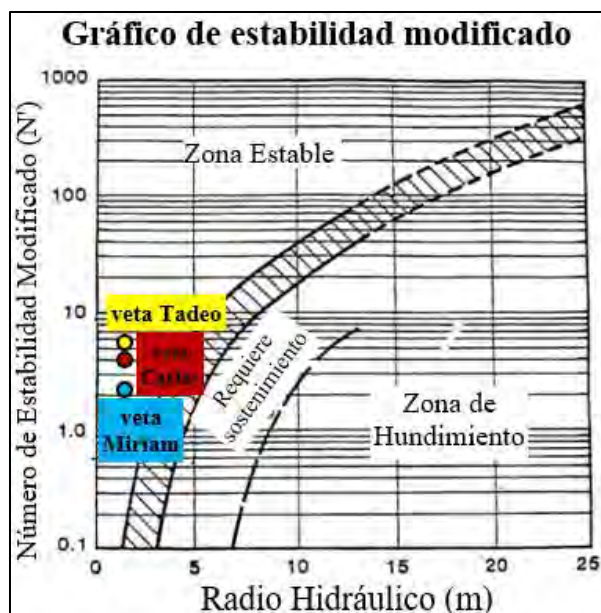


Gráfico 26. Determinación empírica de la estabilidad de los tajos. Adaptado de “The Stability Graph Method for Open Stope Design” por Potvin et al. (1988).

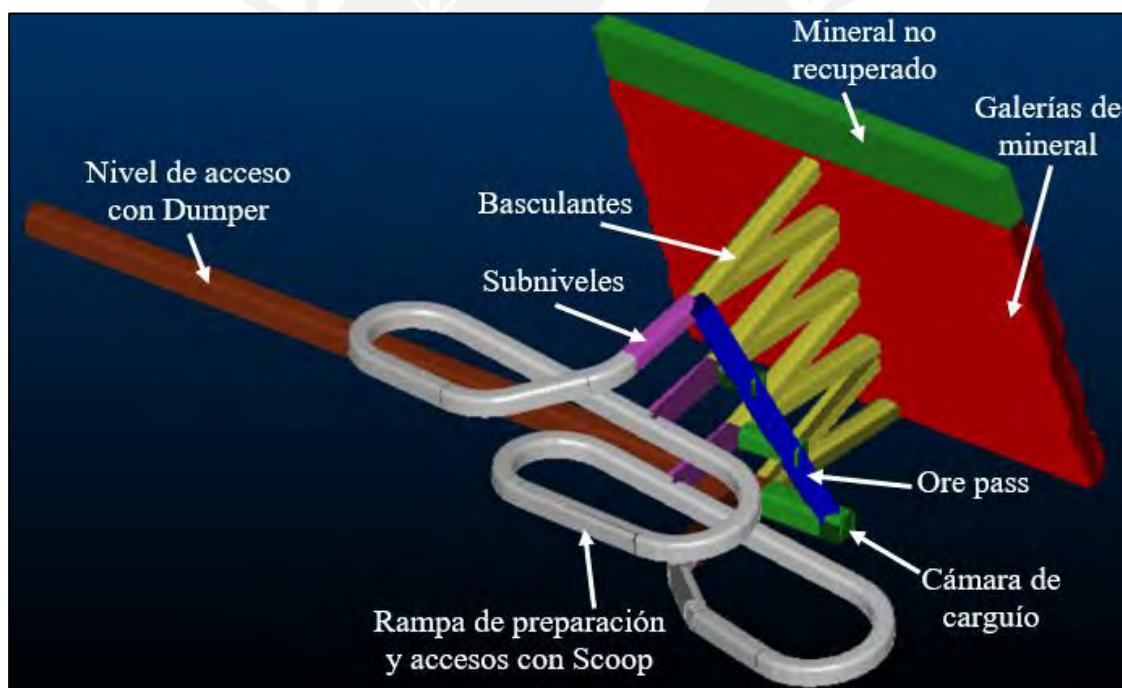


Gráfico 27. Visualización del método de minado Corte y Relleno ascendente.

En la selección de los equipos de carguío (Scoop) se tomó como punto de partida una sección del tajo y su máximo ancho explotable (en el Gráfico 28 se observan dos equipos seleccionados: a la izquierda un Jumbo y a la derecha un Scoop). La distancia máxima entre una ventana y un ore-pass/echadero fue determinada en 120m; por lo anterior descrito, la distancia máxima de acarreo

es de 182m con un tramo de 32m al 16% de gradiente y los 150m restantes con 0.5% de gradiente. La productividad (considerando las velocidades de cada equipo de acuerdo con la gradiente, un factor de llenado de cuchara del 90%, una eficiencia del 85% del operador y un factor de esponjamiento del 40%) y las especificaciones de los equipos que pueden acceder a los tajos están detalladas en la Tabla 08. El modelo con mayor productividad, y por lo tanto el elegido, fue el Equipo B.

Tabla 08. Modelos de Scoop seleccionables para la explotación en tajos.

Modelo	Altura (m)	Ancho (m)	Longitud (m)	Capacidad (t)	Productividad (t/hr)
Equipo A	2.11	1.74	7.70	3.60	66.69
Equipo B	1.89	1.69	7.35	3.50	70.05
Equipo C	2.02	1.45	6.22	3.00	38.28

Nota. Elaboración propia con información recopilada de distintos fabricantes.

El siguiente paso consistió en utilizar la herramienta MSO de Datamine para la obtención de los tajos explotables según las características definidas anteriormente con una ley de corte al 0.51gr/t Au-Eq (Cut-off Planta). Se obtuvo un total de 280 tajos por encima de dicha ley que pueden ser observados en el Gráfico 29 con vistas al Sureste; aplicándose una recuperación de mineral del 85% (por método de minado) se elaboró una curva tonelaje-ley de las reservas minerales del proyecto (ver Gráfico 30).

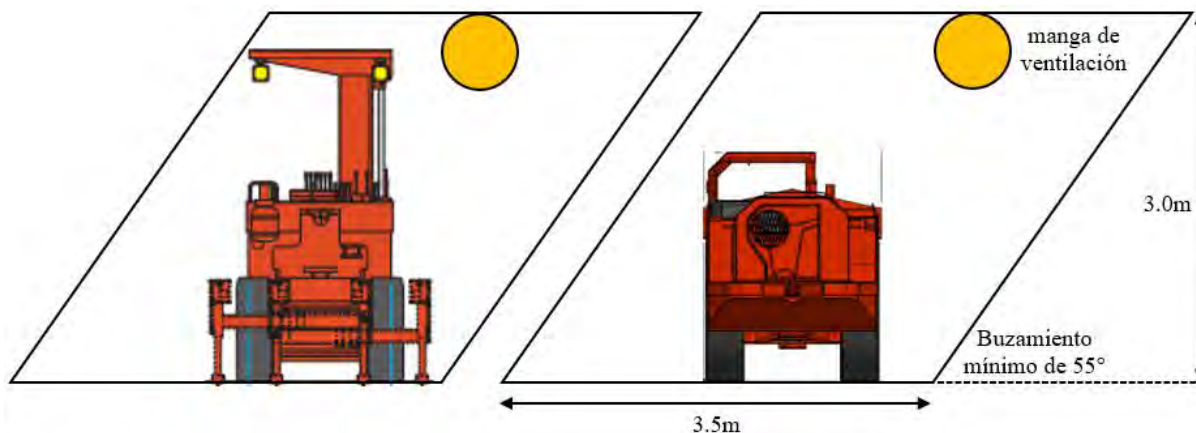


Gráfico 28. Sección mínima en tajos para la elección de equipos de minado.

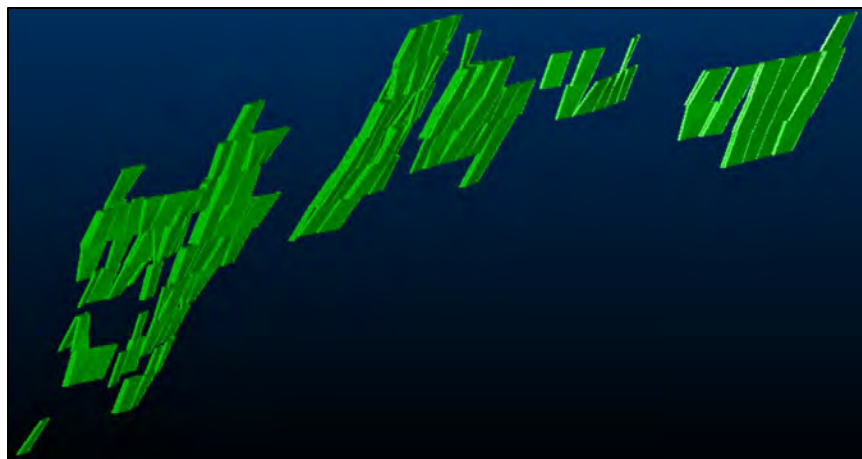


Gráfico 29. Tajos con leyes superiores a 0.51 gr/t.

El proceso iterativo para la determinación del Becoff con el cual se diseña la infraestructura de mina fue: (i) se calculó un Becoff inicial con los valores del *benchmarking*, (ii) se interseca dicho Becoff inicial con las curvas del Gráfico 30, (iii) se realiza el costeo de mina de forma empírica para el tonelaje y la ley promedio identificados, (iv) se recalcula el Becoff con el nuevo costeo, (ii) se interseca el nuevo Becoff en el Gráfico 30 y se repite el proceso hasta obtener un Becoff con un tonelaje constante. En la Tabla 09 se visualizan los valores iterados y el Becoff base final. Los valores iniciales de iteración son los ya dispuestos en la Tabla 04 y para el primer cálculo fue determinado que el rendimiento económico fuese de 0\$/t (el margen es igual al capex).

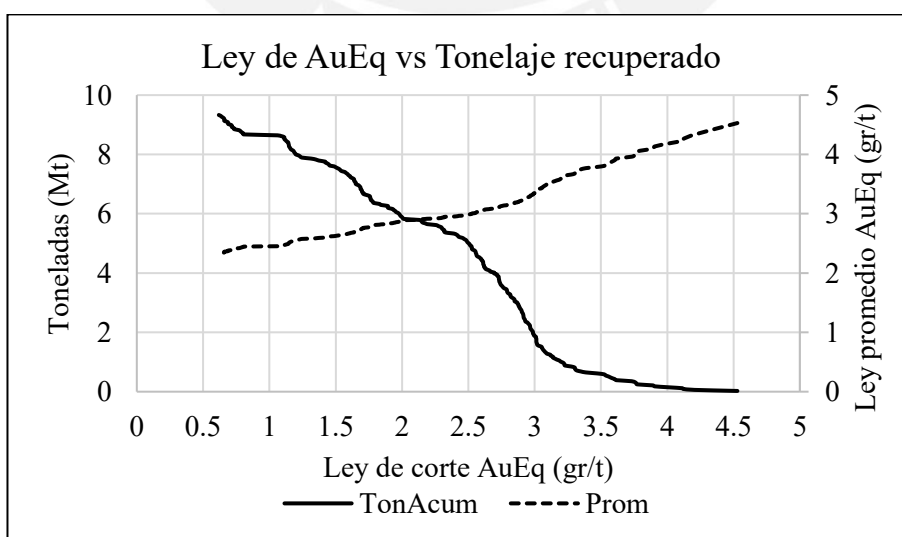


Gráfico 30. Curva tonelaje-ley de Reservas minerales en Au-eq.

Para las iteraciones subsiguientes se utilizó una TIR del 25% para el cálculo del margen económico y para el tonelaje anual se consideró un periodo de 365 días, además el cálculo de las toneladas por días se realizó mediante la siguiente fórmula empírica propuesta por Long (2009):

$$\text{Toneladas día (tpd)} = 0.297 * \text{TonelajeInicial}^{0.562}$$

$$\text{Toneladas año (tpa)} = 365 * \text{Toneladas día}$$

$$\text{Vida de mina (años)} = \frac{\text{Tonelaje inicial}}{\text{Toneladas año}}$$

En la evaluación de la inversión inicial se tomaron las fórmulas empíricas de Camm y Stebbins (2023) para el método de corte y relleno mecanizado con acceso por rampas:

$$\text{Equipos (\$)} = 1.33 * 2,256,000 * \text{ToneladasDía}^{0.321}$$

$$\text{Preproducción (\$)} = 1.33 * 88,800 * \text{ToneladasDía}^{0.612}$$

$$\text{Superficie (\$)} = 1.33 * 371,000 * \text{ToneladasDía}^{0.398}$$

$$\text{WorkingCapital (\$)} = \text{Opex} * 52 * \text{ToneladasDía}$$

Adicionalmente, se consideró también un costo de cierre de mina de 4\$/t, por lo que es factible calcular la inversión total del proyecto de la siguiente manera:

$$\text{CierreMina (\$)} = \text{TonelajeInicial} * 4$$

$$\text{InversiónTotal (\$)} = \text{Equipos} + \text{PreProducción} + \text{Superficie} + \text{WorkingCapital} + \text{CierreMina}$$

Finalmente, los cálculos restantes del proceso iterativo se detallan a continuación:

$$\text{Capex (\$/t)} = \frac{\text{InversiónTotal}}{\text{TonelajeInicial}}$$

$$\text{CostoTotal } (\$/t) = \text{Opex} + \text{Capex}$$

$$\text{Becoff Value } (\$/t) = \text{CostoTotal} + \text{Rendimiento} = \text{Opex} + \text{Margen}$$

Tabla 09. Valores del proceso iterativo para la determinación del Becoff inicial.

Descripción	Iteración 1	Iteración 2	Iteración 3	Iteración 4	Iteración 5	Iteración 6	Iteración 7
Tonelaje inicial Mt	-	7.89	5.65	5.22	5.08	5.04	5.00
Toneladas día tpd	-	2,234	1,851	1,771	1,744	1,737	1,729
Toneladas año tpa	-	815,351	675,526	646,330	636,444	633,870	630,993
Vida de mina años	-	9.68	8.36	8.08	7.98	7.96	7.93
Inversión total M\$	-	106.17	90.31	87.10	86.03	85.75	85.43
Opex \$/t	129.67	129.67	129.67	129.67	129.67	129.67	129.67
Capex \$/t	17.87	13.45	15.99	16.68	16.93	17.00	17.08
Costo total \$/t	147.54	143.12	145.66	146.35	146.60	146.67	146.75
Rendimiento \$/t	-	23.38	23.60	23.68	23.71	23.73	23.74
Margen \$/t	17.87	36.83	39.59	40.36	40.64	40.73	40.82
Becoff Value \$/t	147.54	166.50	169.26	170.03	170.31	170.40	170.49
Becoff Grade gr/t	2.58	2.91	2.96	2.98	2.98	2.98	2.98
Tonelaje iterado Mt	7.89	5.65	5.22	5.08	5.04	5.00	5.00

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

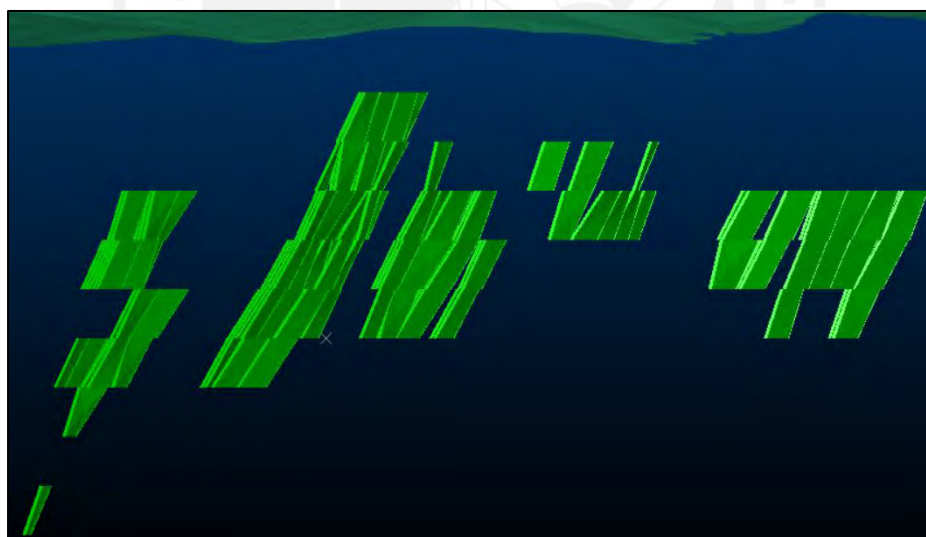


Gráfico 31. Tajos con Becoff promedio de 2.98 gr/t.

El Becoff seleccionado para el diseño inicial de mina fue de 2.98gr/t, con un tonelaje de 5.003Mt. Estos valores iniciaron un nuevo proceso iterativo: (i) se diseña toda la infraestructura de mina con el tonelaje indicado, (ii) se realiza un nuevo costeo de mina (iii) se compara el nuevo Becoff con el inicial y si la diferencia es mayor al 5% (iv) se interseca con las curvas del

Gráfico 30 y se vuelve al paso (i). El diseño de mina fue realizado con labores de 3.5x3.5m para zonas de acarreo con Dumper y 2.7x2.7 para zonas sin acceso de Dumper. En el Gráfico 31 y Gráfico 32 se observan los tajos por encima de dicho Becoff y el diseño de mina final, ambos con vistas al Sureste; es importante notar que la numeración de los niveles es según su respectiva cota, los niveles superiores tienen denominación más alta (como queda notado en el Gráfico 32).

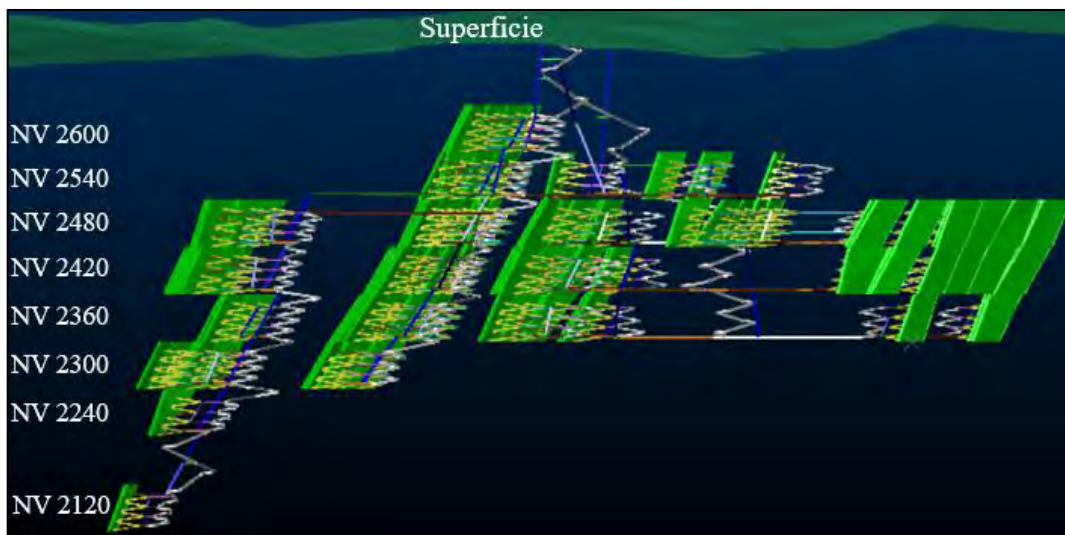


Gráfico 32. Diseño final de mina del Caso #1.

5.2.4. Diseño del Plan de minado.

Una vez efectuado el diseño de mina, se procedió a la elaboración del Plan de minado 1, en el cual la optimización estuvo enfocada en priorizar los tajos con leyes más altas, y el cálculo de los costos finales del proyecto. Es importante recordar que el costo de mina, el margen y la inversión han sido recalculados en concordancia con los valores del plan de minado; respecto al cálculo de la inversión, el costo de excavaciones preproducción fue reemplazado por el valor real del plan de minado. El nuevo Becoff evaluado tiene una variación menor al 5% respecto al original (2.86%) por lo que se consideró que el diseño de mina fue correctamente trazado, de esta manera no es necesario realizar un proceso iterativo en dicha fase; en la Tabla 10, Tabla 11, Tabla 12 y Tabla 13, y en el Gráfico 33 se presentan los resultados del Caso #1.

Tabla 10. Inventario de Recursos Medidos e Indicados del Caso #1.

Zona	Tonelaje (Mt)	Au-eq (gr/t)	Onzas Au (koz)
Carlos	3.89	2.94	367.23
Miriam	0.86	2.96	82.25
Tadeo	0.25	3.84	30.81
Total	5.00	2.99	480.29

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 11. Plan de minado y Flujo de Caja del Caso #1.

Año		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Toneladas día	tpd	0	933	1,939	1,939	1,939	1,939	1,939	1,763	837	471
Toneladas año	Kt	0	341	708	708	710	708	708	644	306	172
Ley promedio	gr/t	0	3.17	3.27	3.22	3.09	2.89	2.86	2.74	2.59	2.61
Ingresos	M\$	0	61.66	132.19	130.12	125.25	116.77	115.81	100.71	45.41	25.65
Egresos	M\$	83.44	54.37	95.04	88.69	87.69	96.20	85.24	74.75	36.40	17.88
Flujo de Caja	M\$	-83.44	7.29	37.15	41.43	37.55	20.57	30.57	25.96	9.01	7.78
Resultado Operativo	M\$	133.88									
VAN @ 12%	\$	51.39									

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 12. Costos finales del Caso #1.

Descripción	Valores finales
Tonelaje Mt	5.00
Costo Mina \$/t	88.78
Costo Planta \$/t	29.24
Costo GyA \$/t	10.42
Opex \$/t	128.44
Inversión M\$	83.44
Capex \$/t	16.68
Rendimiento \$/t	20.49
Margen \$/t	37.17
Becoff value \$/t	165.61
Becoff Grade gr/t	2.90

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 13. Distribución de costos por actividades del Caso #1.

Descripción		Costo sin acarreo	Costo de acarreo	Costo total
Costo Desarrollo	\$/t	9.03	0.89	9.92
Costo Preparación	\$/t	8.92	1.24	10.16
Costo Explotación	\$/t	62.56	6.14	68.70
Costo Mina	\$/t	80.51	8.27	88.78

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

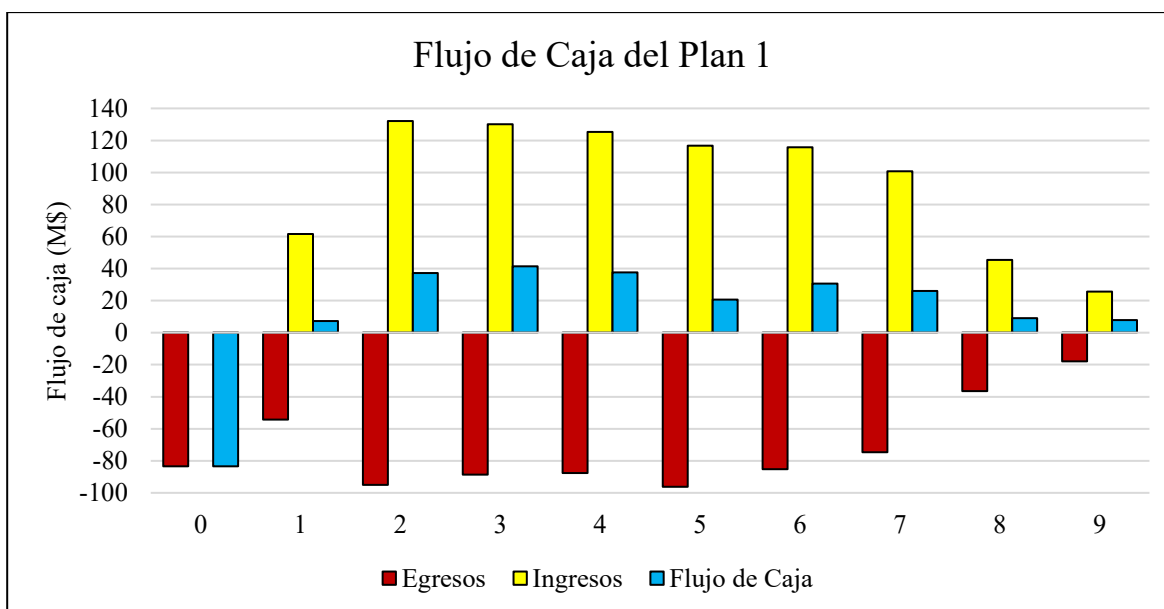


Gráfico 33. Detalle del Flujo de Caja del Caso #1.

5.3. Desarrollo del caso de estudio #2 (metodología con Cut-off marginal).

Para iniciar el desarrollo del caso #2 se calcularon los valores de COG1 y COG3 con los resultados del caso #1 descritos en la [Tabla 12](#) y [Tabla 13](#). Los resultados calculados fueron:

$$COG1 = \frac{10.16 + 68.70 + 29.24 + 10.42}{57.14} = \frac{118.52}{57.14} = 2.07 \text{ gr/t}$$

$$COG3 = \frac{68.70 + 29.24 + 10.42}{57.14} = \frac{108.36}{57.14} = 1.90 \text{ gr/t}$$

Entonces, los tajos que calificaron son los que contienen leyes superiores al COG1 y COG3, y que no hayan sido seleccionados en el planeamiento inicial del proyecto, dichos tajos representan 1 371 112 t; en el [Gráfico 34](#), con vistas al Sureste, se visualizan todos los tajos con dichos

requisitos. Sin embargo, se recuerda que no solo se necesita tener una ley en los rangos delimitados, sino también estar ubicados en zonas con desarrollos terminados (COG1) o en zonas con preparación terminada (COG3). En el Gráfico 35, también con vistas al Sureste, se contemplan los tajos seleccionados y los descartados para el diseño adicional de infraestructura de mina y, en la Tabla 14 está detallado un resumen de todos los tajos marginales según su CoM.

Tabla 14. Cantidad de tajos marginales y su tonelaje según su CoM.

CoM	Tajos totales	Tonelaje total (t)	Tajos seleccionados	Tonelaje final (Mt)	Tonelaje recuperado (t)
COG1	24	930,783	8	341,468	287,402
COG3	11	440,329	4	161,986	136,338
Total	35	1,371,112	12	503,454	423,740

Nota: Elaboración propia.

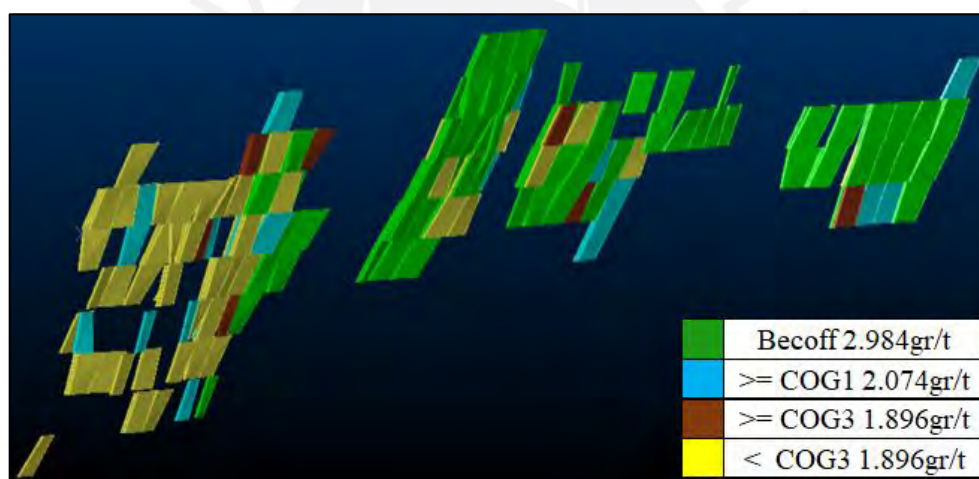


Gráfico 34. Distribución de los 280 tajos según su CoM.

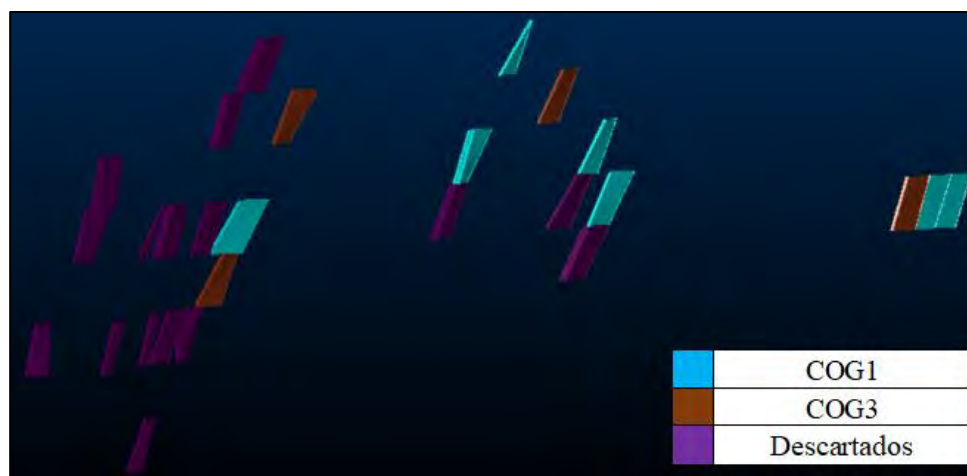


Gráfico 35. Tajos marginales seleccionados y descartados.

Con los tajos marginales ya seleccionados, se realizó el diseño adicional de mina (en el [Gráfico 36](#), con vistas al Noroeste, se observan los tajos marginales en turquesa y en gris sus basculantes y accesos respectivos) y se incorporaron todas las nuevas labores al plan de minado. Puesto que la metodología de optimización del Plan 2 sigue enfocada en priorizar las leyes altas, los tajos marginales son ubicados al final del programa. Finalmente, para culminar el desarrollo del caso #2, se evaluaron los nuevos costos de minado (la inversión se mantiene constante) y se determinó que el nuevo Becoff tiene una variación menor al 5% (3.95%), concluyendo que el diseño de mina ha sido correcto. La [Tabla 15](#), [Tabla 16](#) y [Tabla 17](#) así como el [Gráfico 37](#) presentan los resultados del Caso #2.

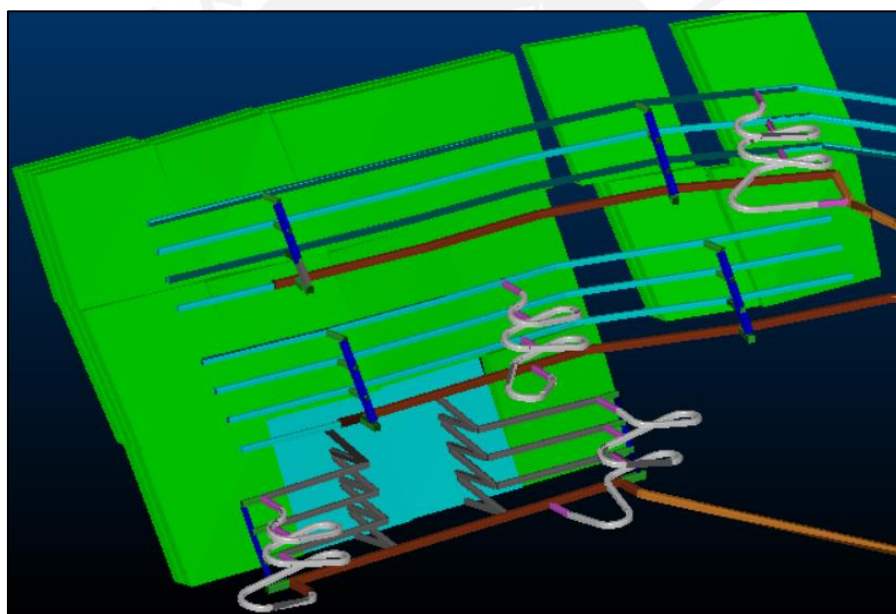


Gráfico 36. Nuevo diseño de mina con tajos marginales incluidos.

Tabla 15. Inventario de Recursos Medidos, Indicados e Inferidos del Caso #2.

Zona	Medidos e Indicados			Inferidos		
	Tonelaje (Mt)	Au-eq (gr/t)	Onzas Au (koz)	Tonelaje (Mt)	Au-eq (gr/t)	Onzas Au (koz)
Carlos	3.89	2.94	367.23	0.32	2.27	23.22
Miriam	0.86	2.96	82.21	0.11	2.29	7.86
Tadeo	0.25	3.84	30.81	-	-	-
Total	5.00	2.99	480.29	0.43	2.28	31.08

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 16. Plan de minado y Flujo de Caja del Caso #2.

Año		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Toneladas día	ton	0	933	1,939	1,939	1,939	1,939	1,939	1,939	1,796	495
Toneladas año	Kt	0	341	708	708	710	708	708	708	657	181
Ley promedio	gr/t	0	3.17	3.27	3.22	3.09	2.89	2.86	2.70	2.38	2.75
Ingresos	M\$	0	61.66	132.19	130.12	125.25	116.77	115.81	109.23	89.41	28.37
Egresos	M\$	83.44	54.37	95.04	88.69	87.69	97.05	85.24	82.76	76.26	19.77
Flujo de Caja	M\$	-83.44	7.29	37.15	41.43	37.55	19.72	30.57	26.47	13.15	8.60
Resultado Operativo	M\$	138.50									
VAN @ 12%	M\$	53.10									

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 17. Costos finales del Caso #2.

Descripción	Valores finales
Tonelaje Mt	5.43
Costo Mina \$/t	88.08
Costo Planta \$/t	29.24
Costo GyA \$/t	10.42
Opex \$/t	127.74
Inversión M\$	83.44
Capex \$/t	15.38
Rendimiento \$/t	20.64
Margen \$/t	36.02
Becoff value \$/t	163.76
Becoff Grade gr/t	2.87

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

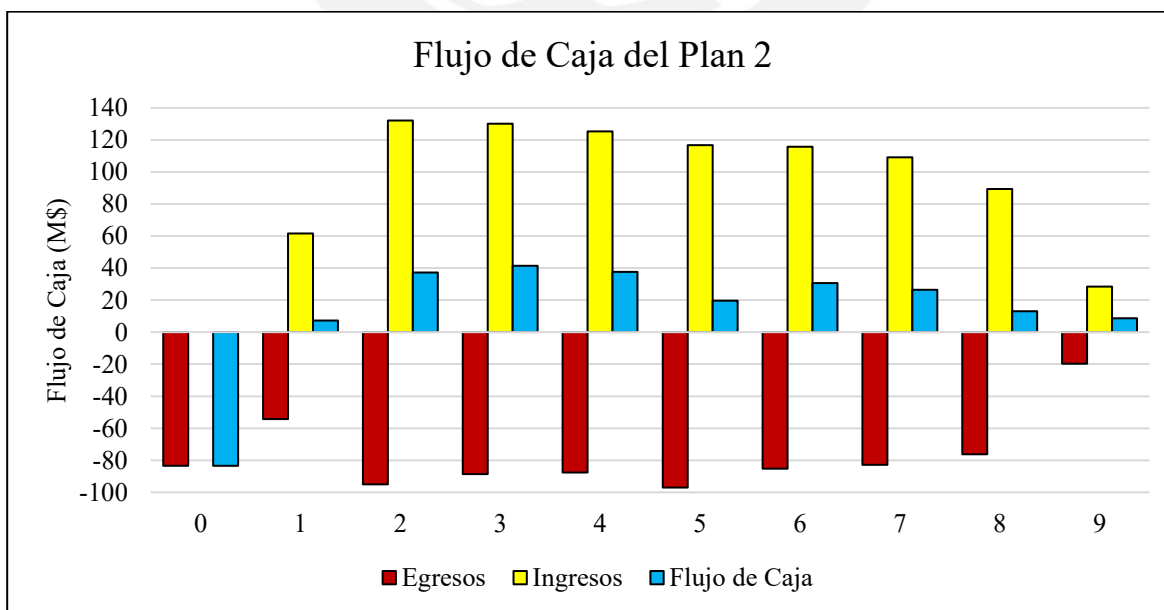


Gráfico 37. Detalle del Flujo de Caja del Caso #2.

5.4. Desarrollo del caso de estudio #3 (metodología con Cut-off Marginal).

Para el desarrollo del caso #3 se modificó la metodología de optimización del plan de minado: ya no fueron priorizados los tajos con mayor ley, sino los tajos con mayor margen operativo. Esto ocasionó que los tajos marginales fuesen considerados en etapas más tempranas del programa y que tajos con leyes más altas, pero márgenes menores, en fases más tardías. Del mismo modo, al aplicar la nueva metodología de optimización, se redujeron labores de desarrollo en la etapa de preproducción del proyecto, lo cual ocasionó una reducción en el monto total de la inversión inicial. Tras la evaluación de los nuevos costos se calculó un nuevo Becoff y se determinó que la variación respecto al Becoff del Caso #1 (caso inicial) es menor al 5% (4.18%), tras lo cual se concluyó que el planeamiento de este caso con el nuevo procedimiento no requiere un proceso de iteración; de manera similar, la variación en el VAN es considerada significativa por ser mayor a un 5%. La Tabla 18 y Tabla 19 así como el Gráfico 38 se presentan los resultados del Caso #3.

Tabla 18. Plan de minado y Flujo de Caja del Caso #3.

Año		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Toneladas día	tpd	0	967	1,939	1,939	1,939	1,939	1,939	1,939	1,753	505
Toneladas año	Kt	0	353	708	708	710	708	708	708	642	184
Ley promedio	gr/t	0	3.04	3.26	3.21	3.08	2.81	2.76	2.80	2.57	2.71
Ingresos	M\$	0	61.32	131.69	129.87	124.87	113.63	111.57	113.28	94.09	28.50
Egresos	M\$	82.5	50.61	92.07	85.92	86.47	99.11	85.85	91.29	74.10	22.41
Flujo de Caja	M\$	-82.5	10.71	39.63	43.95	38.39	14.53	25.72	21.99	20.00	6.09
Resultado Operativo	\$	138.50									
VAN @ 12%	\$	55.82									

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 19. Costos finales del Caso #3.

Descripción		Valores finales
Tonelaje	Mt	5.43
Costo Mina	\$/t	88.08
Costo Planta	\$/t	29.24
Costo GyA	\$/t	10.42
Opex	\$/t	127.74
Inversión	M\$	82.50
Capex	\$/t	15.20
Rendimiento	\$/t	20.42
Margen	\$/t	35.62
Becoff value	\$/t	163.36
Becoff Grade	gr/t	2.86

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

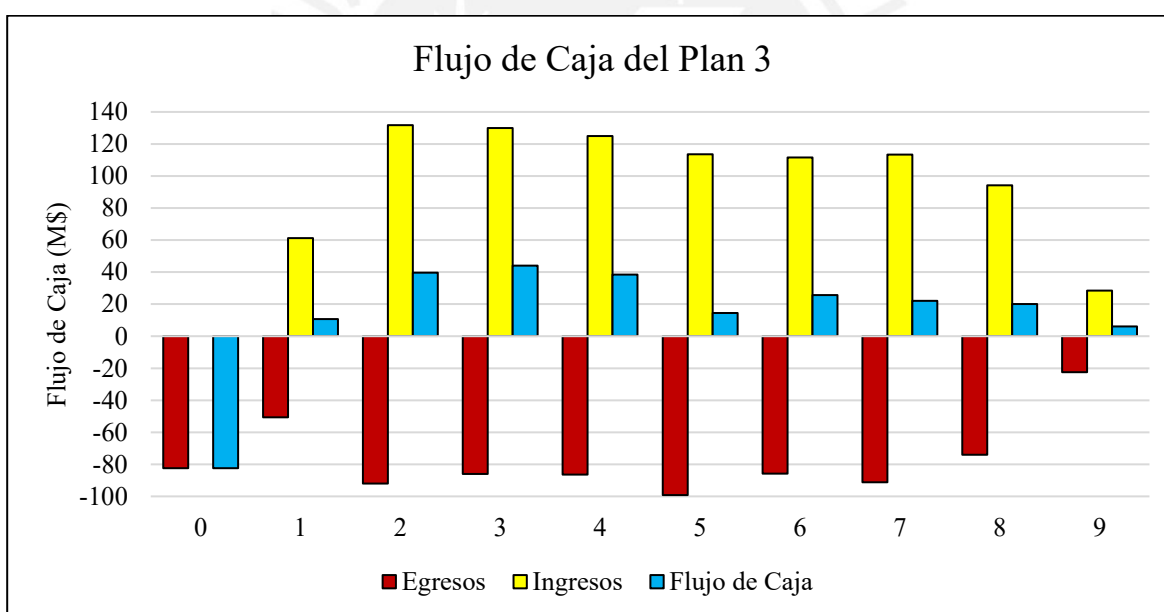


Gráfico 38. Detalle del Flujo de Caja del Caso #3.

5.5. Desarrollo del caso de estudio #4 (metodología con Cut-off Incremental).

El último caso desarrollado fue enfocado en la implementación de un Cut-off Incremental. El cálculo de estos valores tuvo como punto de partida los valores de la [Tabla 12](#) y [Tabla 13](#), como paso inicial se calculó el Becoff Value base (Becoff sin costo de acarreo), esto está reflejado en la [Tabla 20](#).

Tabla 20. Cálculo del Becoff Value base con los resultados del Caso #1.

Descripción	Costo (\$/t)
Costo Desarrollo base	9.03
Costo Preparación base	8.92
Costo Explotación base	62.56
Costo Mina Base	80.51
Costo Planta	29.24
Costo GyA	10.42
Costo Total Base	120.17
Capex	16.68
Rendimiento	20.49
Margen económico	37.17
Becoff Value Base	157.34

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Como segundo paso se realizó un análisis de los costos de acarreo del Caso #1, el mismo fue enfocado en determinar el porcentaje del costo de acarreo sobre el costo total en cada nivel de mina; sin embargo, este procedimiento ocasionó que los niveles con mucho desarrollo tuviesen costos de acarreo más altos que niveles inferiores, por lo que el análisis determinó la relación lineal entre costos de acarreo por cada actividad (desarrollo, preparación y explotación); en la [Tabla 21](#) y el [Gráfico 39](#) se exponen los resultados de dicho análisis.

Tabla 21. Porcentajes del costo de acarreo en cada actividad del costo de mina.

Nivel	%Acarreo en Desarrollo	%Acarreo en Preparación	%Acarreo en Explotación
2120	15.81	25.22	17.73
2240	16.11	22.50	15.43
2300	15.76	21.93	14.84
2360	14.56	20.00	13.39
2420	12.91	18.34	12.29
2480	11.83	16.35	10.97
2540	10.09	13.74	9.20
2600	8.19	11.42	7.53

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

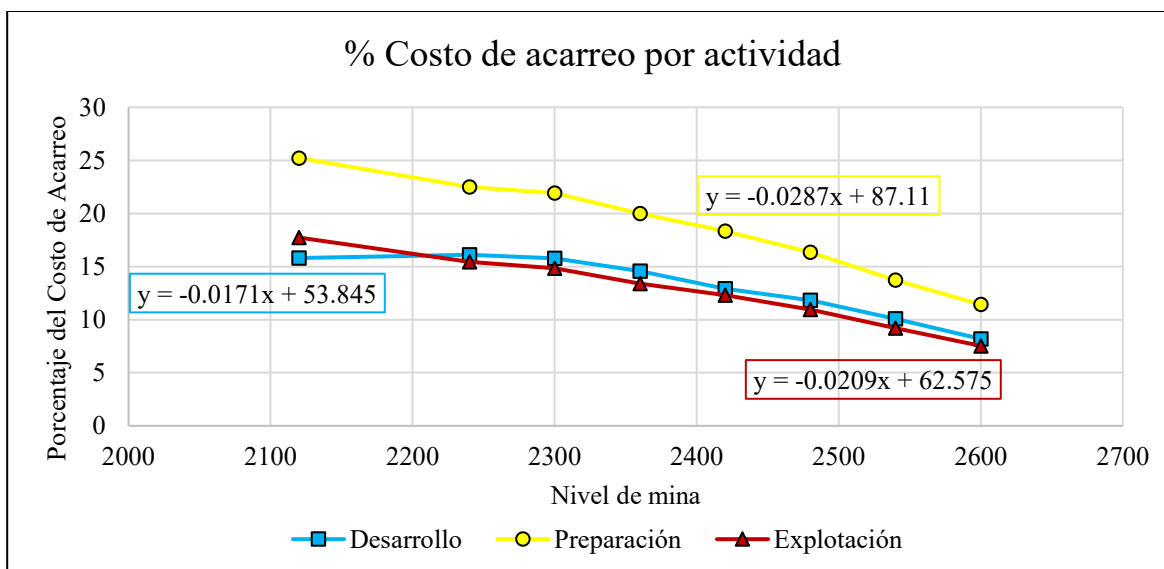


Gráfico 39. Porcentajes del costo de acarreo según actividades de mina.

Con las ecuaciones de tendencia lineal del Gráfico 39 se realizó el cálculo de los porcentajes de acarreo y, posteriormente, se determinaron los costos de acarreo por actividad y por cada nivel. Para el cálculo de los costos incrementales, se dispuso el Nv2600 como nivel inicial y los incrementales se obtuvieron con la diferencia de costos entre cada nivel. Finalmente, los CoI fueron calculados con el Becoff Base y la adición de los incrementales en cada nivel. En la Tabla 22 se muestran los costos incrementales y en la Tabla 23 los Cut-off Incrementales por nivel; es importante resaltar que, tal como se muestra en el Gráfico 32, los niveles superiores tienen denominaciones más altas en concordancia con sus cotas.

Tabla 22. Costos incrementales por actividad desde el nivel 2540.

Nivel	Incremental Desarrollo (\$/t)	Incremental Preparación (\$/t)	Incremental Explotación (\$/t)	Costo Incremental Mina (\$/t)
2540	0.11	0.20	0.95	1.26
2480	0.12	0.21	0.97	1.30
2420	0.12	0.22	1.00	1.34
2360	0.12	0.23	1.03	1.38
2300	0.12	0.24	1.06	1.42
2240	0.13	0.25	1.09	1.47
2180	0.13	0.26	1.13	1.52
2120	0.13	0.28	1.16	1.57
2060	0.14	0.29	1.19	1.62

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 23. Resumen de los Cut-off Incrementales por cada nivel de mina.

Nivel	Costo Acarreo Mina (\$/t)	Cut-off Incremental (\$/t)	Cut-off Incremental (gr/t)
2600	7.83	165.17	2.89
2540	9.09	166.43	2.91
2480	10.39	167.73	2.94
2420	11.73	169.07	2.96
2360	13.11	170.45	2.98
2300	14.54	171.88	3.01
2240	16.01	173.35	3.03
2180	17.52	174.86	3.06
2120	19.09	176.43	3.09
2060	20.71	178.05	3.12

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Una vez determinados los CoI, el siguiente paso fue seleccionar de las nuevas reservas; para cumplir con dicho requisito se elaboraron curvas de tonelaje-ley por cada nivel del diseño inicial de mina (Gráficos del 40 al 48) y se intersecaron con los valores de la [Tabla 23](#) según su nivel.

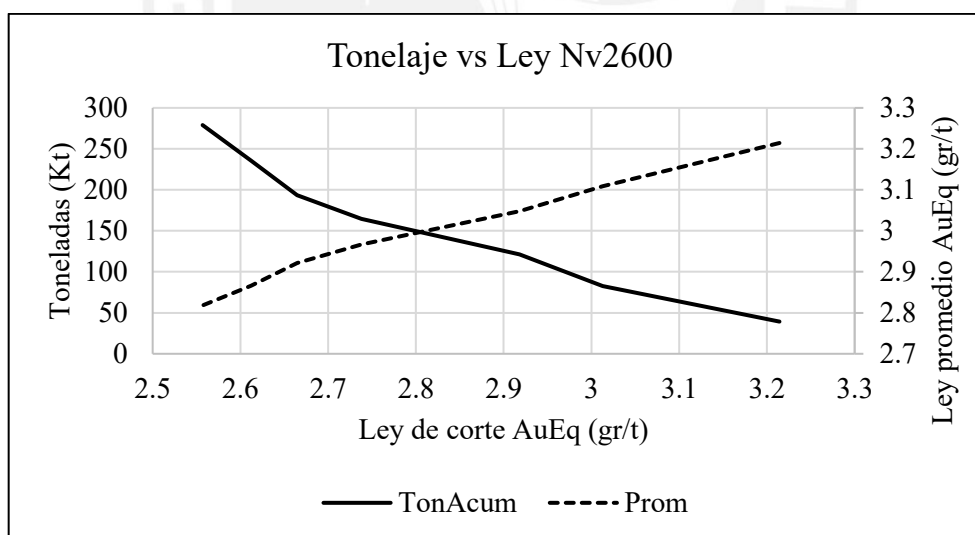


Gráfico 40. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2600.

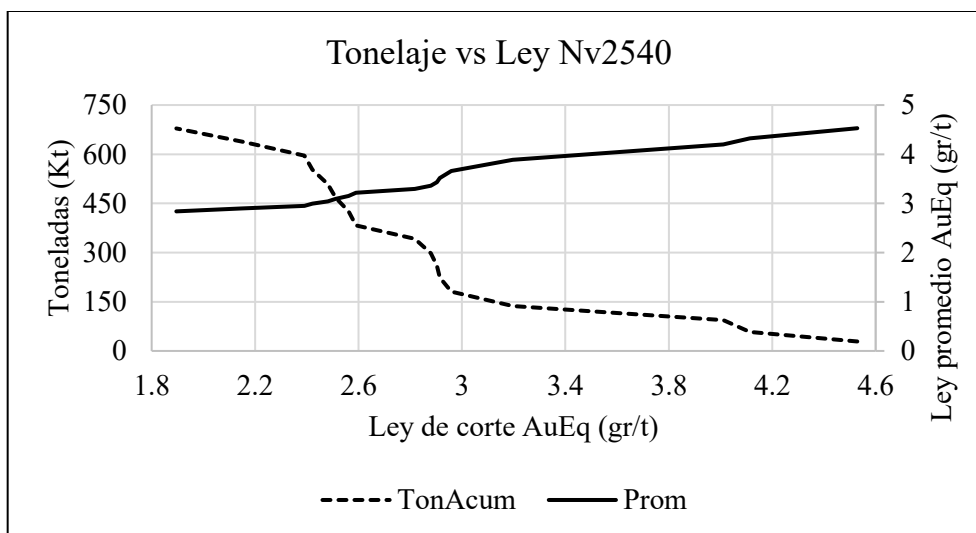


Gráfico 41. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2540.

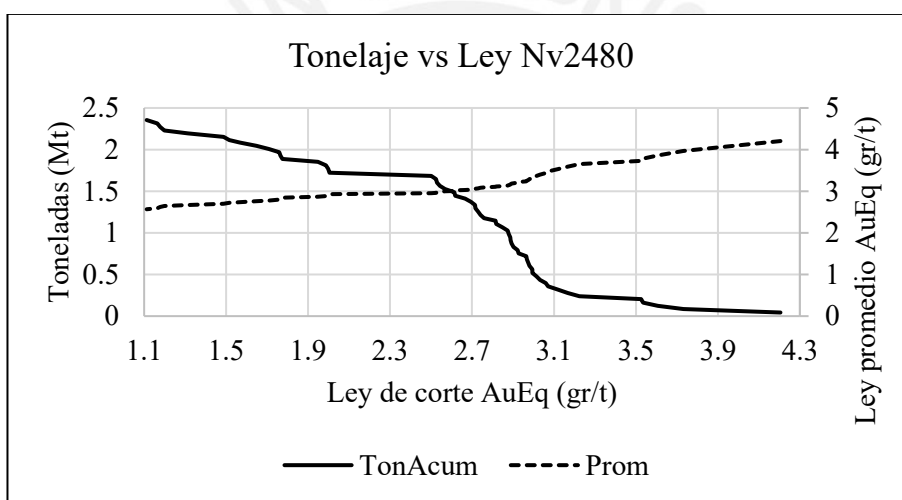


Gráfico 42. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2480.

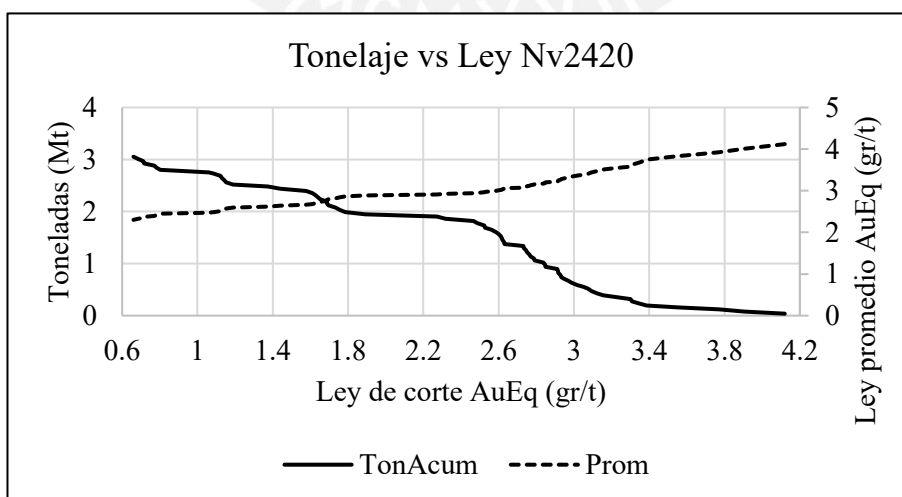


Gráfico 43. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2420.

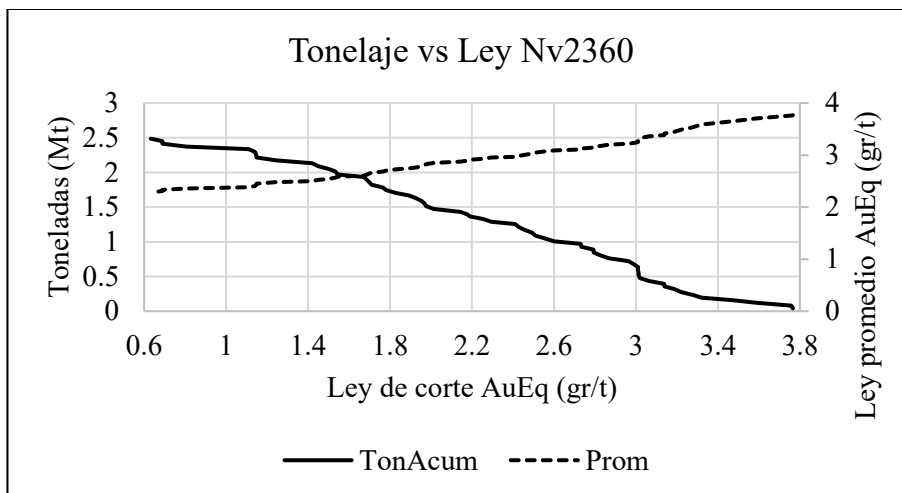


Gráfico 44. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2360.

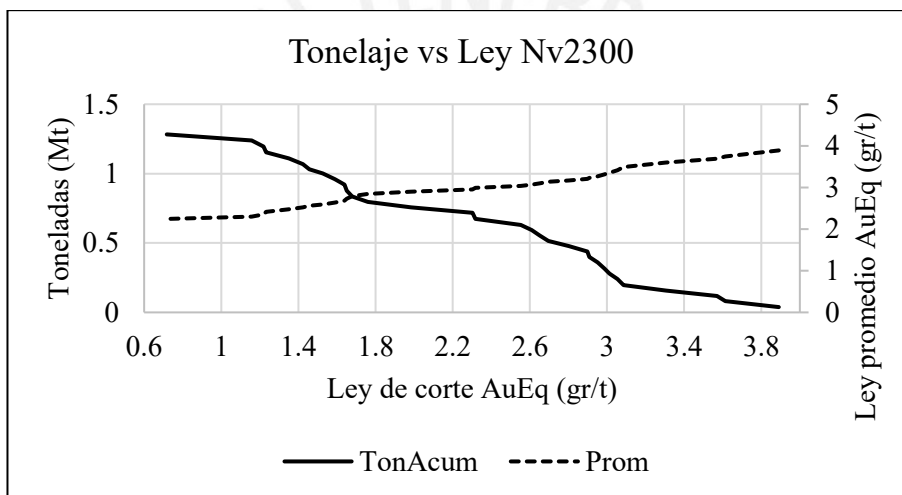


Gráfico 45. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2300.

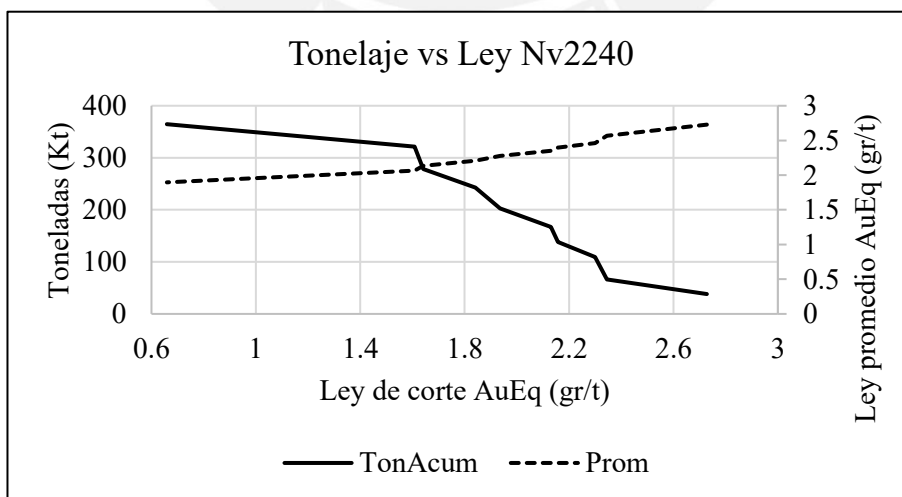


Gráfico 46. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2240.

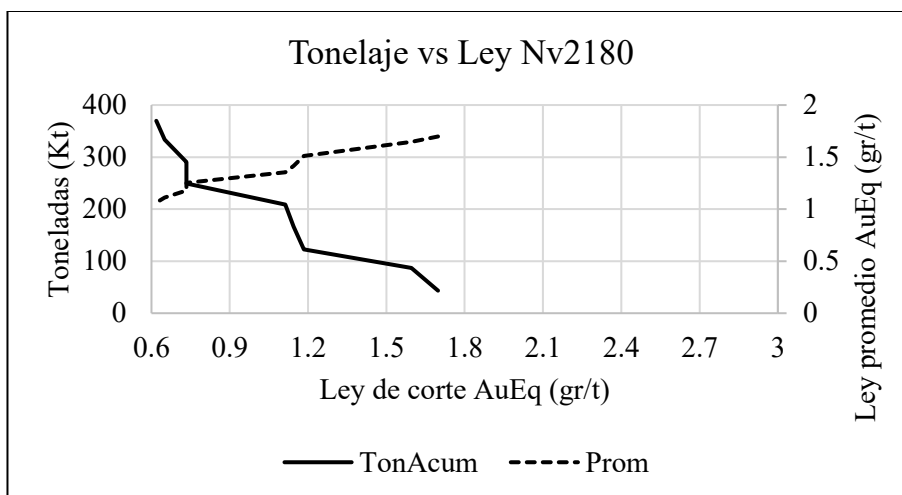


Gráfico 47. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2180.

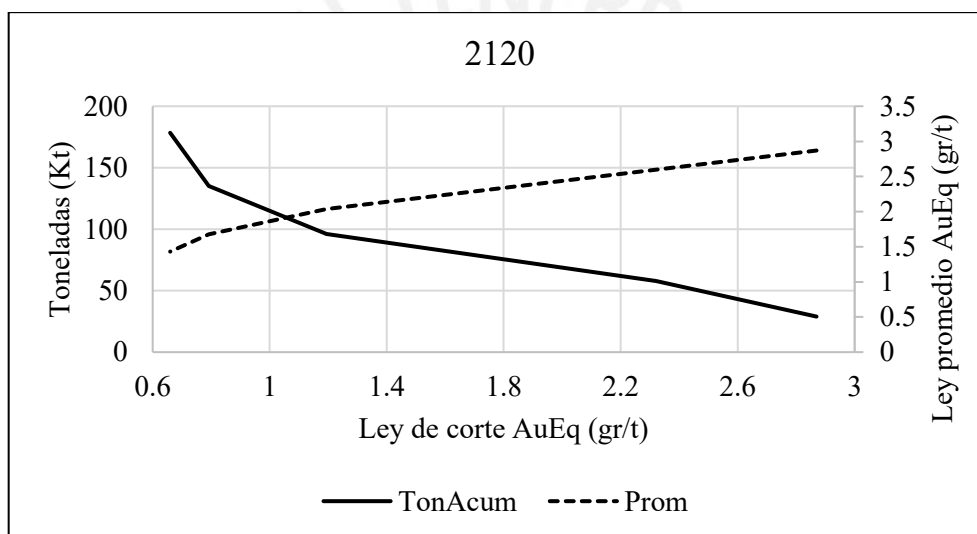


Gráfico 48. Curvas tonelaje-ley para los tajos del nivel 2120.

Al tener los nuevos tajos ya definidos se inició el nuevo diseño de mina y también el nuevo plan de minado; en este último, nuevamente fue priorizado el minado de los tajos con mayor margen económico para obtener un mejor VAN. (que se muestran en el [Gráfico 49](#) (con vistas al Sureste) y [Gráfico 50](#) (con vistas al Noreste); en el [Gráfico 50](#) se observa un nuevo tajo en turquesa y en gris sus accesos). Posteriormente, se realizó la evaluación de costos del nuevo plan, determinándose que el Becoff del plan 4 tiene una diferencia menor al 5% con el Becoff del plan 1 (3.18%), con lo cual se determinó que no es necesaria la aplicación de un proceso iterativo y

que el nuevo diseño de mina fue válido. En la Tabla 24, Tabla 25 y Tabla 26, y en el Gráfico 51 se presentan los resultados del Caso #4.



Gráfico 49. Tajos elegidos con los Cut-off Incrementales por nivel.

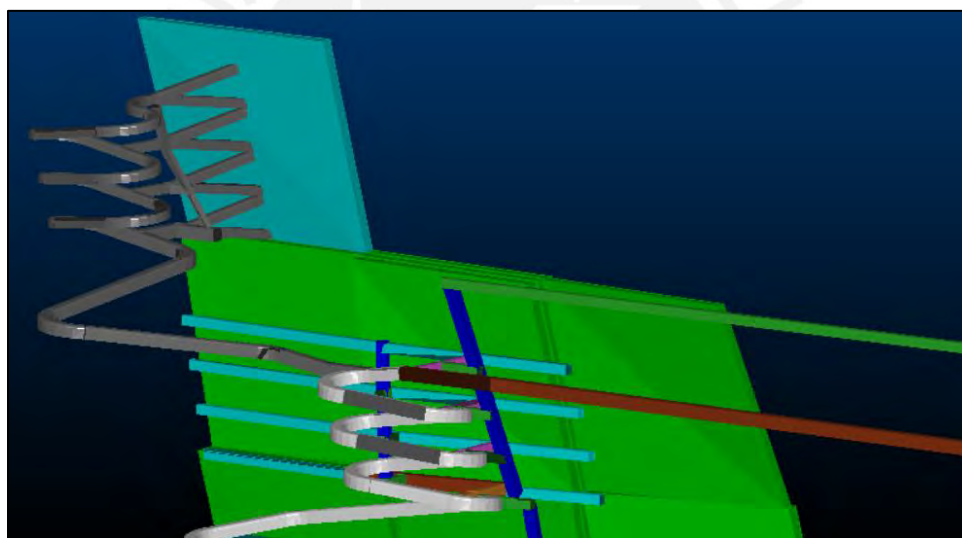


Gráfico 50. Nuevo diseño de mina del plan #4.

Tabla 24. Inventario de Recursos Medidos e Indicados del Caso #4.

Zona	Tonelaje (Mt)	Au-eq (gr/t)	Onzas Au (koz)
Carlos	3.90	2.92	367.09
Miriam	0.94	2.92	88.02
Tadeo	0.25	3.84	30.81
Total	5.09	2.97	485.92

Nota: Los valores han sido redondeados al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 25. Plan de minado y Flujo de Caja del Caso #4.

Año		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Toneladas día	tpd	0	967	1,939	1,939	1,939	1,939	1,939	1,939	964	371
Toneladas año	Kt	0	353	708	708	710	708	708	708	353	136
Ley promedio	gr/t	0	3.04	3.24	3.26	3.12	2.88	2.80	2.73	2.60	2.59
Ingresos	M\$	0	61.32	131.19	131.81	126.73	116.60	113.21	110.26	52.39	20.06
Egresos	M\$	82.84	48.51	86.17	87.13	87.92	95.39	89.92	90.27	47.11	15.64
Flujo de Caja	M\$	-82.84	12.81	45.02	44.68	38.81	21.21	23.29	19.99	5.28	4.42
Resultado Operativo	\$	132.68									
VAN @ 12%	\$	57.56									

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 26. Costos finales del Caso #4.

Descripción		Valores finales
Tonelaje	Mt	5.09
Costo Mina	\$/t	88.74
Costo Planta	\$/t	29.24
Costo GyA	\$/t	10.42
Opex	\$/t	128.40
Inversión	M\$	82.84
Capex	\$/t	16.28
Rendimiento	\$/t	20.38
Margen	\$/t	36.66
Becoff value	\$/t	165.06
Becoff Grade	gr/t	2.89

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

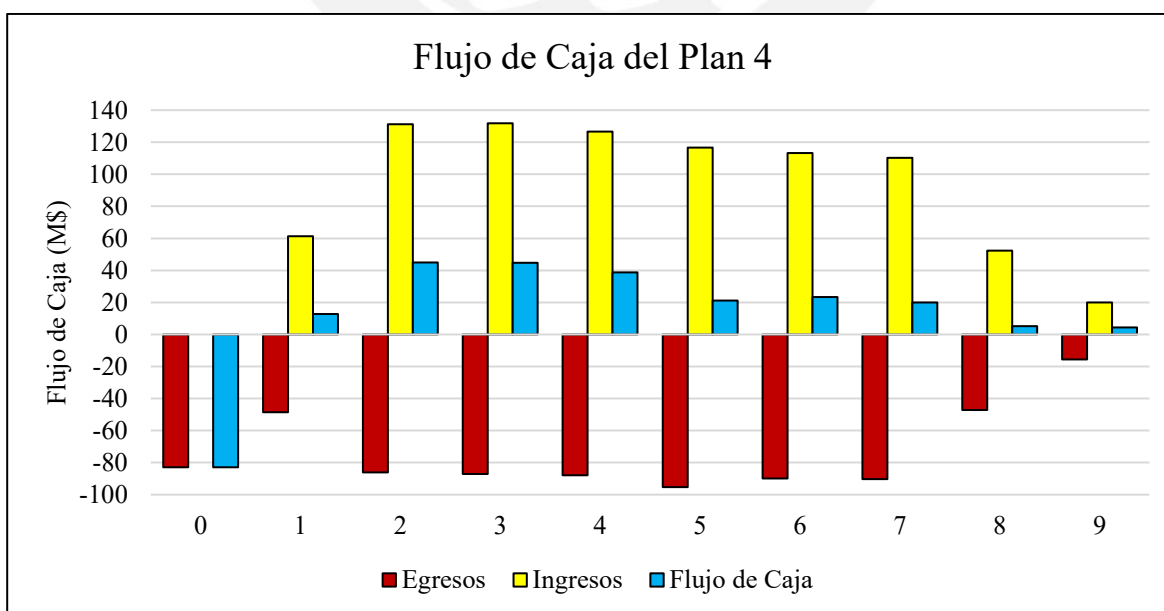


Gráfico 51. Detalle del Flujo de Caja del Caso #4.

6. Análisis de resultados

Para poder determinar la efectividad de la aplicación de los Cut-off Marginales e Incrementales se realizó un cotejo de los 4 casos evaluados, esta comparación fue enfocada en los resultados económicos (ver [Tabla 27](#)) y sus variaciones causadas por los distintos métodos de selección de Cut-off y optimización de los planes de minado (ver [Tabla 28](#)).

Tabla 27. Resumen de los resultados económicos de los 4 casos.

Plan	Resultado Operativo (M\$)	VAN (M\$)	Tonelaje (Mt)
1	133.88	51.39	5.00
2	138.50	53.10	5.43
3	138.50	55.82	5.43
4	132.68	57.56	5.09

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

Tabla 28. Resumen de la producción anual de los 4 casos.

Año		1	2	3	4	5	6	7	8	9
Plan 1	Toneladas por año (tpa)	340,600	707,700	707,700	709,800	707,700	707,700	643,650	306,390	171,911
	Ley promedio (gr/t)	3.17	3.27	3.22	3.09	2.89	2.86	2.74	2.59	2.61
Plan 2	Toneladas por año (tpa)	340,600	707,700	707,700	709,800	707,700	707,700	707,700	657,300	180,691
	Ley promedio (gr/t)	3.17	3.27	3.22	3.09	2.89	2.86	2.70	2.38	2.75
Plan 3	Toneladas por año (tpa)	352,800	707,700	707,700	709,800	707,700	707,700	707,700	641,550	184,241
	Ley promedio (gr/t)	3.04	3.26	3.21	3.08	2.81	2.76	2.80	2.57	2.71
Plan 4	Toneladas por año (tpa)	352,800	707,700	707,700	709,800	707,700	707,700	707,700	352,800	135,526
	Ley promedio (gr/t)	3.04	3.24	3.26	3.12	2.88	2.80	2.73	2.60	2.59

Nota: Los valores han sido redondeados para arriba al segundo decimal. Elaboración propia.

En primer lugar, el caso inicial fue contrastado con el caso #2, en este último se aplicaron los Cut-off Marginales en concordancia con lo indicado por Lane (1988); es decir, incluir tajos

marginales en el plan de minado, pero no ubicarlos precedentes a tajos originales; en otras palabras, priorizar los tajos con leyes más altas en la optimización del plan de minado. Tal como se puede apreciar en la [Tabla 27](#), las variaciones económicas en el proyecto son positivas en 4.6M\$ en el resultado operativo y 1.7M\$ en el VAN (3.4% y 3.3% respectivamente) con un incremento de aproximadamente 425 mil toneladas de mineral marginal. Si bien dicho tonelaje adicional no ha extendido la vida de la mina, sí ha incrementado el nivel de producción de los 3 últimos años: los años 7 y 8 tienen prácticamente el mismo tonelaje anual que los años previos (ver [Tabla 28](#)).

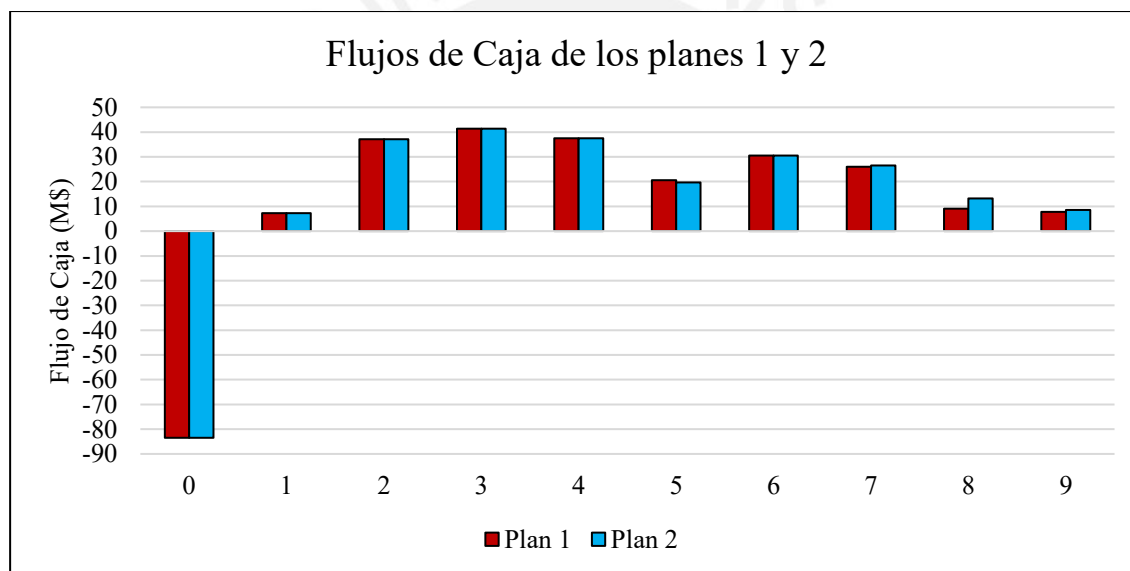


Gráfico 52. Comparación de Flujos de Caja de los planes 1 y 2.

Continuando con el cotejo, en el [Gráfico 52](#) se observó la comparación del flujo de caja entre ambos planes, el mismo está marcado por menores resultados en el año 5 y variaciones en los últimos 3 años suscitadas por la inclusión de los tajos marginales; en la [Tabla 28](#) se advirtió que la mayoría de los tajos marginales serían minados en el año 8, de ahí el súbito incremento del flujo respecto al caso #1 (45.8% de variación). Puesto que el cambio en el plan de minado y en el flujo de caja son efectivos desde el año 5, se tomó como periodo de evaluación los años 5 al 9 (con la misma tasa de descuento del 12%), tras lo cual el costo de oportunidad encontrado fue de

1.7M\$ a favor del caso #2. Es importante acotar que la adición de los tajos marginales no tuvo impacto en la inversión del proyecto, pero sí en el *sustaining capital*, motivo por el cual los egresos del año 5 fueron mayores, esto último puede apreciarse en el [Gráfico 53](#).

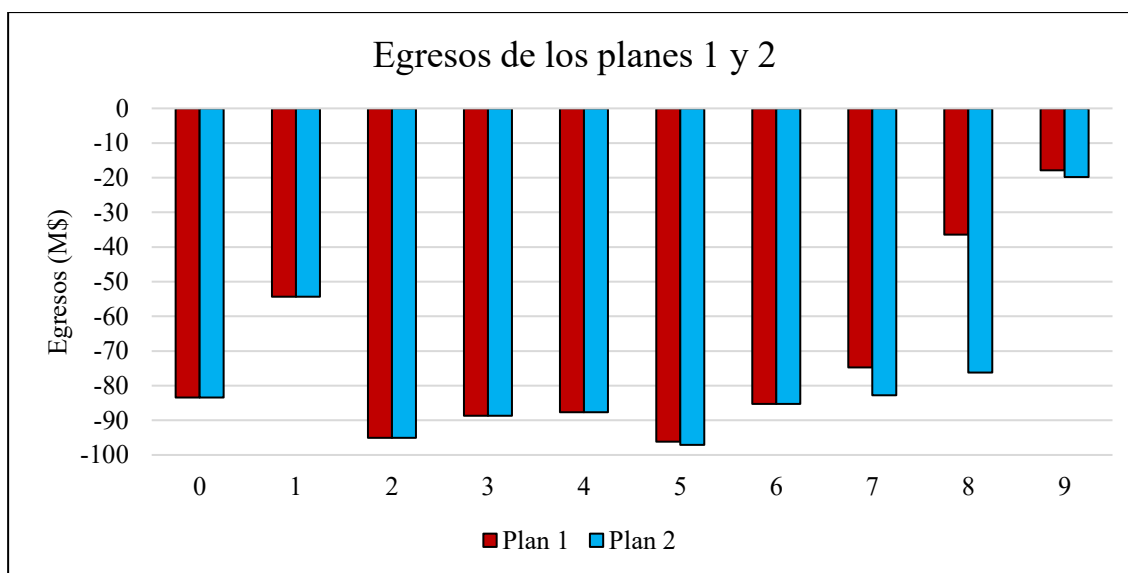


Gráfico 53. Comparación de egresos de los planes 1 y 2.

En segundo lugar, se compararon los casos #2 y #3, caso en el cual la optimización del plan de minado sí colocó tajos marginales por delante de tajos originales en concordancia con su margen económico. Con la información de la [Tabla 28](#) se verificó que, a diferencia de la contrastación anterior, en esta ocasión los cambios en el plan de minado #3 han ocurrido desde el año 0, por lo que el cálculo del costo de oportunidad es simplemente la diferencia entre el VAN de ambos planes: un incremento de 2.7M\$ para el caso #3, lo que representa un 5.1% de variación entre el plan 2 y el 3, y da a entender que la optimización ha sido significativa; la diferencia en el VAN se generó principalmente en los años 0 al 4, años en los que el margen económico fue mayor que en el anterior plan; puesto que no hubo cambios en el tonelaje estimado el resultado operativo es el mismo. En el [Gráfico 54](#) se visualiza la comparación de flujos de caja entre ambos planes; a diferencia de la primera comparativa, en este caso no hay incremento en tonelajes sino un cambio en el orden de minado de los tajos del proyecto, lo cual originó una producción diferente

a la anterior desde el primer año (ver leyes anuales de la [Tabla 28](#)); asimismo, como ya se mencionó en los resultados del caso #3, esta optimización devino en una menor cantidad de labores de desarrollo en la etapa de preproducción del proyecto, por lo que los egresos del año 0 son menores y los del año 5 en adelante son mayores (ver [Gráfico 55](#)); de la misma forma, al priorizar tajos de menor ley, pero mayor margen, se logró igualar los ingresos del año 1 (ver [Gráfico 56](#)) con un mayor tonelaje (ver [Tabla 28](#)).

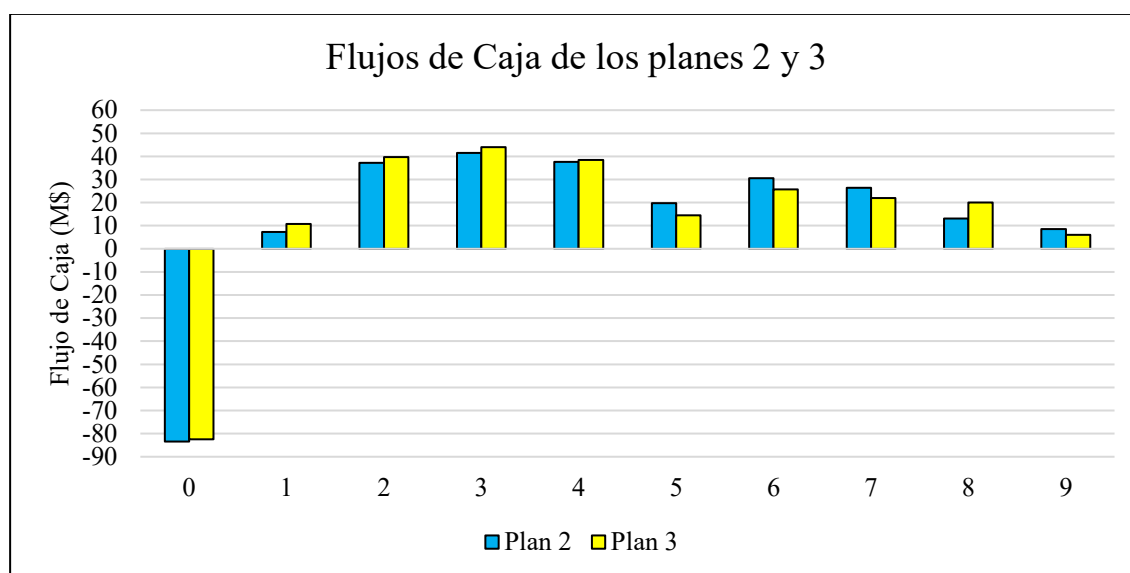


Gráfico 54. Comparación de Flujos de Caja de los planes 2 y 3.

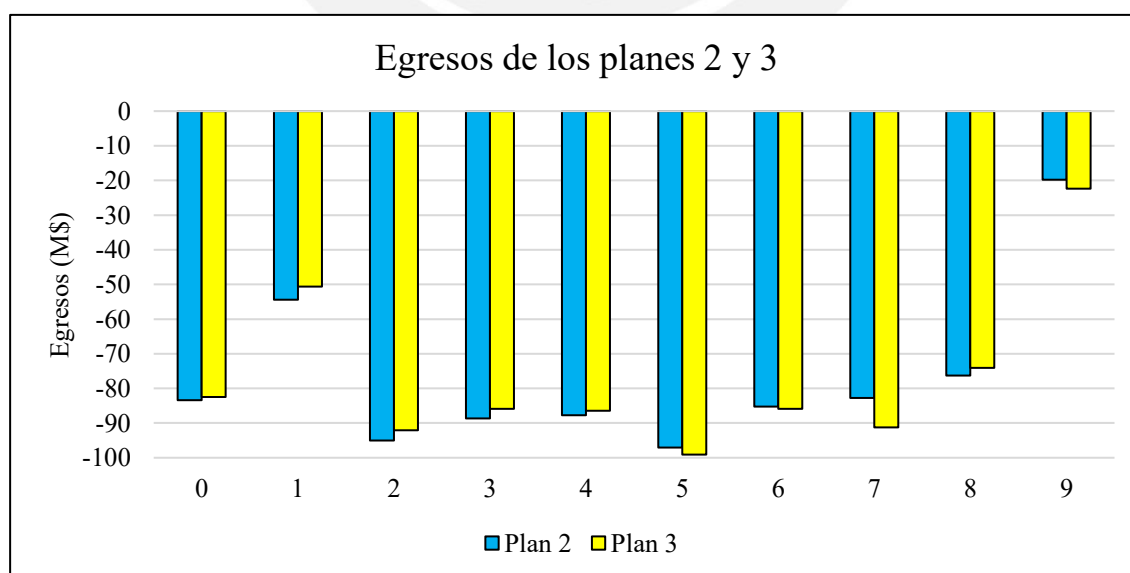


Gráfico 55. Comparación de egresos de los planes 2 y 3.

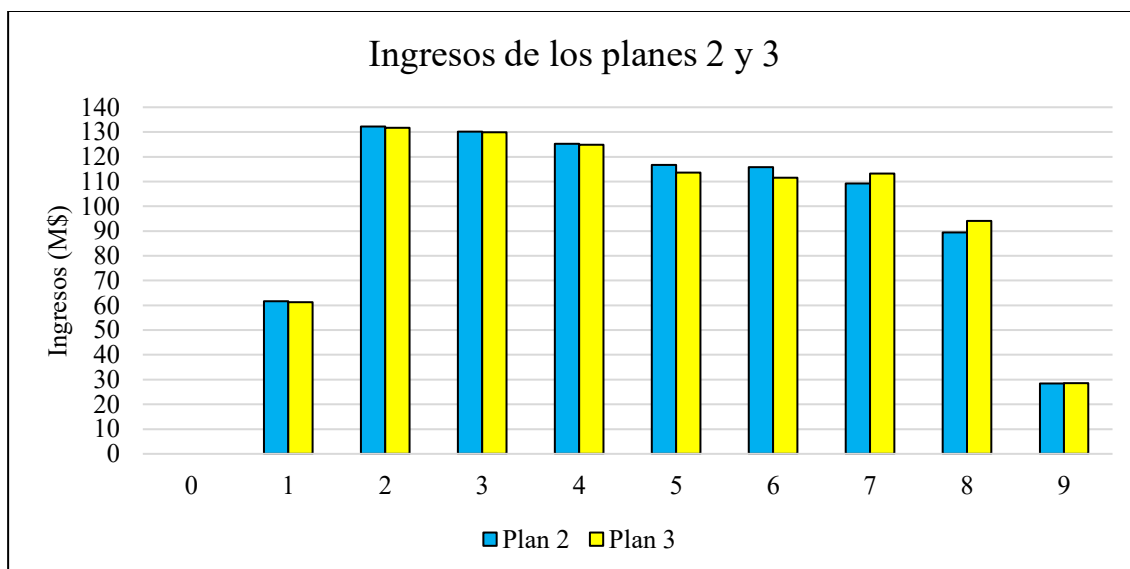


Gráfico 56. Comparación de ingresos de los planes 2 y 3.

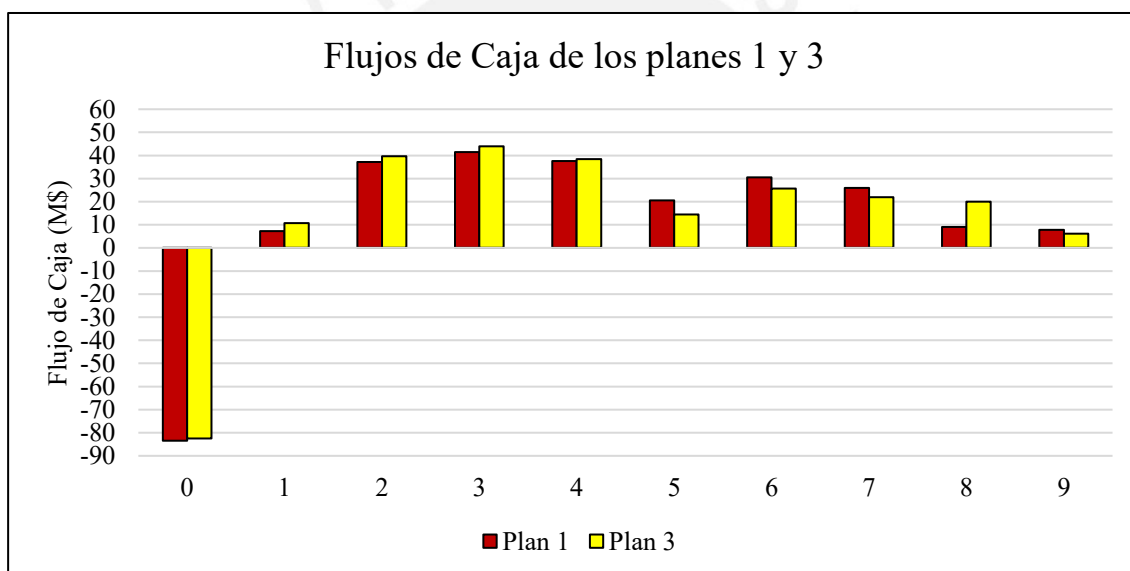


Gráfico 57. Comparación de Flujos de Caja de los planes 1 y 3.

En tercer lugar, se comparó el plan 1 con el plan 3. De la [Tabla 27](#) se desprende que, al igual que en la evaluación anterior, el costo de oportunidad es la diferencia entre los VAN de ambos casos, diferencia que fue superior a 4.4M\$ a favor del plan 3 (incremento del 8.6%); la diferencia del resultado operativo, también a favor del plan 3, fue de 4.6M\$ (incremento del 3.4%). En el [Gráfico 57](#) se aprecia la diferencia significativa de incluir tajos marginales por delante de tajos originales en el plan de minado (los años 1 al 4 tienen flujos de caja más altos), y de tener un

mayor tonelaje minable en el año 8. También se observa que la diferencia ocasionada por el incremento del *sustaining capital* en el año 5 está cubierta por los menores egresos de los años anteriores.

La cuarta comparación fue entre los planes 1 y 4. De la [Tabla 27](#) se tiene que la diferencia en el resultado operativo fue de -1.2M\$; sin embargo, la diferencia en el VAN fue de 6.2M\$ a favor del plan 4 (-0.9% y 12.0% respectivamente). En este caso la variación del VAN también representa el costo de oportunidad de los cambios al plan de minado; asimismo, es importante notar que existe una diferencia de 86 mil toneladas de mineral a favor del plan 4, tonelaje que involucra una diferencia ligeramente mayor que la inversión inicial la cual estuvo reducida por la menor cantidad de labores de desarrollo en la etapa de preproducción en el plan 4. La diferencia entre ambos flujos sucede principalmente por los menores costos en el periodo de 0 a 5 años, tras lo cual los costos se incrementan y las leyes bajan (ver [Gráfico 58](#)).

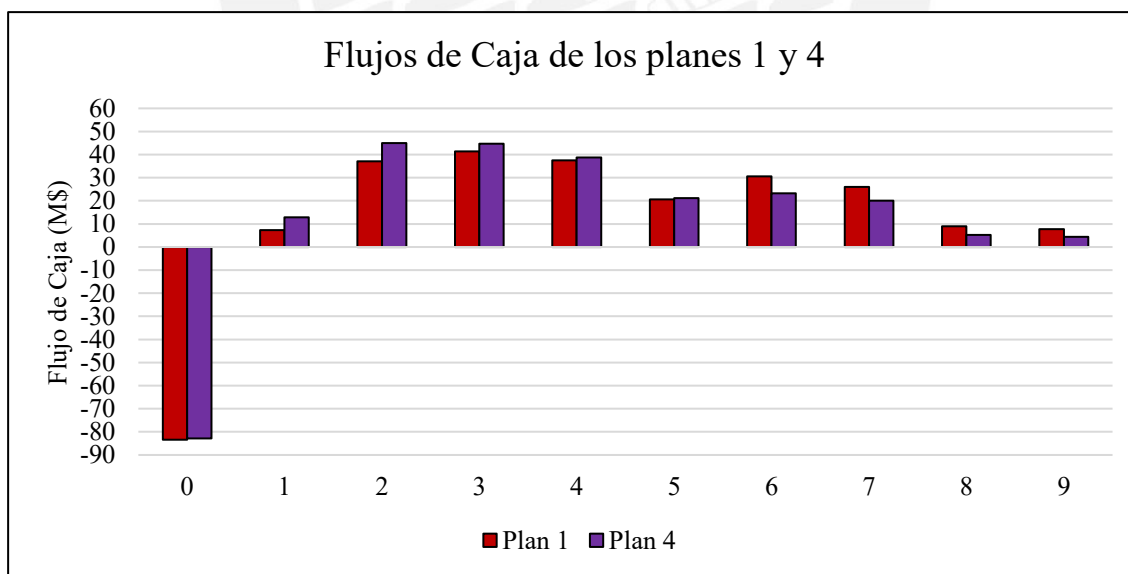


Gráfico 58. Comparación de Flujos de Caja de los planes 1 y 4.

Finalmente, la última comparación realizada fue entre los planes 3 y 4 para analizar el impacto individual del CoM y del CoI. Se apreció que, de aplicarse solo uno de los tipos de Cut-off, la

diferencia estaría a favor del Cut-off Incremental con una diferencia de 1.7M\$ en el VAN a pesar de una diferencia negativa de 5.8M\$ en el resultado operativo (3.1% y -4.2% respectivamente). Esto se sustenta por el hecho de que el plan 4 tiene un flujo de caja más alto en los años iniciales del proyecto (ver Gráfico 59), especialmente en el año 2 ocasionado por la eliminación del desarrollo de algunos tajos que no eran económicamente viables con los nuevos Cut-off Incrementales aplicados; las diferencias en los años 6 y 7 están relacionadas a mayores costos del plan 4 en esos años. En esta ocasión el costo de oportunidad no ha sido calculado toda vez que el desarrollo del caso #1 no fue tomado en cuenta para esta comparación final. Otro punto que resaltar del plan 4 respecto a los anteriores es que los dos últimos años tienen resultados muy bajos; esto debido a que no tienen mineral marginal que les incremente el flujo en ese periodo (como los planes 2 y 3) y que, a diferencia del plan 1, sus costos más altos están ubicados en los últimos años, con lo que dichos años sufren lo que se benefició en los años iniciales.

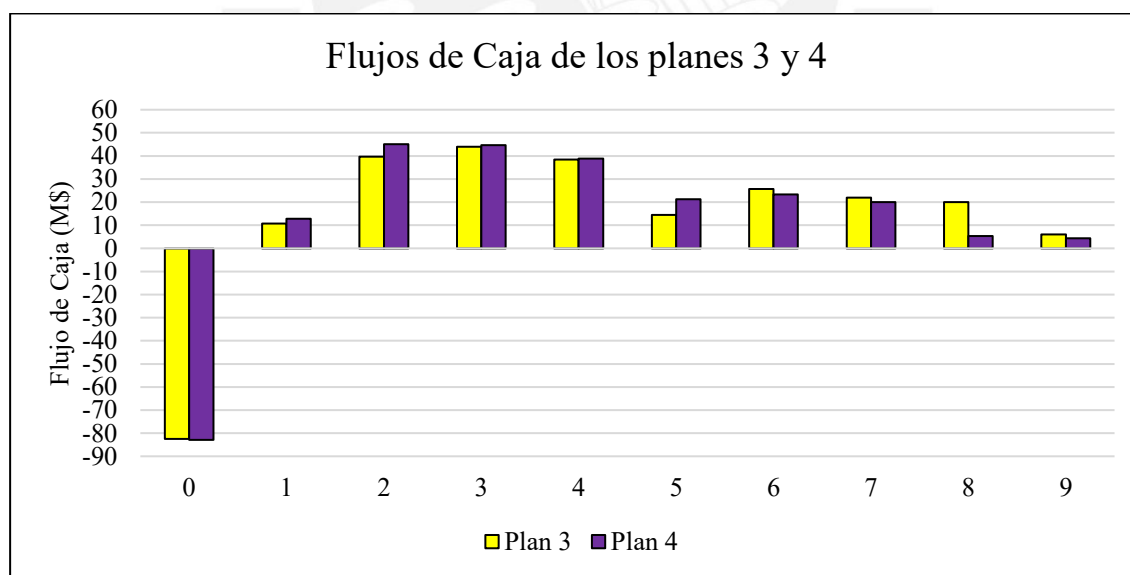


Gráfico 59. Comparación de Flujos de Caja de los planes 3 y 4.

De manera adicional al análisis directo de los casos, es importante acotar que un eventual Caso #5 (aplicando el CoI y después el CoM al diseño de mina) no ha sido evaluado toda vez que, en el supuesto de volver a analizar el mismo caso de estudio con ambos Cut-off resultaría

redundante. Esto se justifica por el hecho de que en los casos #3 y #4 se ha incrementado significativamente el VAN respecto al caso inicial, siendo así es posible considerar que al evaluar un nuevo lote de tajos marginales se tendría un impacto similar: al calcular posibles Cut-off Marginales (incrementales por cada nivel) con los resultados del caso #4 se encontraron 31 tajos seleccionables con un tonelaje recuperable de 1 003 316 t. Esto último demuestra la capacidad de encontrar tajos marginales con mejor margen económico, algo ya demostrado en el caso #3 y, por lo tanto, redundante en el análisis.

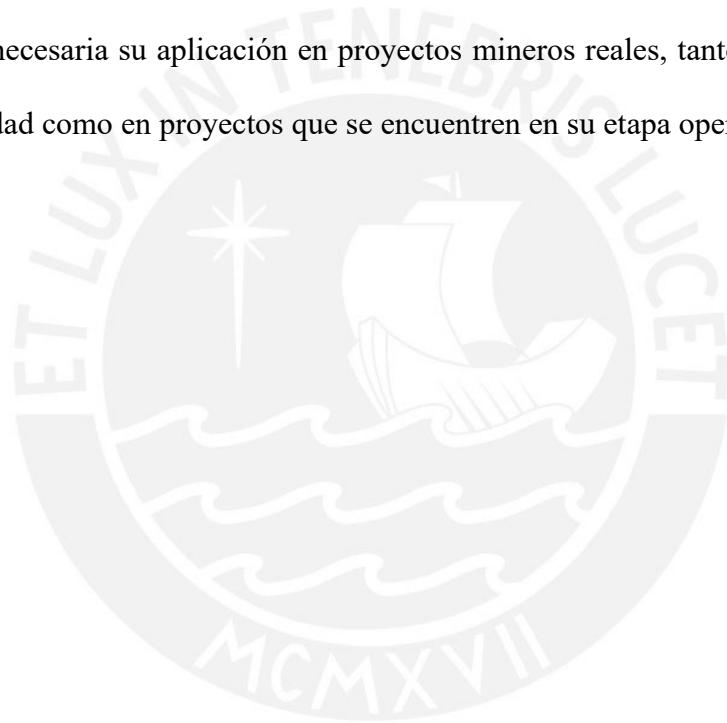


7. Conclusiones

Después del análisis realizado a los casos de estudio se puede concluir que:

- Aplicar un Cut-off Marginal en el planeamiento de un proyecto minero genera beneficios económicos significativos respecto a los métodos convencionales del Becoff; esto gracias a la elección de tajos marginales en zonas con labores de desarrollo y preparación ya ejecutados.
- Aplicar Cut-off Incrementales en el planeamiento de un proyecto minero deviene en mejores resultados económicos respecto al uso convencional de un Becoff; esto como consecuencia de tener tajos en zonas con baja profundidad que pueden ser minadas de manera prioritaria a tajos más profundos.
- La aplicación del Cut-off Marginal y/o del Cut-off Incremental debe ir acompañada de una metodología que optimice el plan de minado enfocándose en priorizar tajos con mejores márgenes económicos.
- El Cut-off Incremental obtiene mejores resultados económicos que el Cut-off Marginal cuando se aplica solo un tipo de Cut-off en el planeamiento de un proyecto minero.
- La aplicación de distintos tipos de Cut-off en el planeamiento de un proyecto minero incrementa las posibilidades para la optimización del plan de minado, ocasionando a su vez opciones más variadas en la elaboración de estudios con mayores niveles de precisión.
- Al incrementar el tonelaje con los tajos marginales, la inversión del proyecto no se ve afectada, en cambio sí varía el volumen de egresos debido al *sustaining capital* del mineral adicional.

- Se ha cumplido la hipótesis general del presente trabajo al demostrar que existen beneficios económicos sustanciales al aplicar los Cut-off Marginales e Incrementales en el planeamiento conceptual de un proyecto minero.
- Se ha cumplido el objetivo principal del presente trabajo al haber definido los Cut-off Marginales e Incrementales, así como su impacto en el planeamiento conceptual de un proyecto minero.
- Para que los nuevos tipos de Cut-off descritos en el presente trabajo obtengan mayor validez, es necesaria su aplicación en proyectos mineros reales, tanto a nivel de estudios de Factibilidad como en proyectos que se encuentren en su etapa operativa.



8. Bibliografía

- Barton, Nick (1995). *The influence of joint properties in modelling jointed rock masses* [Conferencia]. 8th ISRM Congress, Tokio, Japón.
- Camino, Milton (2016). *El Gigante, un yacimiento orogénico: nuevos datos, logros y perspectivas de la exploración*. Lima: Sociedad Geológica del Perú.
- Camm, Thomas W. y Stebbins, Scott A. (2023). SIMPLIFIED COST MODELS FOR UNDERGROUND MINE EVALUATION A Handbook for Aquick Prefeasibility Cost Estimates – Revised Edition. *Mining Engineering* 16. https://digitalcommons.mtech.edu/mine_engr/16
- Campeau, LP. y Gamache, M. (2022). Short- and medium-term optimization of underground mine planning using constraint programming. *Constraints* (Número 27), 414 – 431. <https://doi.org/10.1007/s10601-022-09337-w>
- CIM Standing Committee on Reserve Definitions (2014). *CIM Definition Standards for Mineral Resources & Mineral Reserves*. Quebec, Canadá: Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- CIM Mineral Resource & Mineral Reserve Committee (2019). *CIM Estimation of Mineral Resources & Mineral Reserves Best Practice Guidelines*. Quebec, Canadá: Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- Clark, Lyndon (1998). *Minimizing Dilution in Open Stope Mining with a focus on Stope Design and Narrow Vein Longhole Blasting*. [Tesis de maestría inédita]. The University of British Columbia.

- Epstein, R., Goic, M., Weintraub, A., Catalán, J., Santibáñez, P., Urrutia, R., Cancino, R., Gaete, S., Aguayo, A. y Caro, F. (2012). Optimizing Long-Term Production Plans in Underground and Open-Pit Copper Mines. *Operations Research, Volumen 60* (Número 1), 4 – 17.
- Goldie, R. y Tredger, P. (1991). Net Smelter Return Models and Their Use in the Exploration, Evaluation and Exploitation of Polimetallic Deposits. *Geoscience Canada, Volumen 18* (Número 4), 159 – 171.
- Hall, Brian (2014). *Cut-off Grades and Optimizing the Strategic Mine Plan*. Carlton Victoria, Australia: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Hansen, D. y Mowen, M. (2007). *Administración de costos. Contabilidad y Control*. (5ta. Edición, Trad. Érika Hernández Borneville). México D.F., Estados Unidos de México: Cengage Learning Editores, S.A. (Trabajo original publicado en 2006).
- JORC (2012). *Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code) [online]*. Recuperado el 10 de abril del 2023 de: <<http://www.jorc.org>> (The Joint Ore Reserves Committee of The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists and Minerals Council of Australia).
- Lane, Kenneth F. (1988). *The Economic Definition of Ore. Cut-off Grades in Theory and Practice*. (3era. Edición) Londres, Inglaterra: Mining Journal Books Ltd.
- Long, K. R. (2009). A Test and Re-Estimation of Taylor's Empirical Capacity–Reserve Relationship. *Natural Resources Research* 18, 57 – 63. <https://doi.org/10.1007/s11053-009-9088-y>

- Newman, A., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A. y Eureka, K. (2010) A Review of Operations Research in Mine Planning. *Interfaces, Volumen 40* (Número 3), 222 – 245.
- Novitzky, Alejandro (1975). *Métodos de Explotación Subterránea y Planificación de Minas*. Buenos Aires, Argentina: Autoedición.
- Pacheco, Kurcewicz y De la Cruz (2013). *Dynamic Cut-Off Grade and its Application to Maximize Mineral Reserves Inventory*. 3rd International Seminar on Mine Planning.
- Potvin, Y., Hudyma, M. y Miller H.D.S. (1988). *The Stability Graph Method for Open Stope Design* [Conferencia]. 90th CIM AGM, Alberta, Canadá.
- Rendu, Jean-Michel (2014). *An Introduction to Cut-Off Grade Estimation*. (2da. Edición). Englewood, Estados Unidos de América: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- Runge, Ian C. (1998). *Mining Economics and Strategy*. Littleton, Estados Unidos de América: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- Santana, Marcio (2020). “*Maximización de Valor Presente Neto a través de la Optimización de la Ley de Corte en una Mina Subterránea*.” [Tesis de Licenciatura]. Pontificia Universidad Católica del Perú, Repositorio institucional de la Pontificia Universidad Católica del Perú. <http://hdl.handle.net/20.500.12404/16967>
- Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas (1999). *Explotación Subterránea: métodos y casos prácticos*. Puno, Perú: Universidad Nacional del Altiplano.
- Voute, F., Haggemann, S., Evans N. y Villanes C. (2019). Sulfur isotopes, trace element, and textural analyses of pyrite, arsenopyrite and base metal sulfides associated with gold

mineralization in the Pataz-Parcoy district, Peru: implication for paragenesis, fluid source, and gold deposition mechanisms. *Mineralium Deposita, Volumen 54*, 1077 – 1100. <https://doi.org/10.1007/s00126-018-0857-6>

