Planificación de corto plazo en minas a cielo abierto considerando restricciones de contaminantes

Carlos Leiva[1], Marco Condori[1], Vicente Medina[1], Enrique Jélvez[2], Aldo Quelopana[3], Mohammad Maleki[4]

[1] *Departamento de Ingeniería de Minería, Pontificia Universidad Católica de Chile, Investigador*
[2] *Departamento de Ingeniería de Minería, Pontificia Universidad Católica de Chile, Académico*
[3] *Departamento de Ingeniería de Sistemas y Computación, Universidad Católica del Norte, Académico*
[4] *Departamento de Ingeniería de Minas y Metalurgia, Universidad Católica del Norte, Académico*

Resumen

La planificación de corto plazo en minas a cielo abierto busca traducir los objetivos de la planificación estratégica en secuencias operacionales factibles, considerando restricciones geológicas, operacionales y metalúrgicas. Sin embargo, las metodologías existentes para la definición de *mining cuts* se han centrado principalmente en aspectos geométricos, capacidad de extracción y selectividad, sin incorporar de manera consistente la gestión de contaminantes penalizables como el arsénico.

En este trabajo se propone una metodología heurística para la generación y secuenciamiento de *mining cuts* que integra restricciones operacionales con criterios de mezcla y aislamiento de material según su contenido de arsénico. La metodología tesela el banco en cuadrantes asociados a la capacidad de extracción de la pala, genera múltiples alternativas de geometrías de extracción, evalúa cada propuesta mediante un sistema de puntuación multicriterio y determina la secuencia operacional respetando restricciones de acceso y ancho mínimo de explotación.

La metodología fue evaluada sobre un caso de estudio real de una mina de cobre, comparando una estrategia convencional basada únicamente en la separación de estéril con una estrategia que incorpora el manejo del arsénico. Los resultados muestran que la propuesta reduce la mezcla de material con altos contenidos de arsénico, incrementa la recuperación de mineral de mejor calidad y disminuye el envío de material penalizable a planta, sin comprometer las restricciones operacionales de extracción. Con esto, la incorporación explícita de contaminantes en la definición de *mining cuts* constituye una alternativa efectiva para mejorar la planificación de corto plazo, permitiendo una gestión más eficiente de la calidad del mineral y favoreciendo decisiones operacionales con mayor impacto económico en operaciones de cobre.

1 Introducción

El área de planificación minera a corto plazo de minas a cielo abierto es responsable de la gestión de la extracción de sectores determinados de la mina a través de distintas tareas como la programación de tronaduras, asignación de equipos de carguío y transporte, delimitación de zonas de interés, entre otras actividades. Esta área tiene el objetivo de cumplir las metas establecidas por las áreas de planificación táctica-estratégica [1-3]. El horizonte temporal de esta planificación puede abarcar desde un turno, días, meses, hasta un año, concentrando sus esfuerzos en cómo extraer uno o varios bancos, los cuales tienen como referencia para ser extraídos las fechas asignadas desde la planificación estratégica [1]. Bajo esta premisa, los geólogos e ingenieros de minas deben definir la secuencia de extracción de estos bancos considerando [1-6]:

- Las características geológicas, geometalúrgicas y geotécnicas del sector a explotar.
- Las restricciones geométricas de extracción de los equipos disponibles (palas y camiones).

- La calidad y cantidad de material enviado a planta.
- Las condiciones de estabilidad de los sectores a explotar.
- La disponibilidad de equipos y su gestión de asignación.

Dado lo anterior, es una práctica común el sectorizar los espacios de explotación según el destino del material. La referencia [2] ejemplifica esta labor en la Figura 1, donde se observa que los bloques tienen destinos unitarios debido a sus características geológicas y geometalúrgicas; sin embargo, los equipos de carguío no permiten extraer estos bloques de forma unitaria [7]. Por ello, los geólogos e ingenieros de mina agrupan bloques dentro de un mismo banco en grupos conocidos como mining cuts, que se extraen en el mismo periodo y se envían al mismo destino, y cumplan los anchos mínimos de extracción.

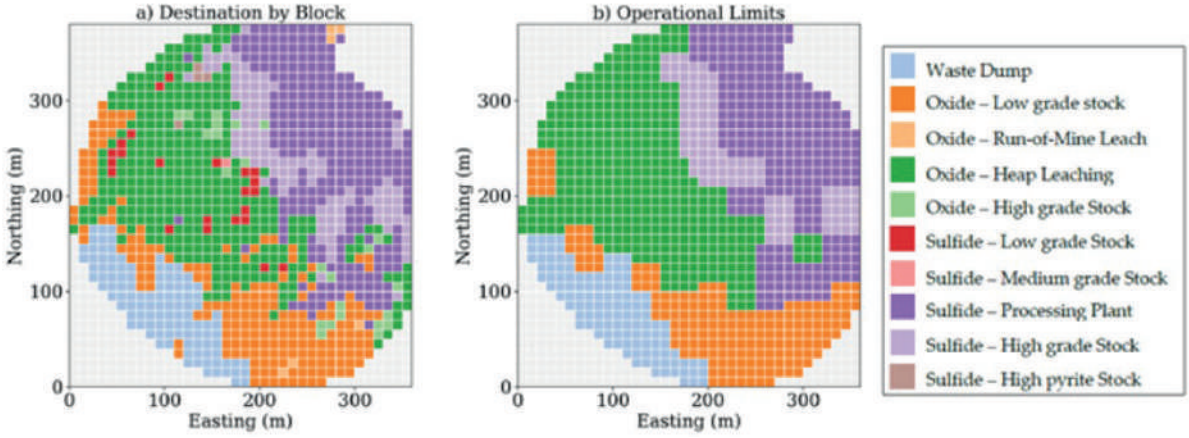


Figura 1. Asignación de destinos por bloque y agrupación en polígonos de explotación [2].

Sin embargo, la agrupación de bloques por multicriterio en mining cuts restringe la selectividad disponible en la toma de decisiones de corto plazo [5, 7].

Basado en lo anterior, los esfuerzos realizados por la academia en planificación a corto plazo se han dirigido a definir sistemas de asignación de *mining cuts* que cumplan las restricciones operacionales y que permitan gestionar eficientemente los recursos mineros. La referencia [2] destaca que los *mining cuts* deben permitir discriminar los diferentes sectores de interés en el banco, considerando las restricciones operativas de los equipos de carguío, además de considerar la incertidumbre geológica; la referencia [4] genera un algoritmo de agrupación por medio de multicriterio, donde la agrupación sigue la secuencia de explotación y también se refinan las formas finales para que estas puedan ser extraídas por los frentes de explotación; y la referencia [7] establece un sistema de grillas que pueden ser posicionadas sobre la superficie que representa al banco, de tal forma que todo el banco esté asignado a alguna grilla y que esa agrupación minimice la dilución.

A partir de la revisión del estado del arte, se ha identificado que no se ha considerado de forma consistente la presencia de contaminantes (como es el caso del arsénico en los procesos de sulfuros de cobre [10-11]), además de su gestión desde la mezcla o aislamiento. Esto último se puede abordar, como indican [8-9], mediante modos de operación. Los modos de operación son las configuraciones de trabajo con que cuenta la planta para realizar la concentración de los elementos valiosos, según la factibilidad técnica y las características geometalúrgicas del propio material. La referencia [7] señala que la oportunidad de gestionar las reservas mineras bajo esta visión permite aumentar las posibles ganancias, dado que el enfoque deja de ser, únicamente, recuperar la mayor cantidad del elemento valioso, sino optimizar esta recuperación. En minería extractiva de cobre, uno de los modos de operación es la consideración del arsénico.

El arsénico constituye un elemento penalizable en la metalurgia del cobre, su presencia degrada la calidad del metal refinado y su volatilización durante la fusión impone costos ambientales y de manejo de gases a las fundiciones [10,11]. Por ello, los contratos de compraventa de concentrado castigan económicamente el

contenido de arsénico sobre un umbral y rechazan el material sobre un límite superior [10]. La estructura del mercado converge en dos umbrales: 0.2% As, sobre el cual se aplican penalizaciones crecientes y el concentrado se clasifica como "complejo" y 0.5% As, límite histórico de importación a China establecido por la norma GB 20424-2006 y recientemente endurecido por la GB/T 20424-2025, vigente desde septiembre de 2025, determinante dado que dicho país concentra cerca de la mitad de la capacidad mundial de fundición [10,13-14]. Sobre aproximadamente 1% As, el mercado se reduce a unas pocas fundiciones especializadas o se requiere pretratamiento en faena, como la tostación parcial aplicada en la División Ministro Hales de Codelco [12,14]. En los pórfidos cupríferos chilenos, el arsénico se aloja principalmente en sulfosales de cobre como la enargita (Cu3AsS4) y la tennantita (Cu12As4S13), cuya flotabilidad es similar a la de los sulfuros pagables, por lo que reporta al concentrado en proporción casi fija respecto del cobre y no puede deprimirse selectivamente en circuitos convencionales de flotación [11,12].

Esta última propiedad permite traducir los umbrales comerciales, definidos sobre el concentrado, a umbrales operativos sobre la alimentación, que es donde actúan las decisiones de planificación. Del balance de masas de dos productos se obtiene el factor de enriquecimiento $FE = a_c/a_f = \lambda \cdot (c_{Cu}/f_{Cu})$, donde af y ac son las leyes de arsénico de la alimentación y del concentrado, fCu y cCu las leyes de cobre respectivas y $\lambda = R_{As}/R_{Cu}$ la recuperación relativa del arsénico respecto del cobre. Con parámetros típicos de un pórfido del cordón andino (f_{Cu} = 0.6–1.0%, c_{Cu} = 25–30%, λ = 0.7–0.95) se obtiene $FE \approx 20–40$, con $FE \approx 25$ como valor representativo para leyes de cabeza como las del caso de estudio. De este modo, los umbrales de 0.2%, 0.5% y 1.0% As en concentrado equivalen, respectivamente, a 80, 200 y 400 ppm de As en la alimentación (Tabla 1), lo que fundamenta la clasificación de bloques por contenido de arsénico y su gestión mediante mezcla o aislamiento que se emplea en este trabajo.

Tabla 1. Estratos de penalización por arsénico en concentrado de cobre y umbrales equivalentes en alimentación.

Estrato	As en concentrado (%)	Estatus comercial	Equivalente en alimentación (ppm As, FE = 25)
I	≤ 0.2	Vendible sin penalización	≤ 80
II	0.2 – 0.5	Penalización creciente por cada 0.1% de As	80 – 200
III	0.5 – 1.0	No importable directamente a China; requiere mezcla	200 – 400
IV	> 1.0	Fundiciones especializadas o tostación parcial en faena	> 400

Considerando que la literatura no ha abordado la incorporación de múltiples modos de procesamiento según la cantidad de contaminante (evaluando la posibilidad de mezcla o tratamiento aislado), es que en este artículo se presenta una propuesta de secuenciamiento de extracción en planificación a corto plazo que considera la mezcla y el aislamiento de los bloques con contaminantes. El artículo se organiza como sigue: la Sección 2 explica la propuesta metodológica; la Sección 3 resume y analiza sus resultados sobre un caso de estudio real; y la Sección 4 presenta las conclusiones más relevantes.

2 Metodología

A continuación, se describe la metodología que se basa en una propuesta algorítmica para definir *mining cuts* en un banco.

2.1 Etapa 1: configuración, preparación del modelo y generación de geometrías de extracción/*mining cuts*

La primera tarea realizada por el algoritmo es leer el modelo de bloques del banco, rescatando las coordenadas Norte (Y) y Este (X), el tonelaje y la ley de Cu y As. Luego, se debe indicar ciertos parámetros operacionales, tales como la capacidad de extracción diaria y mínima (que se debe traducir a cantidad de bloques extraídos), posición y orientación de ingreso de la rampa, el rango de clasificación del mineral según su elemento de interés y contaminantes, y la cota del banco que el algoritmo va a procesar.

Se definen las geometrías de extracción o *mining cuts* a partir de la capacidad de extracción diaria, las cuales serán figuras rectangulares con área igual a la capacidad operativa definida. Ejemplos de estas geometrías de extracción son las que se presentan en la Figura 2, donde, para una capacidad de extracción de 6 bloques, se definen geometrías como grillas de 2x3, 1x6, 3x2 y 6x1.

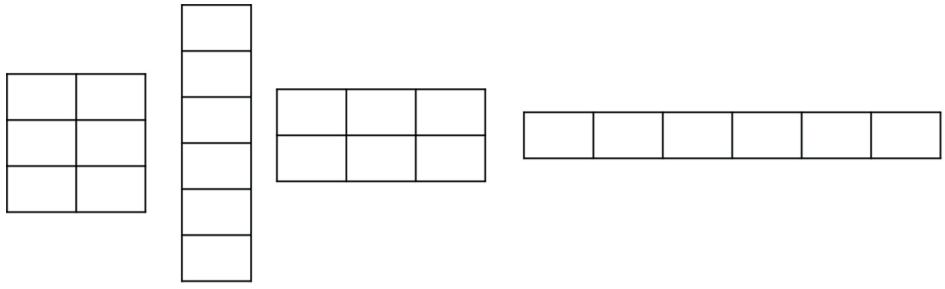


Figura 2. Geometrías/*mining cuts* posibles para una capacidad de 6 bloques/día.

En esta etapa también se generan las geometrías asociadas con las capacidades inferiores a la capacidad operativa hasta la capacidad mínima, dado que estas se utilizarán para abordar extracciones incompletas. Ejemplo de esto, considerando una extracción mínima de 4 bloques y operativa de 6 bloques, serán geometrías de 1x5, 5x1, 2x2, 1x4 y 4x1.

2.2 Etapa 2: Teselación del banco y asignación de niveles por offset del cuadrado inicial

El banco de la cota señalada en el capítulo anterior es dividido en cuadrados cuyo lado es igual a la capacidad de extracción señalada. A este cuadrado se le denominará Cuadrado Mayor.

El primero Cuadrado Mayor deberá contener el bloque que representa el inicio de la rampa en su periferia (puede ser en cualquier arista o vértice). La posición final de este cuadrado se escogerá según estos criterios, que están ordenandos de mayor a menor importancia:

- Preferir un cuadrado completo.
- Favorecer la cercanía de sus esquinas a sectores de mineral con As bajo.
- Maximizar la presencia de mineral con As bajo dentro del cuadrado.
- Preferir una mejor definición física de sus esquinas.
- Maximizar la cantidad total de bloques disponibles.

Ubicado este primer Cuadrado Mayor, se copia en todas las direcciones cardinales (N-NE-E-SE-S-SO-O-NO) para abordar todo el banco. Un ejemplo de esto se aprecia en la Figura 3, donde se señala el Cuadrado Mayor inicial que posee la rampa y como quedo dividido todo el sector acotado del banco. Como se observa, el Cuadrado Mayor contiene 36 bloques, asumiendo la misma capacidad productiva señalada en el ejemplo de la Etapa 1.

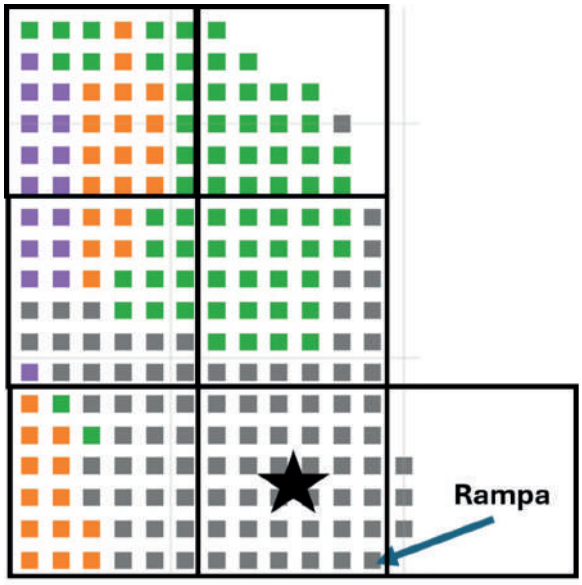


Figura 3. Parte del banco teselado por figuras de 6x6, señalando el Cuadrado Mayor inicial con una estrella.

La siguiente tarea realizada en la Etapa 2 del algoritmo es definir los niveles de corona o lineales que existe entre el Cuadrado Mayor inicial y el resto de los Cuadrados Mayores, esto será la base para la extracción de los Cuadrados Mayores, dado que todo el nivel deberá ser extraído antes de iniciar con el siguiente. En la Figura 4 se indica como se asignan los niveles de la Figura 3.

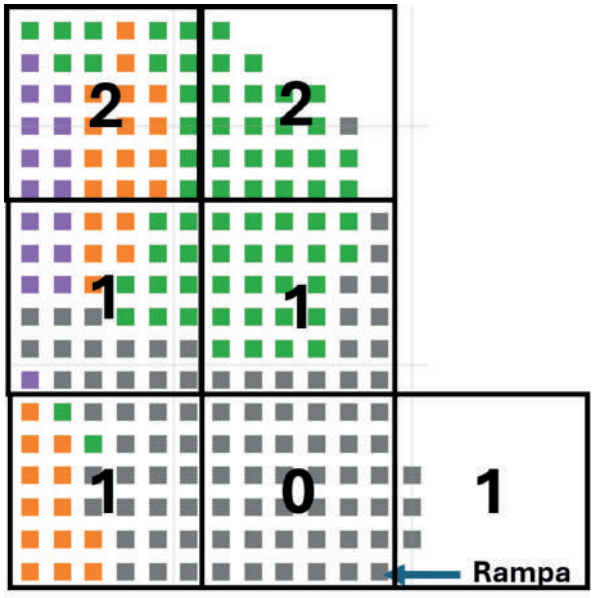


Figura 4. Asignación de niveles según la distancia nominal con respecto al Bloque Mayor inicial (nivel 0).

2.3 Etapa 3: generación de propuestas de mining cuts

Como se observa en el ejemplo de la Figura 4, los Cuadrado Mayores tendrán dos posibles casos, podrán tener su área completa con sus bloques correspondientes o podrán estar parcialmente completos, con ello los Cuadrados Mayores serán clasificados como Completos o Parciales. La Etapa 3 se divide en dos partes:

2.3.1 Etapa 3a: Cuadrado Completos.

El área de un Cuadrado Completo se abordará con el *mining cut* de área igual a la capacidad operativa, maximizando el ritmo de extracción. La asignación dependerá de la cara libre que tenga el Cuadrado Mayor al momento de ser extraído, esto porque siempre se asignan las geometrías con un lado mayor paralelo a la cara libre, asegurando el máximo de ancho operacional. Para evitar generar superficies incompletas, la asignación de los *mining cuts* siempre deben partir desde el extremo del Cuadrado Mayor para asegurar cubrir su ancho. Esta estrategia para abordar el Cuadrado Mayor permite tener múltiples opciones de asignaciones, tal como se observa en el ejemplo de la Figura 5, donde la cara libre se indica desde el Norte/Sur. La elección definitiva del mining cut dependerá del score que tenga cada propuesta.



Figura 5. Ejemplo de dos asignaciones de *mining cut* para el mismo Cuadrado Mayor entrando por cara libre Norte o Sur.

2.3.2 Etapa 3b: Cuadrados Parciales

La asignación de los *mining cut* en los Cuadrados Parciales sigue ciertas reglas similares al caso de los Cuadrados Completos, por ejemplo, la asignación siempre parte de un extremo para abordar todo el ancho posible, las geometrías que se asignan tienen su lado mayor paralelo a la cara libre y se generan múltiples opciones (propuestas) para extraer el Cuadrado Mayor. Sin embargo, las figuras que esta aborda y las opciones para completar el área del cuadrado es muy diferente. Es posible encontrarse con tres casos de asignación en cuadrados parciales:

Etapa 3b-1 Asignación regular: esta asignación se logra al considerar figuras geométricas con área igual a la producción operativa hasta la producción mínima. La estrategia de asignación inicia con las figuras con mayor área y va disminuyendo si es que no se puede ajustar ninguna otra área. Como se indicó anteriormente, la asignación asegura abordar el ancho de la frente de explotación. Un ejemplo de esto se presenta en la Figura 6a, donde el primer nivel debió ser asignado con un cuadrado de 2x2, porque ninguna otra asignación cumplió con abordar todo el ancho operacional.

Etapa 3b-2 Remanentes absorbidos: dado que no se aceptan geometrías con área menor a la capacidad mínima, debemos evitar que existan agrupaciones de 1-3 bloques que no puedan formar un *mining cut*. La primera forma de abordar esta situación es que estos bloques sean absorbidos por otro *mining cut*, siempre que este no supere la capacidad máxima. En el ejemplo de la Figura 6b se observa que la segunda fila tiene una geometría de área igual a 5 que no es rectangular, debido a que el *mining cut* de 2x2 absorbió dicha geometría.

Etapa 3b-3 *Mining cuts* excepcionales: en el caso de que ninguna propuesta pueda abordar el área completa, incluso agregando remanentes, en este caso se deriva a la generación de mining cut excepcionales. Un *mining cut* excepcional es una agrupación (o bloque individual) que posee menos de 4 bloques y que no puede ser agregado a ningún *mining cut* cercano. Estos solo se asignan al momento de agotar todos los intentos de generar *mining cuts* regulares y su absorción correspondiente. Para ejemplificar este caso se observa la Figura 6c, en

la cual se debió dejar asignado como un *mining cut* excepcional al bloque de la fila final del ejemplo completo. Estos *mining cut* excepcionales pueden ser extraídos en conjunto a otro mining cut, pero superando la capacidad operativa diaria.

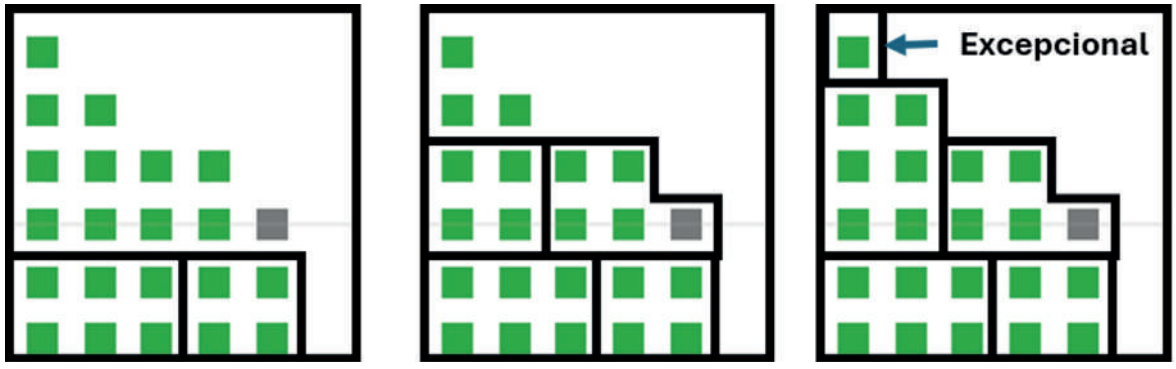


Figura 6. A-. *Mining cut* regulares de 2x3 y 2x2; B-. *Mining cut* con remanente absorbido de capacidad 5 y C-. *Mining cut* excepcional para completar el área del cuadrado.

2.4 Etapa 4: Evaluación de las propuestas mediante un score productivo

Cada *mining cut* de una propuesta en específico reporta, como mínimo, los siguientes aspectos:

- Tonelaje total extraído y tonelaje potencialmente enviado a planta: Se entiende como tonelaje extraído a todo el tonelaje movilizado de la propuesta y el tonelaje enviado a planta es todo el tonelaje clasificado por estrato I, II y III (se asume que no se considera el uso de una tostadora).
- Leyes promedio ponderadas de Cu y As: Las leyes de Cu y As permiten clasificar el material.
- Proporción de mineral con de estrato I, II, III y IV: Se diferencia la proporción de material clasificado por cada estrato.
- Dilución provocada por estéril enviado junto con material procesable: Se considera la cantidad de estéril que puede ser derivado a planta.
- Efectividad de destino: Proporción de aciertos entre el destino del *mining cut* y el destino de los bloques individuales que lo componen.
- Cantidad de *cuts* excepcionales y cantidad total de *cuts*.

El algoritmo posee un sistema de puntaje (score) basado en la asignación de ponderadores a cada aspecto nombrado anteriormente, los cuales aportan por una medida normalizada (dado que la medida de referencia es el Bloque Mayor, se suele utilizar la medida máxima del Bloque Mayor), y se pueden personalizar los ponderadores basados en la estrategia general que se busca reproducir con el algoritmo (tal como se muestra en la etapa de resultados).

2.5 Etapa 5: Secuencia operacional

El capítulo 5 simula la secuencia de extracción del banco. Esta inicia desde el Bloque Mayor inicial (rampa) y actualiza la frente libre de todos los Cuadrados Mayores circundantes, siguiendo el nivel definido en la etapa 2. Definido el orden de secuencia de los Cuadrados Mayores, y dependiendo de la cara libre, se revisa las Propuestas de ese Cuadrado Mayor para esa orientación, y se asigna la propuesta de mayor score, con ello el Cuadrado Mayor es clasificado como extraído y se continua con el Cuadrado mayor más cercano del mismo nivel.

El orden interno de extracción de los *mining cut* debe considerar también su propia cara libre, de esa forma un *mining cut* será extraíble si es que este cuenta con un mínimo tamaño (por ejemplo, en el caso de estudio, este corresponde a 2 bloques).

En el caso de que el algoritmo detecte que un bloque no se puede acceder debido a que sus *mining cut* no cumplen con el ancho mínimo de extracción, ese bloque se clasifica como pendiente y se revisan los bloques más cercanos que estén con cara libre para su extracción. Se extraen dichos bloques y cuando esté habilitado el bloque pendiente, se extrae también.

La ejecución de la Etapa 5 se ejemplifica en la Figura 7, donde se representa la extracción del último Cuadrado Mayor del nivel concéntrico 1 (a) y el primer nivel concéntrico 2 (b). Como se observa, solo se revisa la propuesta que puede tener un acceso por cara libre cuando el bloque ha sido despejado por esa cara.

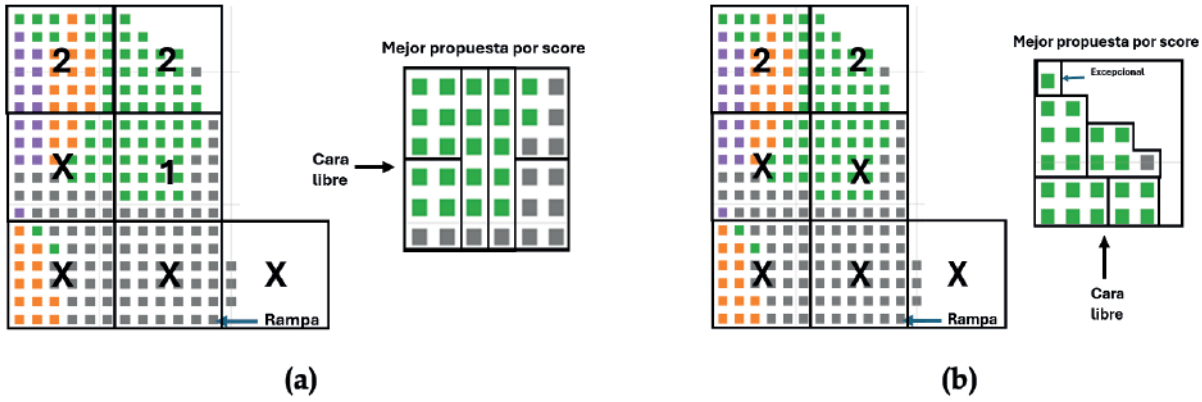


Figura 7. (a) Extracción del último Cuadrado Mayor del nivel 1 por su cara Oeste, (b) Extracción del primer Cuadrado Mayor del nivel 2 por su cara Sur.

2.6 Etapa 6: Resumen de resultados.

El último capítulo de la metodología es el reporte de resultados por medio de tablas y gráficas, como se revisará en la siguiente sección.

3 Resultados y discusiones

El algoritmo descrito en la Sección 2 fue aplicado a un caso de estudio real, aunque los detalles de ubicación y propiedad son confidenciales. Se presentan las estadísticas generales del banco en la Tabla 2 y las estadísticas descriptivas de las leyes de Cu y As en la Tabla 3.

Tabla 2. Estadísticas generales del banco del caso de estudio.

Dimensión	Unidad	Medida
Tamaño de bloque	m (X, Y, Z)	20x20x15
Densidad específica	t/m^3	2.5
Cantidad de bloques	#	1405

Tabla 3. Estadísticas descriptivas de las leyes de Cu (%) y As (ppm).

Estadística Cu	Medida (%)	Estadística As	Medida (ppm)
Media	0.52	Media	80.46
Desviación estándar	0.26	Desviación estándar	86.35
Mínimo	0	Mínimo	0
Primer cuartil	0.43	Primer cuartil	30
Mediana	0.5	Mediana	50
Tercer cuartil	0.62	Tercer cuartil	110
Máximo	1.24	Máximo	471

La empresa encargada de explotar el banco indicado en la Tabla 2 clasifica su material según sus contenidos de As y Cu de la siguiente forma (Tablas 4 y 5). Nótese que los umbrales de As adoptados coinciden con los límites en alimentación derivados de los estratos comerciales de la Tabla 1.

Tabla 4. Clasificación del material según contenido de As.

Clasificación As (ppm)	Mín.	Máx.
As estrato I	0	80
As estrato II	80	200
As estrato III	200	400
As estrato IV	>400	

Tabla 5. Clasificación del material según contenido de Cu.

Clasificación Cu (%)	Mín.	Máx.
Estéril	0	0.23
Mineral	0.23	Máx. del banco

Con ello, en la Figura 8 se observa el banco con todos los bloques con sus destinos asignados según sus leyes de Cu y As. La aplicación del algoritmo consideró dos estrategias diferentes: la primera tendría como objetivo principal el poder separar el estéril del mineral, y la segunda considera lo anterior además de poder separar y mezclar eficientemente el As, para ello la priorización es: separar el mineral de As estrato I, separar y mezclar el As de estrato II, aislar el mineral de As estrato IV y el estéril, y mezclar el mineral para enviar a la planta. Lo anterior se refleja en los ponderadores utilizados en las rondas experimentales que se encuentran en la Tabla 6.

Los resultados de la aplicación del algoritmo se observan en la Tabla 7 y en la Figura 9, donde se resume la cantidad de tonelaje por cada tipo de clasificación, a saber, considerando arsénico (C/As) como caso propuesto, y sin considerar arsénico (S/As) como caso base. Como se observa, el considerar solo aislar el estéril deriva a que una mayor cantidad de mineral se mezcle con As en todas las categorías, lo cual penalizará el proceso a posterior, de acuerdo con lo reportado en [13]. Por lo tanto, a partir de los resultados, toma relevancia que la asignación de los *mining cuts* considere también la mezcla de As en su conformación.

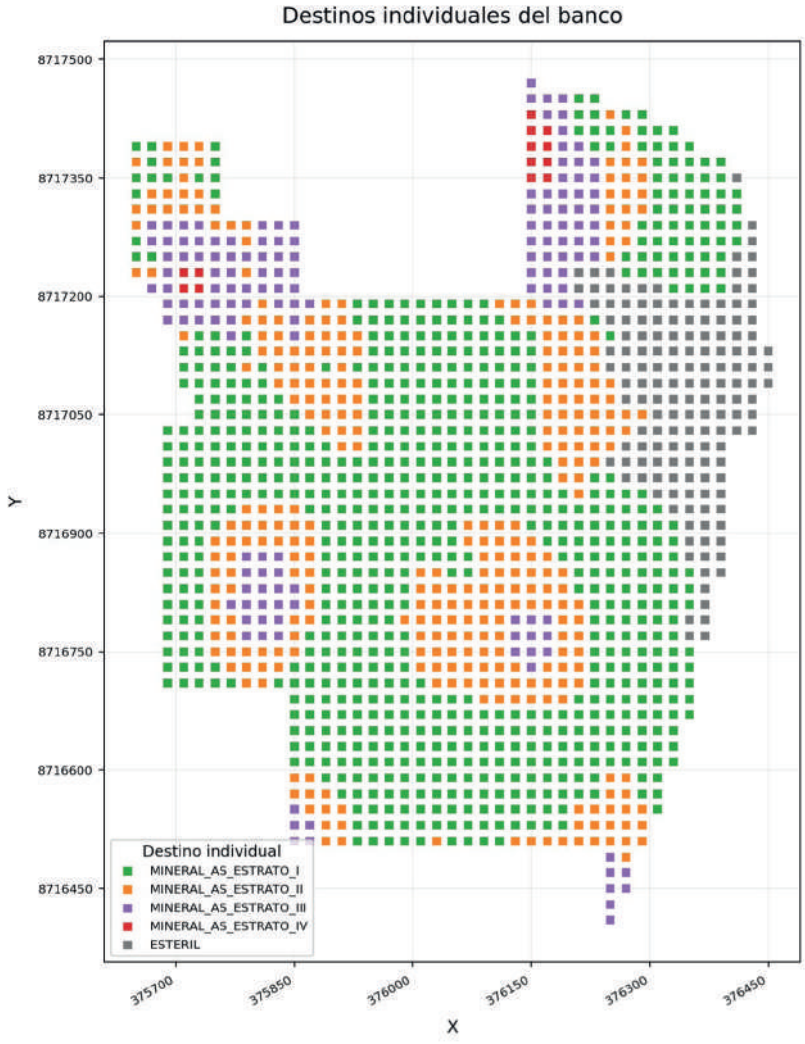


Figura 8. Representación de la composición metalúrgica de los bloques del banco del caso de estudio.

Tabla 6. Ponderaciones según la estrategia que no considera el As y que si la considera.

Ponderador	Solo separación estéril	Separación de estéril y consideración del As
Peso proporción tonelaje planta (favorece la mezcla del As alto)	0	0.25
Peso proporción mineral estrato I	0	2
Peso proporción mineral estrato II	0	1
Penalización proporción mineral estrato III	0	0
Penalización proporción mineral estrato IV	0	2
Penalización proporción sin dato	0	0
Penalización proporción dilución planta	1	1

Tabla 7. Tonelaje y leyes de Cu y As de las estrategias de solo aislamiento de estéril y aislamiento con manejo eficiente de As

Destino	Movimiento (kt)		Cu promedio (%)		As promedio (ppm)		Fino Cu (kt)		Fino As (t)	
	C/As	S/As	C/As	S/As	C/As	S/As	C/As	S/As	C/As	S/As
ESTÉRIL	1.344,6	1.344,6	0,00	0,00	2	2	0,0	0,0	3	3
MINERAL ESTRATO I	15.276,6	14.369,4	0,56	0,56	44	41	85,4	80,7	669	596
MINERAL ESTRATO II	4.228,2	4.795,2	0,52	0,52	143	125	22,0	24,9	603	601
MINERAL ESTRATO III	1.814,4	2.122,2	0,59	0,58	284	271	10,8	12,3	515	576
MINERAL ESTRATO IV	97,2	129,6	0,55	0,58	428	429	0,5	0,7	42	56
TOTAL	22761		0,52		80		118,7		1831	

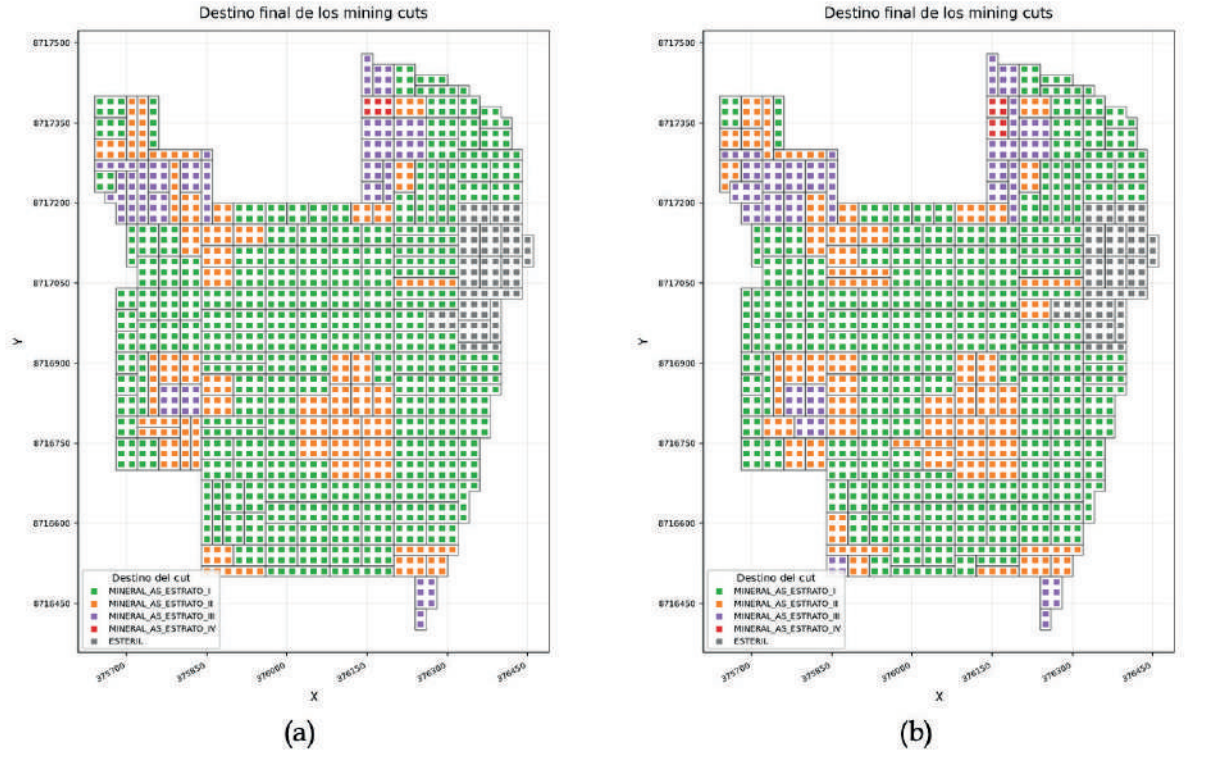


Figura 9. (a) Representación de los mining cuts de la estrategia de separación eficiente de As, y (b) Sin la estrategia de separación.

4 Conclusiones

En este artículo se presentó una metodología que es capaz de secuenciar la extracción de un banco considerando el uso de la capacidad máxima de la pala, el aislamiento del estéril y la mezcla con contaminantes, el cual usualmente es ignorado en las decisiones de planificación de corto plazo. Esta metodología opera teselando todo el banco en cuadrantes de lado igual a la capacidad máxima de la pala, asignando geometrías que representan el *mining cut*, cuyas dimensiones y formas permiten abordar todo el espacio interno de estos cuadrantes. Por otra parte, también se considera la formación de cuadrados parciales cuya área no está completa, para ellas se presenta una alternativa heurística probando geometrías desde la capacidad máxima a una capacidad mínima indicada, absorbiendo o generando *mining cuts* excepcionales. Se organizan los *mining cuts* dentro de los cuadrantes con el fin de poder manipular la mezcla bajo ciertos objetivos, tales como minimizar la dilución, disminuir la proporción de mineral de As medio, aislar el As alto, entre otros.

El algoritmo fue probado en un caso real bajo dos estrategias: aislar el estéril, y aislar el estéril mientras se mezcla de forma eficiente el As. Los resultados muestran que esta estrategia es efectiva en cuanto minimiza la cantidad de mineral que se mezcla con As en todas las categorías, lo cual penalizará el ingreso obtenido. Así, esto permite que se puedan tomar mejores decisiones de planificación de corto plazo.

Agradecimientos

Los autores agradecen el apoyo del Programa de Inserción Académica PIA 2024 de la Vicerrectoría Académica y Prorrectoría, Pontificia Universidad Católica de Chile, y a la Agencia Nacional de Investigación y Desarrollo (ANID Chile) mediante el Proyecto Fondecyt Regular N°1250432.

Referencias

[1] Blom, M., Pearce, A. R., & Stuckey, P. J. (2019). Short-term planning for open pit mines: a review. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 33(5), 318-339.

[2] Nelis, G., Aguilera, C., Campos, A., Manríquez, F., Estay, R., Jelvez, E., & Muñoz, F. (2026). A Stochastic Formulation for the Dig-Limit Definition Problem in Short-Term Mine Planning Under Grade Uncertainty. Mathematics (2227-7390), 14(1).

[3] Nelis, G., Morales, N., & Jelvez, E. (2023). Optimal mining cut definition and short-term open pit production scheduling under geological uncertainty. Resources Policy, 81, 103340.

[4] Salman, S., Muhammad, K., Khan, A., & Glass, H. J. (2021). A block aggregation method for short-term planning of open pit mining with multiple processing destinations. Minerals, 11(3), 288.

[5] Tabesh, M., & Askari-Nasab, H. (2011). Two-stage clustering algorithm for block aggregation in open pit mines. Mining Technology, 120(3), 158-169.

[6] Tabesh, M., & Askari-Nasab, H. (2013). Automatic creation of mining polygons using hierarchical clustering techniques. Journal of Mining Science, 49(3), 426-440.

[7] Sari, Y. A., & Kumral, M. (2018). Dig-limits optimization through mixed-integer linear programming in open-pit mines. Journal of the Operational Research Society, 69(2), 171-182.

[8] Quelopana, A., Órdenes, J., Araya, R., & Navarra, A. (2023). Geometallurgical detailing of plant operation within open-pit strategic mine planning. Processes, 11(2), 381.

[9] Leiva, C., Lespay, H., Quelopana, A., & Navarra, A. (2025). Optimization in Mineral Processing: A Novel Matheuristic for a Variant of the Knapsack Problem. Minerals, 15(4), 427.

[10] Fountain, C. (2013). The whys and wherefores of penalty elements in copper concentrates. MetPlant 2013: Metallurgical Plant Design and Operating Strategies, AusIMM, Perth, Australia, 502-518.

[11] Long, G., Peng, Y., & Bradshaw, D. (2012). A review of copper-arsenic mineral removal from copper concentrates. Minerals Engineering, 36-38, 179-186.

[12] Pérez, K., Toro, N., Gálvez, E., Robles, P., Wilson, R., & Navarra, A. (2021). Environmental, economic and technological factors affecting Chilean copper smelters - A critical review. Journal of Materials Research and Technology, 15, 213-225.

[13] GB 20424-2006 (2006). The specification for limit on harmful element content of the heavy metal concentrates products. Standardization Administration of China, Beijing. Reemplazada por la GB/T 20424-2025, vigente desde el 1 de septiembre de 2025.

[14] International Mining (2016). High-arsenic copper concentrates. Disponible en: https://im-mining.com/2016/02/23/high-arsenic-copper-concentrates/ (consultado en 2026).