

PROYECTO DOPPLER – EDV

Docente: Gonzalo Nelis

Equipo: N°2

Etiqueta Equipo: B1

Fecha: 28 de enero de 2021

Integrantes: Juan Marcelo Paz
Felipe Cortés González
Carlos Choquepuma Yucra
Tomás Sanchez Pucheta
Tamara Vivanco Navarrete

Estadísticas básicas del yacimiento

El modelo de bloques provisto, muestra un yacimiento bajo superficie con contenido de minerales oxidados y sulfurados, cuyas dimensiones son: 1060 [m] en el eje “y”, 345 [m] en el eje “z” y 1780 [m] en el eje “x”. Se tiene un total de 116640 bloques, los cuales contiene variables de tonelajes, ejes coordenados, tipo de roca y ley de cobre. Se realizó un análisis general, obteniendo resultados de estadística básica, tal como valores extremos y promedios, en conjunto con la curva de tonelaje vs ley (Gráfico 1) e histograma (Gráfico 2), para mayor detalle revisar Anexo A.

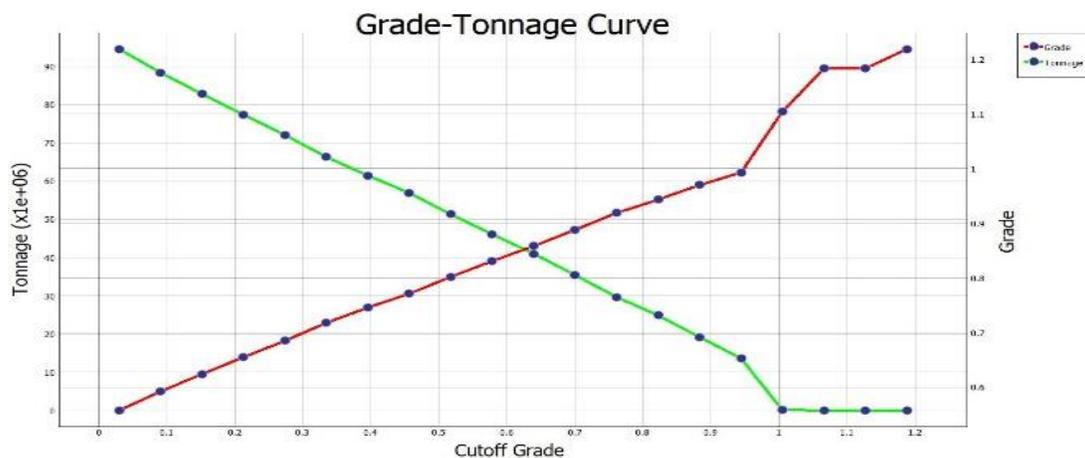


Gráfico 1: Curva Tonelaje Ley

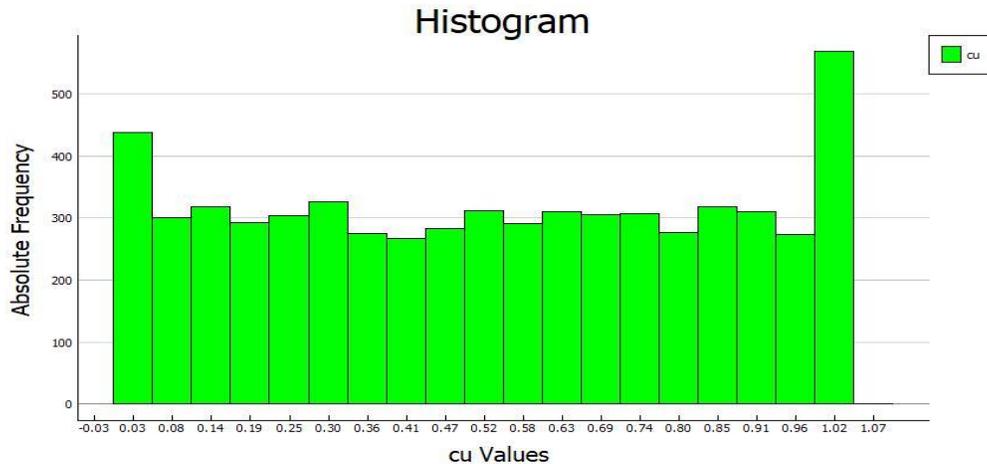


Gráfico 2: Histograma

Por otro lado, en la visualización de histogramas de la ley de corte, se observó que las mayores frecuencias por sobre valores 0.15%, se encuentran para valores entre 0.2-0.3%, 0.7% y 1.02%. Posteriormente, se realizó el mismo análisis para la variable “rocktype”, con el fin de observar las distribuciones de material lastre y la cantidad de mineral oxidado y sulfurado en el yacimiento. Se obtuvieron 102487 bloques de material lastre, 5931 de mineral sulfurado y 8222 de material oxidado. Si bien, el material oxidado se encuentra en mayor abundancia que el material sulfurado, la variación en las sus leyes geológicas promedios no varía significativamente, teniendo valores de 0.041% y 0.042%, respectivamente¹.

Cálculo de pit final y pits anidados

Se realizó la definición de “pit final”, mediante la utilización de los datos económicos entregados y la creación de nuevas columnas, tales como: costo de envío de material a botadero, costos de planta, recuperación según el tipo de roca y valorización de los bloques. Por otro lado, fue necesario hacer una definición de precedencias, las cuales entregaban el ángulo de talud para cada tipo de roca en el yacimiento.

Para la definición de las precedencias, se consideró una distancia vertical de 135 [m], teniendo en cuenta 9 bancos (de 15 [m]), como una cantidad adecuada para entregar una buena calidad al modelo de aplicación de precedencias. Posteriormente, se generó la visualización de la forma del pit final, para el precio de Cu entregado (ver Anexo B), obteniéndose un total de 17238 bloques y un “Pit Value” de 1227 [MUSD].

Por otro lado, ante la necesidad de visualizar diversos posibles escenarios y entregar al modelo un concepto más estocástico, se realizó la aplicación del *Revenue Factor* (R.F), para la simulación de diversos precios de Cu y así formar los distintos “pits anidados”, permitiendo observar aquellos sectores que tienen el mayor potencial de extracción bajo condiciones de precios reducidos y tener una idea de hacia donde se dirigen las expansiones en caso de que los precios aumenten, de tal forma de tener base de decisión para la construcción de infraestructura que no interfiera con posibles nuevas fases de expansión. Se consideró un R.F entre 0 y 1.5 (Gráfico 3), considerando el posible escenario en el cual los precios de Cu sean mayores que el precio establecido en el pit final.

¹ El cálculo de las leyes geológicas promedio, fue realizado mediante planilla Excel en base a la información del modelo de bloques, utilizando un promedio ponderado entre la ley Cu y el tonelaje respectivo al bloque.

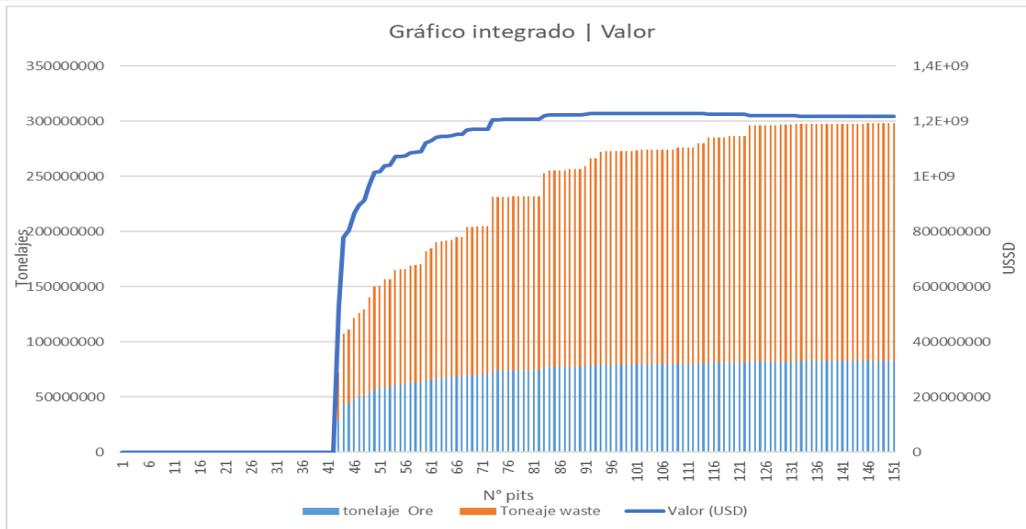


Gráfico 3: Pit by pit

Selección de fases

Considerando las curvas de tonelajes y valores entregados para cada uno de los pits anidados, se observó que después del pit N°89, el crecimiento en cuanto al valor no es significativo y comienza a descender después del pit N° 100 (R.F=1). Además, la relación estéril/mineral sigue creciendo (más detalle en el Anexo B). Debido a lo anterior, es que se escogió a este pit como el límite para el análisis.

Para la selección del número de fases, se consideró el parámetro operativo y de tonelaje entre fases, es decir, se debe considerar un espacio suficiente para la operativización del pit, permitiendo a los diversos equipos su correcto desempeño en los diferentes frentes. Por otro lado, se consideró que los tonelajes entre fases deben ser lo más parecidos posibles, de tal forma de evitar sobrecargar las capacidades de planta o disminuir el envío de material a estas, lo cual en ambos casos significa pérdidas de eficiencia.

Por lo anterior, se consideraron 3 fases (Figura 1), las cuales tienen un tonelaje aproximado de 85 [Mton] entre ellas. La fase 1 corresponde al pit N° 43, la fase 2 al pit N° 59 y la fase 3 al pit N° 89. La información básica de estos pits se observa en la tabla 1 y para la visualización del espacio operativo ver Anexo B.

Tabla 1: Información básica de los pits definidos para cada una de las 3 fases.

N° pit	Tonelaje Total [Mton]	Razón E/M	Valor [MUSD]
43	71	1.48	527
59	170	1.69	1089
89	256	2.30	1223

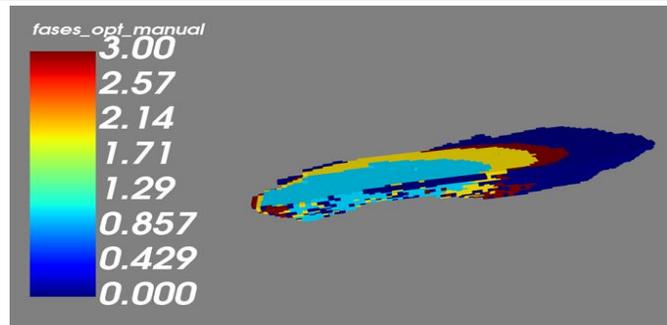


Figura 1: Fases [43-59-89]

Agendamientos y comparación entre el convencional y DBS

Se realizó un plan de producción, mediante la definición de los diferentes *pushbacks*, en diversos periodos, para las fases previamente definidas. Mediante la metodología convencional, se realizó un agendamento óptimo manual y posteriormente, se realizó el agendamento de forma automática y se observaron diferencias entre estos métodos (el detalle en Anexo C).

Se observó que el agendamento óptimo manual generó periodos más cortos, dada las condiciones de productividad impuesta, convertidas a toneladas por año. Este agendamento entrega un VPN equivalente 448.786.660 [USD]. Por otro lado, la metodología automática, por su parte, entrega un VPN de 454.882.758 [USD], siendo muy parecido al objetivo por agendamento manual.

Finalmente, se realizó la aplicación del método *Direct Block Scheduling (DBS)*, el cual permite realizar el proceso de agendamento de forma directa, bajo condiciones de capacidades, *blending*, destinos y *stocks*. Para este informe, se consideró restricciones en destino, capacidades de mina y planta, sin considerar *blending* ni *stocks*. Se usaron dos modelos de agendamento directo de bloques, para ello se utilizó la heurística por “*TopoSort*” y “*Sliding Window*” entregando un VPN de 627 [MUSD] y 7653 [MUSD], respectivamente.

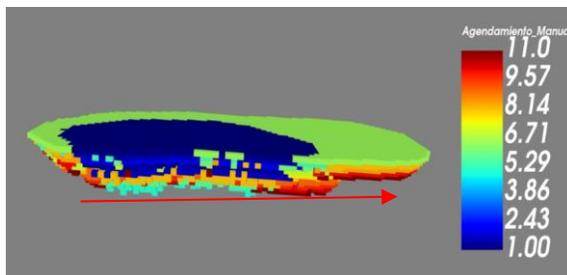


Figura 2: Agendamento manual

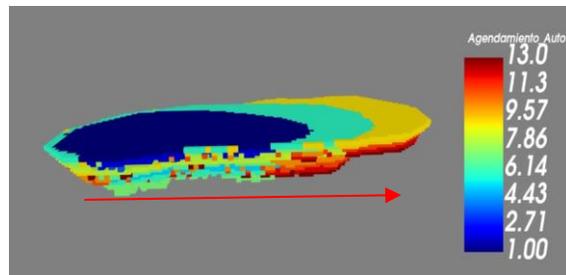


Figura 3: Agendamento automático

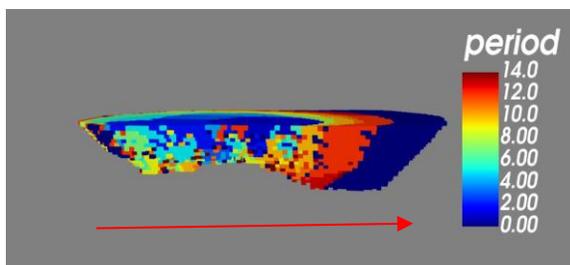


Figura 4: Agendamento DBS – *TopoSort*

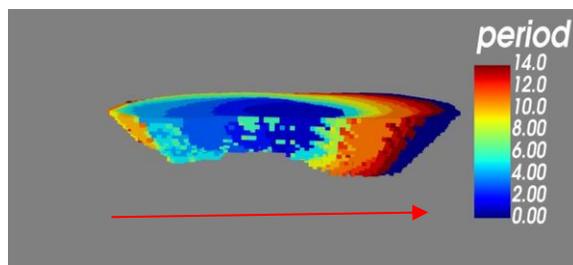


Figura 5: Agendamento DBS – *Sliding Window*

La dirección de avance de los *pushbacks* es clara y en un sentido (flecha roja), tal como se observa en las figuras 2 a 5, en las cuales los colores rojos y amarillos, indican la parte final de extensión. Por otra parte, las geometrías de cada *pushback* son similar, partiendo desde la parte semi central del pit final, y expandiéndose hacia los costados, con diferencias mínimas atribuidas al método de resolución de cada algoritmo.

Análisis adicional 1: transición a minería subterránea

Con la información obtenida de los pits anidados, se determinó el punto en el cual es recomendable comenzar métodos de transición a minería subterráneas, considerando el factor *Allowable Stripping Ratio* (A.S.R). Este factor, considera los costos de extracción de material tanto en minería subterránea como a cielo abierto, definiendo una relación la intervine en la decisión de comenzar la transición entre método cielo abierto y subterráneo (detalle en anexo D).

Por otro lado, con el fin de ampliar el análisis, se utilizó el factor *Break Even Stripping Ratio* (B.E.S.R), de tal manera de considerar hasta qué punto es viable la ampliación del pit, en caso de no ser factible la implementación de una transición. Lo anterior, puede ser posible debido a que el análisis económico de las reservas restantes no es favorable para la aplicación del método subterráneo, sin embargo, esa conclusión requiere de un análisis detallado de dichas reservas y los costos involucrados en la transición, el cual no fue abordado en este informe.

Se consideró desde el pit N° 53 al 151, siendo los que presentan tonelajes significativos para ser explotados. Mediante la utilización del método Monte Carlo, se realizó una simulación de 100 escenarios para las variables involucradas en el A.S.R y B.E.S.R, considerando la ley de Cobre geológica utilizando el tonelaje de mineral (óxidos y sulfuros) y el tonelaje total, para cada uno de los pits analizados.

$$A. S. R = \frac{C_{un}-C_{op}}{C_w} \quad (1)$$

C_{un}: Costo de extracción de 1 tonelada de mineral mediante minería subterránea (USD/ton).

C_{op}: Costo de extracción de 1 tonelada de mineral mediante minería a cielo abierto en [USD/ton] (no considerando el costo de remoción de lastre).

C_w: Costo total de remoción de 1 m³ de material lastre por método cielo abierto (USD/m³).

$$B. E. S. R = \frac{10gRP-(c+b)}{a} \quad (2)$$

g: ley de Cobre (%)

R: recuperación (decimal)

P: precio de Cobre (USD/kg)

c: costo de proceso (USD/ton)

b: costo mina (USD/ton)

a: costos de remoción de lastre (USD/ton)

Los valores reemplazados en la Ecuación 1 y 2, fueron estimados mediante la simulación Monte Carlo, considerando rangos que incluyeron los valores base entregado en el proyecto, en base a una distribución de probabilidad aleatoria, a excepción de la ley de Cobre, como ya se mencionó.

Los resultados de la simulación se observan en el Gráfico 4, obteniendo un punto recomendado de transición para el pit N° 88, en el cual la relación estéril / mineral supera al factor A.S.R. Por otro lado, de no considerar la opción de transición, el punto máximo de expansión de fases en el yacimiento es recomendado para el pit N° 100 (ver Figura 6), el cual coincide con el punto en el cual el "pit value", comienza a decrecer.

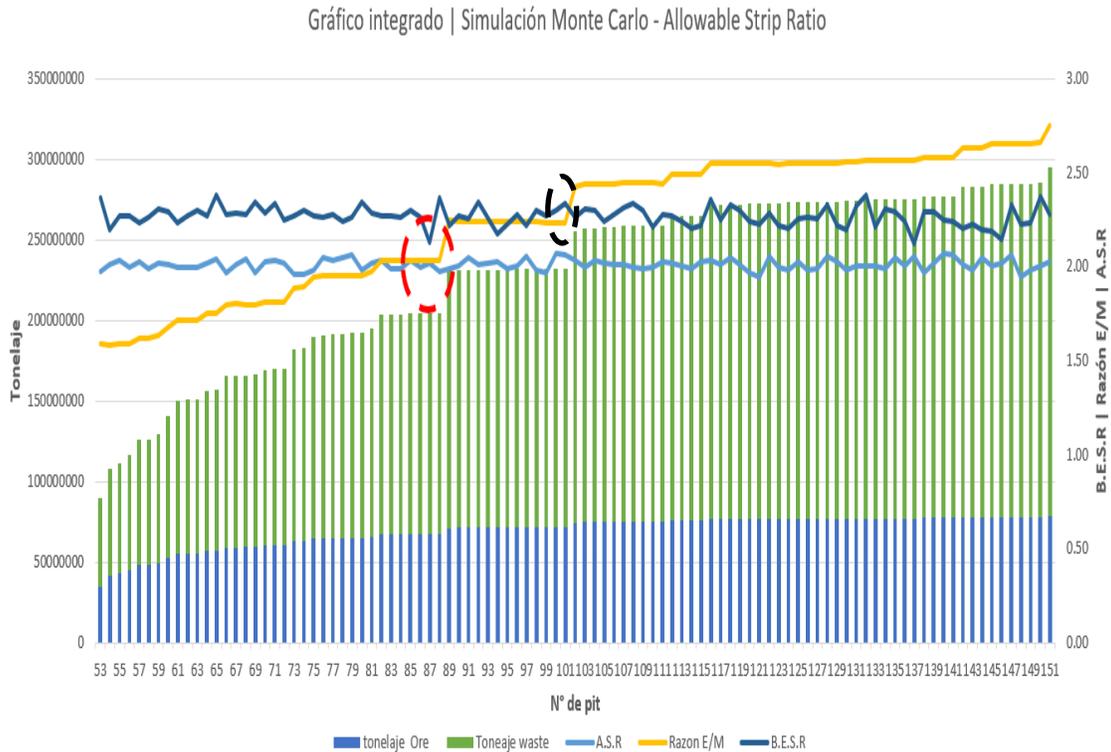


Gráfico 4: Simulación Monte Carlo.

Se observa en el círculo rojo el punto en el cual la relación estéril / mineral se encuentra por sobre el factor A.S.R, ubicado en el pit 88. En el círculo negro, se observa el punto límite sugerido para la explotación mediante minería a cielo abierto.

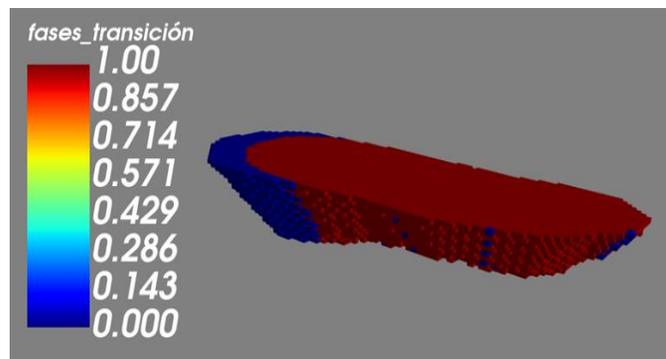


Figura 6: Visualización del pit N° 88

La zona roja muestra el pit N° 88, el cual representa el punto de transición a minería subterránea. En azul se observa el pit final.

Destacar que los resultados que se han obtenido, son valores conservadores dada la herramienta de análisis empleada. Por lo que se sugiere realizar un análisis más detallado, completo y preciso con la ayuda de la herramienta de la Inteligencia Artificial, para de esta forma mejorar la toma de decisión de transición de método de explotación.

Análisis adicional 2: Valorización de bloques con recuperación variable

Leyes Variables

En la valorización de bloques, se ha considerado hasta ahora una recuperación metalúrgica constante. Sin embargo, si consideramos que la recuperación varía en forma lineal con la ley ² de acuerdo con la siguiente función: $y = 0.8333x + 0.081$. Donde x representa la ley e y la recuperación variable (ver Anexo D), las condiciones de valoración del pit final cambian.

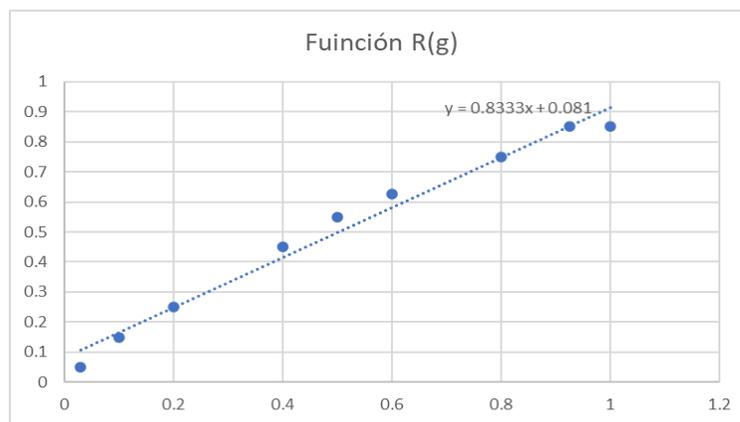


Gráfico 5: Función lineal de la Recuperación (R) en función de la ley (g).

Tabla 2: Comparativa entre pit finales.

Recuperación Fija	Recuperación Variable
Valor del Pit [MUSD]	Valor del Pit [MUSD]
1227	1074
Número de bloques	Número de bloques
17238	17193

El resultado muestra que al no utilizar una recuperación variable se estará sobreestimando los recursos minables y sobrevalorando el valor del pit en 153 MUSD. En consecuencia, al utilizar la función de recuperación variable, estaremos entregando el resultado de una envolvente económica más conservadora y confiable de nuestros recursos minerales técnica y económicamente explotables.

² Referencia: Presentación del Profesor Nelson Morales Valera. "Leyes de Corte y Pit Final con Recuperación Variable". Escuela de Verano Delphos 2021.

ANEXOS

Anexo A: Estadísticas básicas

Se presentan las visualizaciones de los diferentes histogramas de frecuencia y gráfica de tonelaje vs ley del modelo de bloque.

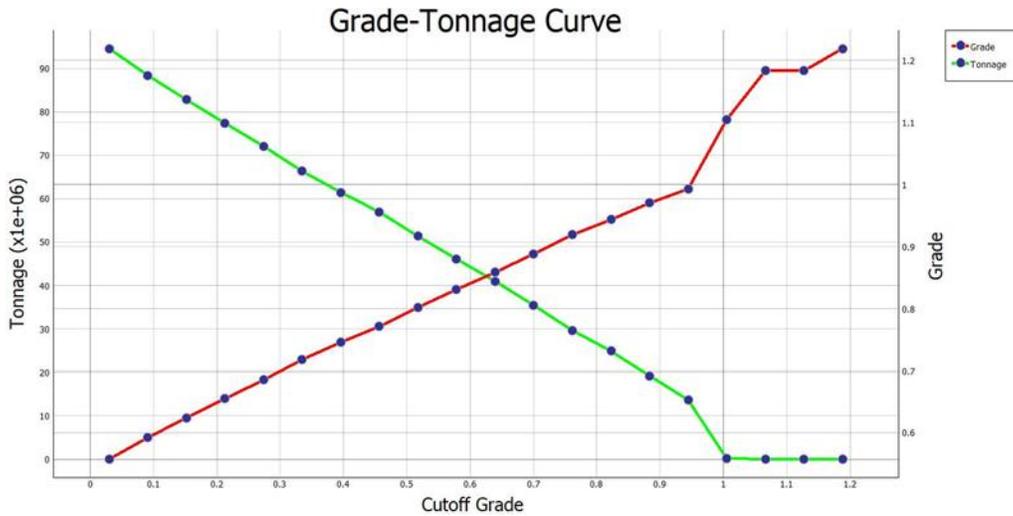


Gráfico 6: Tonelaje vs ley de Cu.

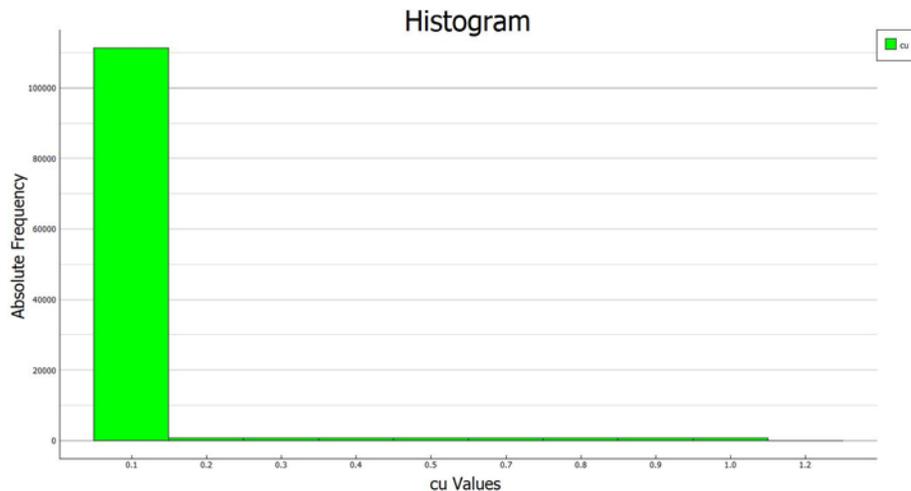


Gráfico 7: Histograma de frecuencias (1/2). El rango considerado es desde el mínimo valor (0%) al máximo (1.219%).

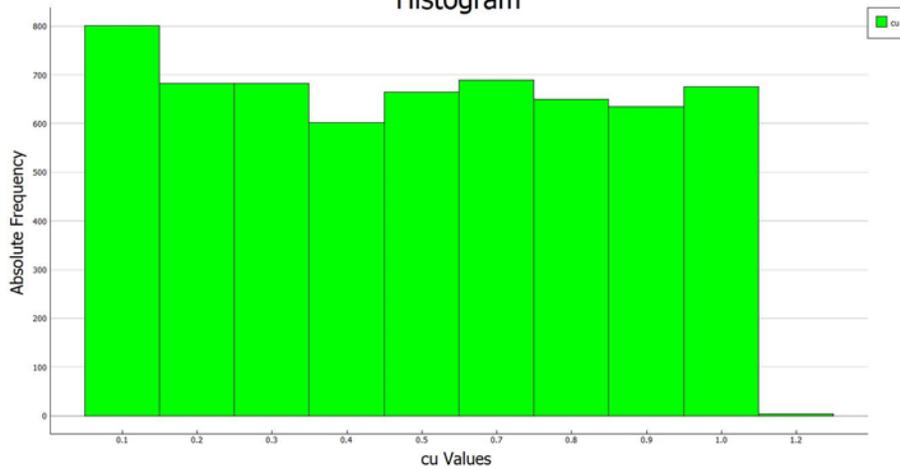


Gráfico 8: Histograma de frecuencias (2/2). El rango considerado es desde 0.001% al máximo (1.219%).

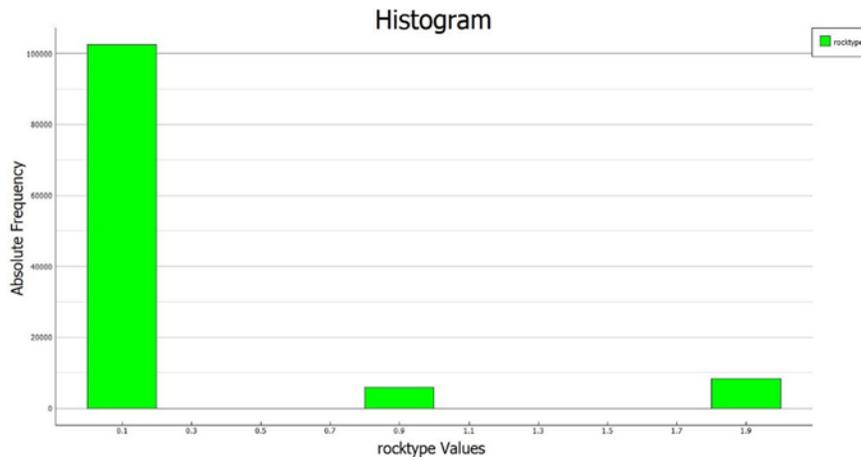


Gráfico 9: Histograma de frecuencias según el tipo de roca. Se observa que el material lastre tiene la mayor frecuencia, seguido de los óxidos y sulfuros, respectivamente.

Tabla 3: Resumen de valores extremos para las variables básicas del modelo de bloque

	Attribute	Min	Avg	Max
1	x	-120.00000000	770.00000000	1660.00000000
2	y	-120.00000000	410.00000000	940.00000000
3	z	-75.00000000	97.50000000	270.00000000
4	ton	12000.00000000	16143.77109053	16380.00000000
5	cu	0.00000000	0.02790168	1.21900000
6	rocktype	0.00000000	0.19182956	2.00000000

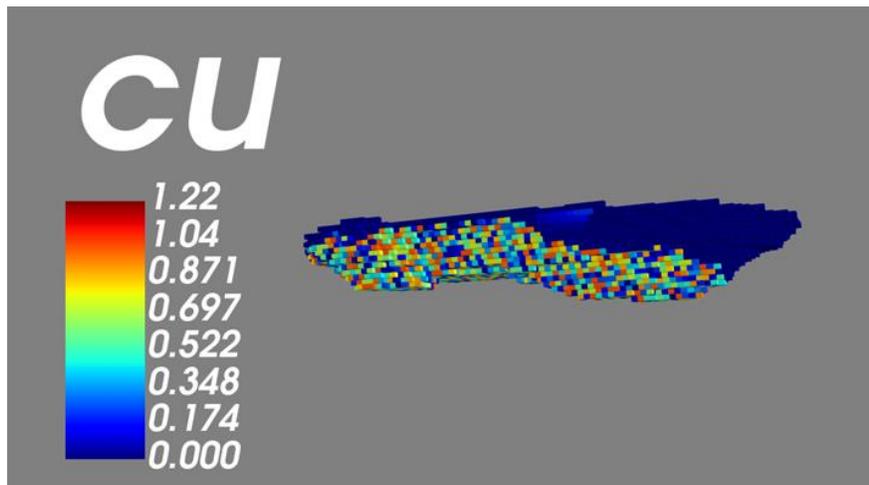


Figura 7: Distribución de leyes en el modelo de bloques, filtrado por tipo de roca. En este caso, es relevante los óxidos y sulfuros de Cobre.

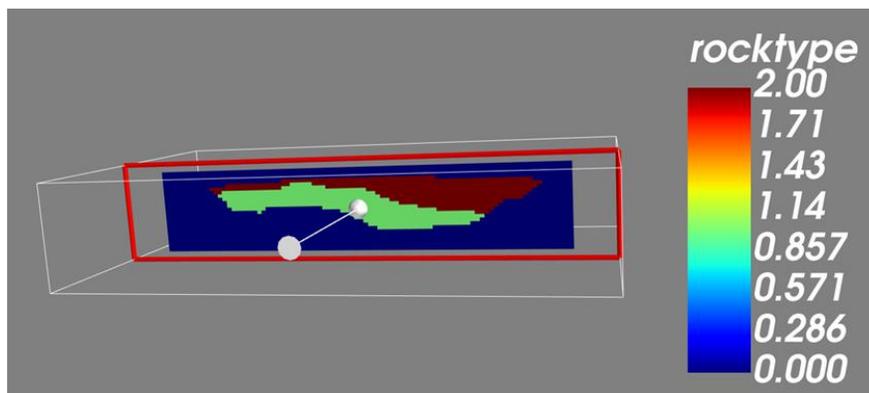


Figura 8: Visualización de los tipos de rocas en el modelo de bloques. Se realizó un corte en los ejes xz.

Anexo B: Cálculo de pit final, anidados y selección de fases

Para la obtención del pit final y anidados, fue necesaria la información económica y de precedencias (ver Tabla 2). En cuanto al “*pit value*”, que corresponde a la suma del valor de todos los bloques que están en el pit final, resultó ser de 1227 [MUSD] con 17238 bloques.

Tabla 4: Tabla de datos requeridos para incorporar los inputs al software, de tal forma de obtener el pit final y los respectivos pits anidados.

Parámetro	Valor
Precio (Cu) [US\$/lb]	2.8
Costo Mina [US/ton]	2
Costo Planta Sulfuros [US/ton]	7.2
Costo Planta óxidos [US/ton]	5.1
Costo Venta	0.15
Recuperación óxidos	60%
Recuperación sulfuros	80%
Angulo de Precedencia	[42,45,48]
Capacidad de Minado [tpd]	50,000
Capacidad de Planta [tpd]	30,000

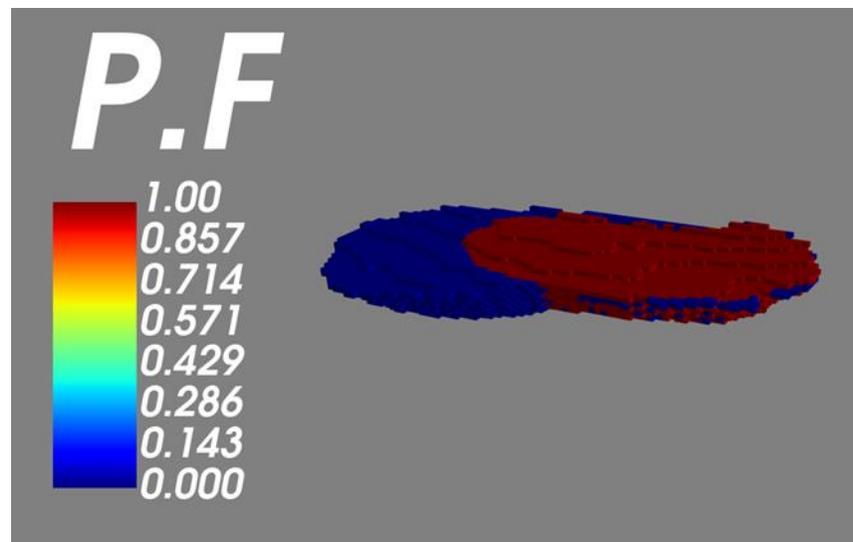


Figura 9: Geometría del pit final (1/2), filtrado por tipo de roca, sin considerar la maximización entre costos de botadero y valor planta.

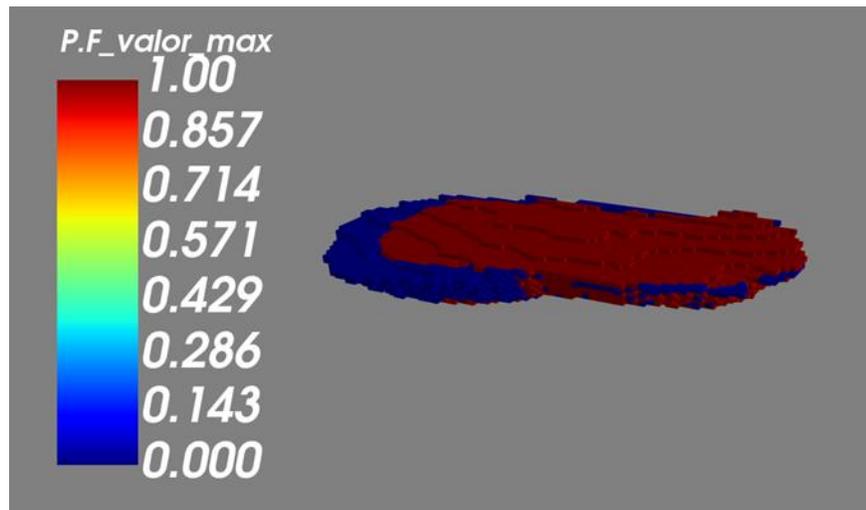


Figura 10: Geometría del pit final (2/2), filtrado por tipo de roca, considerando la maximización entre costos de botadero y valor planta.

Por otro lado, se exportó la información de los pits anidados a una planilla *Excel*, de tal forma de poder realizar los cálculos de la relación estéril mineral y realizar una representación gráfica de esta, comparándola con la curva en función del valor del pit (Gráfico 10), y decidir sobre el pit límite a considerar y el número de fases involucradas.

Gráfico integrado | Valor

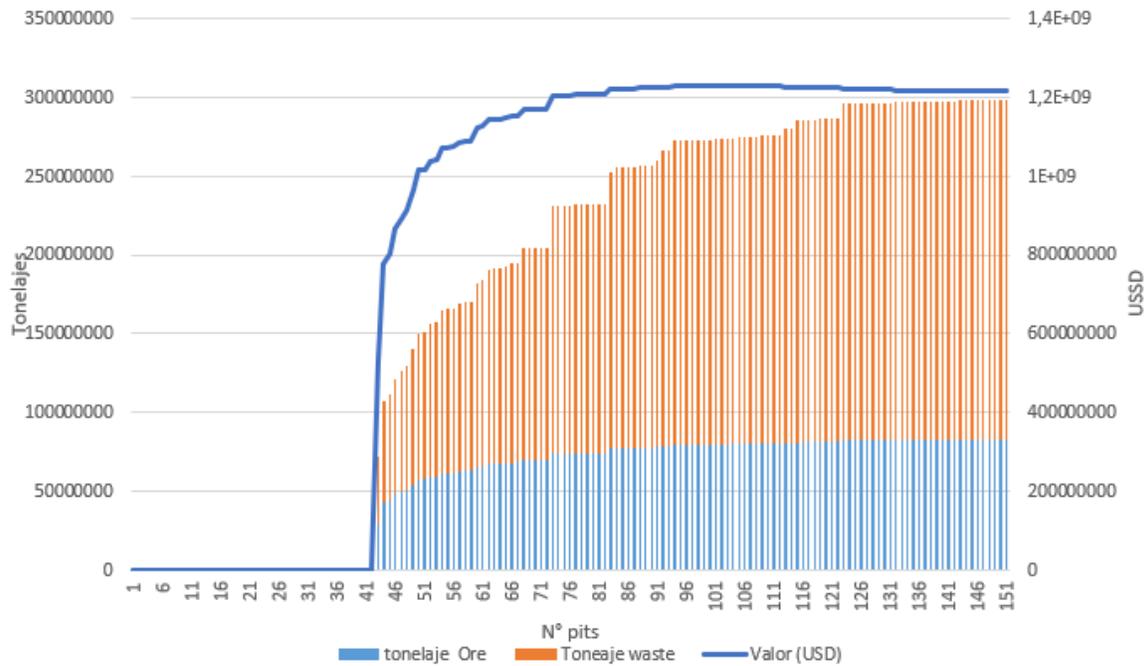


Gráfico 5: Gráfico integrado que relaciona la valoración de cada pit anidado con sus respectivos tonelajes totales, los cuales están divididos entre material lastre y material con valor económico.

Para la visualización del espacio operativo disponible, tal como se observa en el Gráfico 11, se analizó de forma gráfica que se presente un espacio suficiente para el desempeño de equipos. Si bien, el análisis requiere un nivel de detalle superior, pero para efectos de este informe no fue realizado.

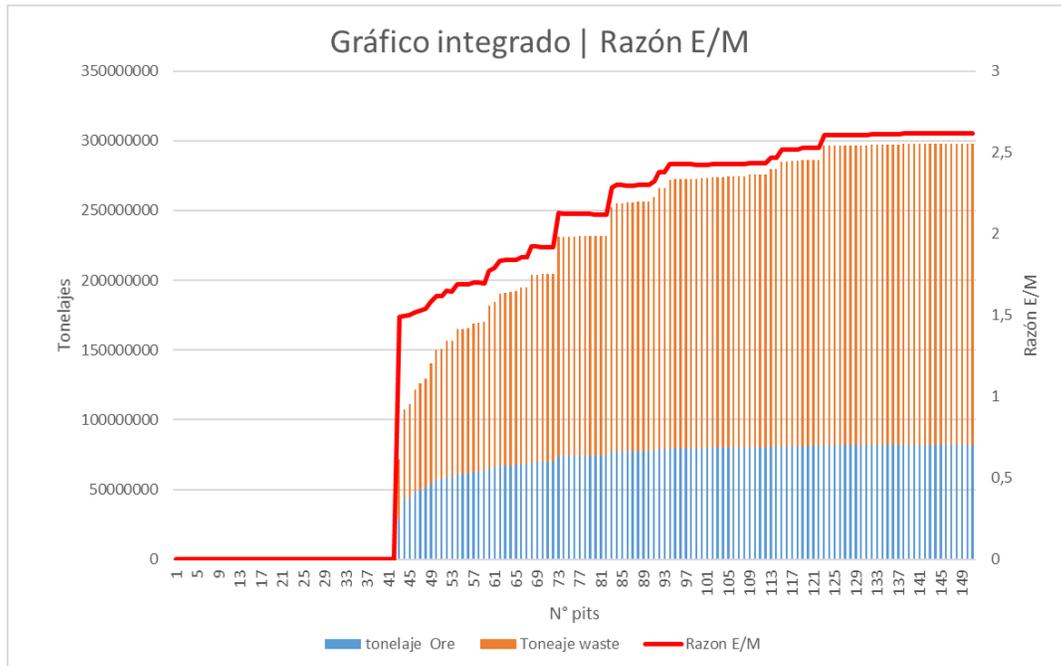


Gráfico 6: Gráfico integrado que relaciona la ley estéril/mineral de cada pit anidado con sus respectivos tonelajes totales, los cuales están divididos entre material lastre y material con valor económico.

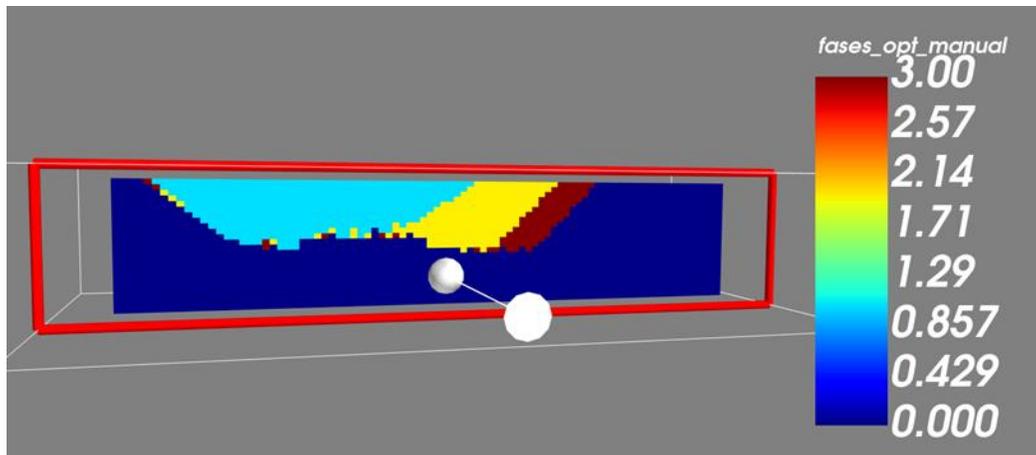


Figura 11: Visualización de las fases elegidas, considerando un corte en los ejes xz. El color celeste indica la fase 1, el amarillo la fase 2 y el café oscuro la fase 3. Se observó una dirección hacia el eje x en el desplazamiento del pit.

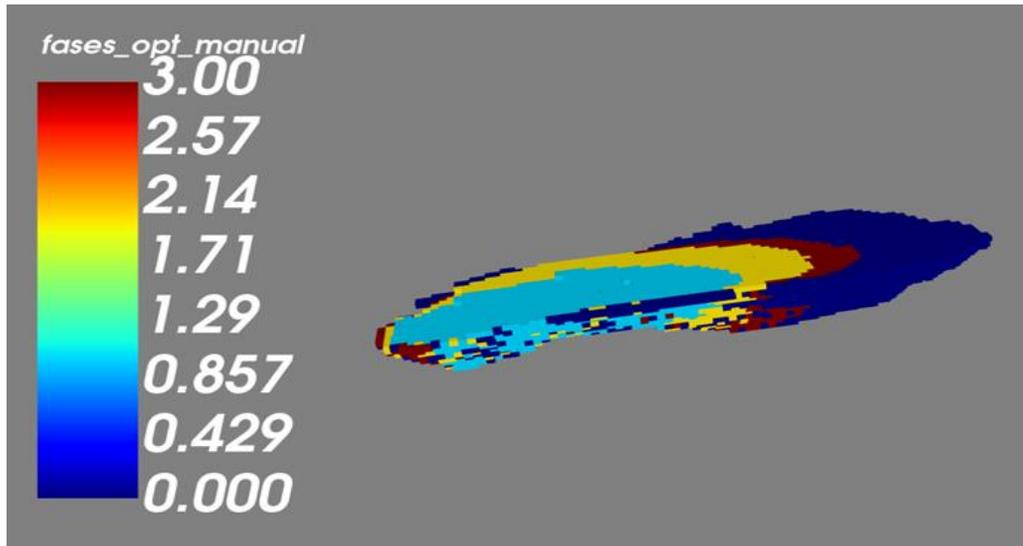


Figura 12: Vista isométrica de las fases. Se realizó un filtro por tipo de roca, considerado los óxidos y sulfuros.

Anexo C: Agendamientos

Para la visualización de la distribución de los *pushbacks*, fue requerido aplicar una variable nueva, denominada “tiempo esperado”. Esta variable, permite realizar una visualización cómoda del avance de las diferentes expansiones a lo largo y ancho del pit, en función de los diferentes periodos obtenidos (ver Figura 13 y 14).

La capacidad máxima seleccionada se limitó a 18 [Mton] para mina y 10.8 [Mton], con la finalidad de cumplir los requerimientos en ambos casos.

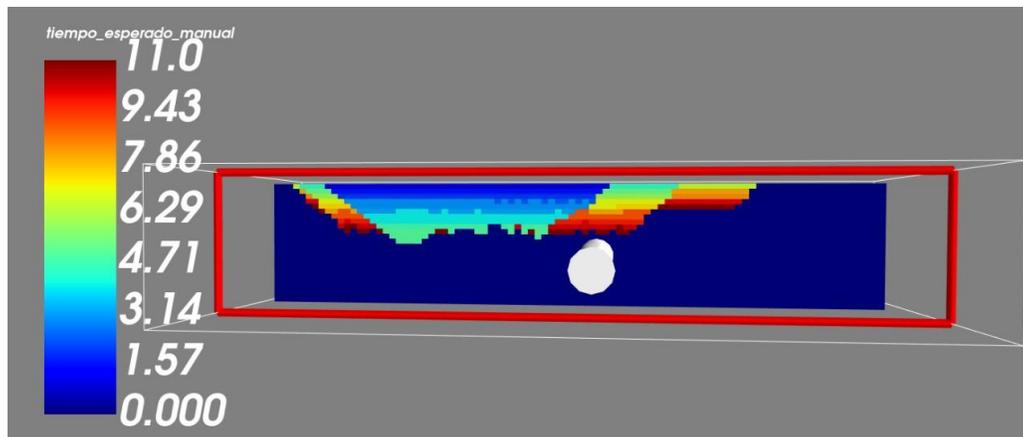


Figura 13: Tiempo esperado para los *pushbacks* obtenidos mediante el agendamiento óptimo manual (eje xz).

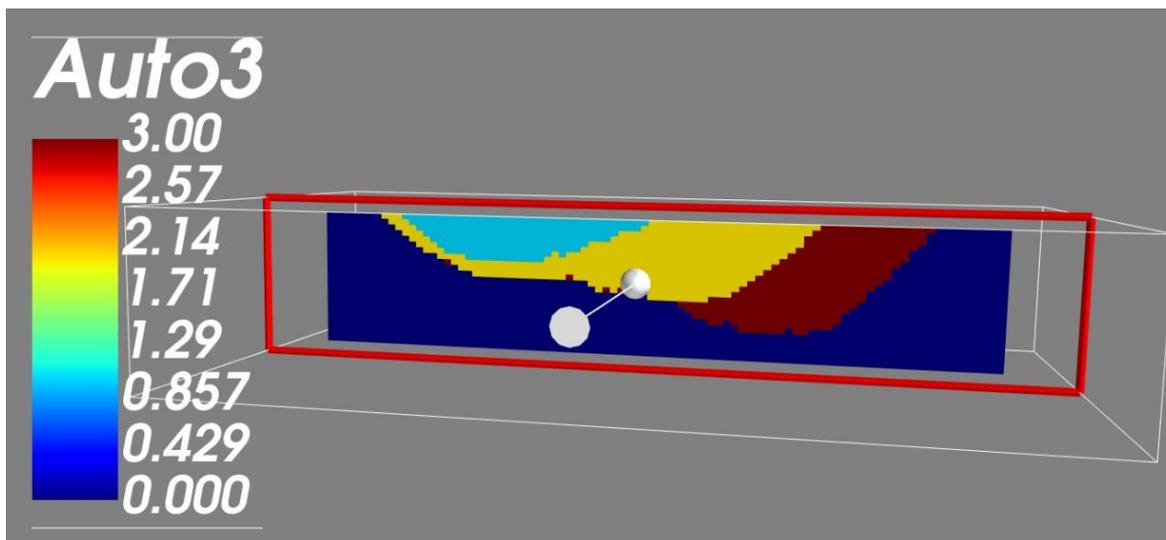


Figura 14: Visualización de la distribución de *pushbacks* mediante la metodología automática. En este caso no fue requerido la utilización del "tiempo esperado", ya que el software entregó una columna (eje xz).

Debido a que la utilización es un problema de optimización, se realizó una exportación de los bloques correspondientes al pit final. De esta manera, se reduce la cantidad de análisis a realizar por el *software* y optimiza los tiempos de procesamiento. Se seleccionaron 2 destinos, planta y mina, con capacidades de 10.8 y 18 [Mton], respectivamente. El proceso de *blending* no fue considerado.

El total de periodos seleccionado fue de 14, obteniéndose una distribución de fases a lo largo del yacimiento. Los resultados se observan en la figura (ver Figura 15).

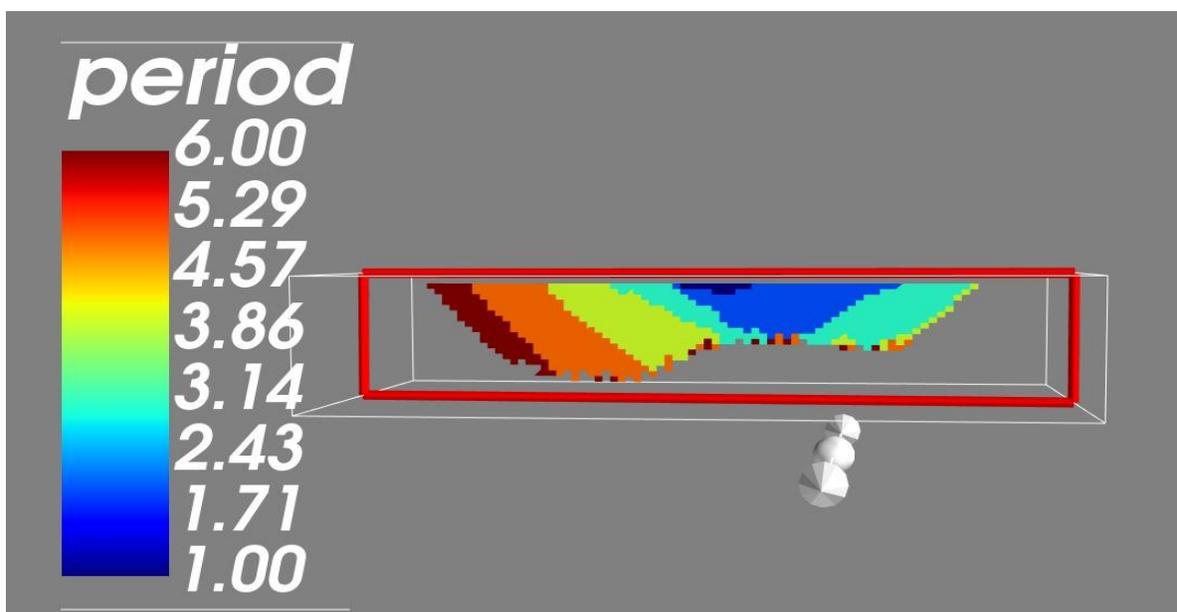


Figura 15: Visualización de los *pushbacks* mediante el método DBS.

En la Tabla 3 se compara el VPN y Ton para cada uno de los agendamientos realizados.

Tabla 5: Resumen de VPN y tonelajes para los métodos de agendamiento.

Método	VPN [USD]
Agendamiento manual	448.786.660
Agendamiento automático	454.882.758
DBS (<i>TopoSort</i>)	627.910.453
<i>Sliding Window</i> (<i>Sliding Window</i>)	753.089.370

A continuación, se comparó el plan de producción usando heurística *TopoSort* y *Sliding Window*.

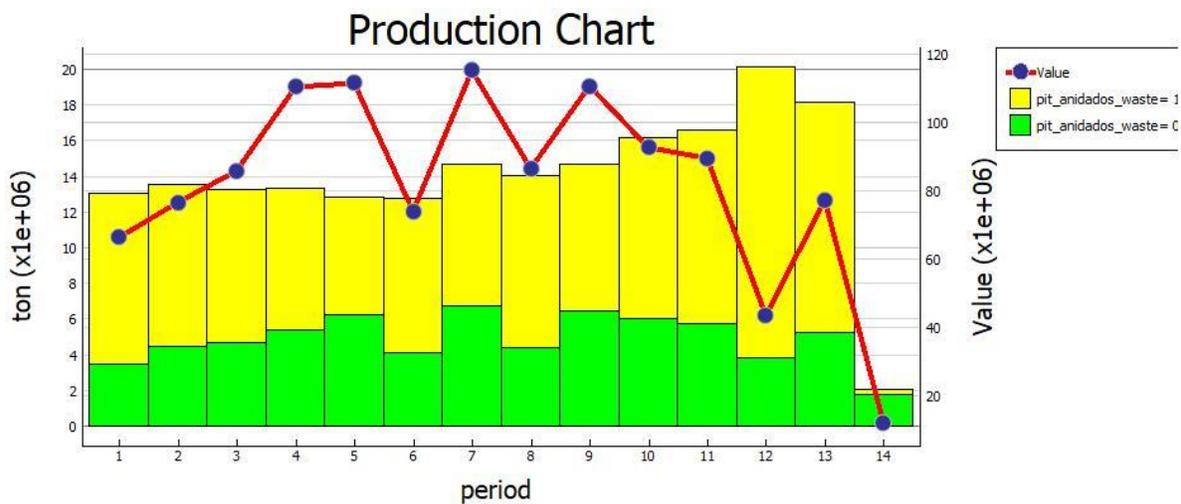


Gráfico 7: Plan de producción DBS – *TopoSort*

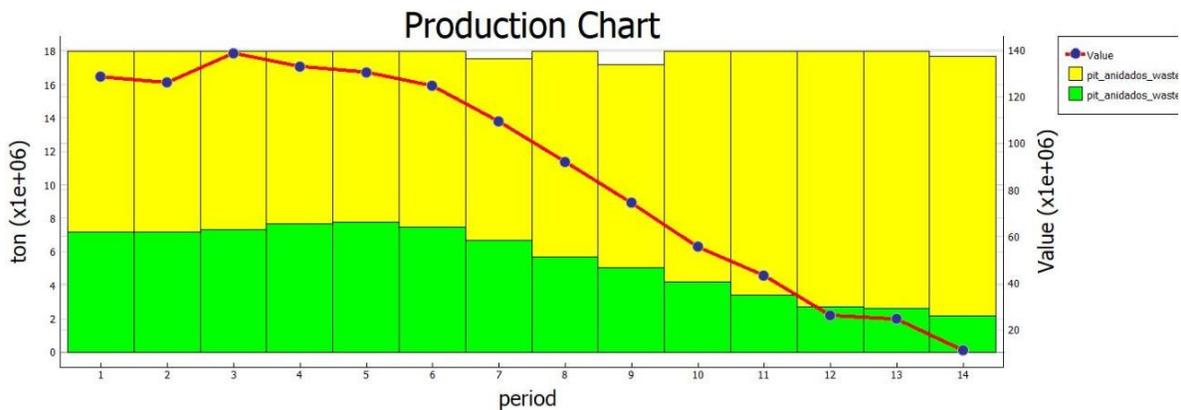


Gráfico 8: Plan de producción DBS - *Sliding Window*

El método DBS- *Toposort*, entrega una valoración del pit más oscilante, en relación a los valores entregados por la el algoritmo *Sliding Window*, el cual entrega una curva más suave y visualmente decreciente. Por otro lado, los tonelajes entregados mediante esta última metodología, son más estables durante los periodos, presentando un decrecimiento suave, en el cual se observa en los periodos iniciales la mayor cantidad de mineral para extraer. Lo anterior, permite obtener una recuperación de inversión en menor tiempo, reduciendo el periodo de *ramp-up* y maximizando el valor de pit, tal como se observó en los resultados económicos.

Anexo adicional D: Transición a minería subterránea

Definición

Allowable Stripping Ratio: entrega una relación que caracteriza la máxima cantidad de *stripping* que es practicable en minería a cielo abierto.

Break Even Stripping Ratio: representa la máxima cantidad de material lastre manejable. Al alcanzar este punto, los costos de extracción del material lastre son iguales al valor obtenidos por la cantidad de mineral que se busca extraer.

Procedimiento

Para la realización de la simulación, se utilizó una planilla *Excel*, en la cual se exportaron los datos obtenidos de los pit anidados. Para la ecuación 1, se utilizó un rango variado de costos, mediante una distribución aleatoria. Se consideró un rango de 10 a 15 [USD/ton] para los costos de extracción de mineral en minería subterránea, entre 5 a 8 [USD/ton] para los costos de extracción de mineral por medio de minería cielo abierto y entre 5 y 7 [USD/m³] el costo de extracción de lastre.

Tabla 6: Extracto del modelo de simulación Monte Carlo para la variable “precio de Cobre”.

precio cu (usd/kg)1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
6.393398	7.495708	7.495708	9.038942	6.834322	6.61386	7.936632	6.172936	8.377556	6.834322	8.81848
6.172936	8.81848	7.054784	7.054784	6.834322	9.038942	6.172936	7.275246	6.172936	6.834322	6.61386
6.834322	6.172936	9.259404	9.038942	6.61386	6.393398	9.259404	9.038942	7.71617	8.377556	7.275246
7.71617	7.495708	9.259404	8.81848	7.275246	9.038942	7.71617	7.936632	9.038942	7.495708	7.71617
6.61386	8.157094	9.038942	9.259404	8.598018	8.377556	6.393398	6.834322	7.71617	7.054784	7.71617
8.377556	7.495708	7.71617	7.495708	7.71617	7.275246	7.275246	6.393398	9.038942	7.936632	9.259404
9.259404	8.598018	7.71617	7.054784	9.038942	6.393398	8.81848	8.81848	7.275246	8.598018	7.275246
8.377556	7.054784	7.71617	7.495708	7.71617	6.834322	8.377556	6.61386	6.834322	7.495708	9.038942
9.038942	8.81848	9.038942	9.259404	8.81848	6.393398	9.038942	8.598018	6.834322	9.038942	9.038942
7.495708	6.61386	8.157094	7.71617	6.834322	8.81848	7.71617	9.038942	7.71617	7.495708	6.393398
6.393398	7.71617	6.172936	6.834322	6.834322	9.259404	9.259404	8.598018	9.259404	9.259404	7.054784
9.259404	9.259404	6.61386	8.377556	7.054784	6.834322	6.834322	6.61386	8.157094	6.834322	8.81848
7.495708	7.495708	7.936632	7.71617	8.377556	7.71617	6.393398	6.834322	7.275246	6.393398	7.275246
6.172936	7.936632	6.61386	6.61386	9.259404	9.259404	6.834322	6.61386	6.172936	6.172936	7.71617
8.157094	7.71617	9.038942	9.259404	7.495708	7.495708	6.172936	6.393398	7.275246	8.377556	6.834322
7.495708	8.598018	7.275246	7.71617	6.393398	8.81848	7.275246	6.172936	6.61386	8.598018	8.377556
8.157094	9.259404	9.259404	6.834322	8.157094	8.598018	7.054784	6.172936	8.157094	6.61386	6.172936
9.038942	7.054784	7.936632	8.81848	8.377556	6.834322	8.157094	6.61386	6.393398	6.172936	8.157094
7.275246	8.157094	7.495708	7.936632	8.598018	7.71617	6.393398	9.259404	6.172936	7.054784	6.172936
6.172936	9.259404	7.936632	7.936632	6.834322	8.157094	6.172936	6.393398	7.71617	6.61386	9.259404
8.377556	6.834322	8.81848	7.71617	8.377556	7.495708	7.495708	7.054784	7.275246	8.377556	7.71617
7.936632	8.81848	7.936632	6.172936	8.81848	9.259404	7.275246	6.834322	7.495708	7.495708	7.275246
6.61386	6.172936	7.054784	8.598018	7.71617	6.172936	8.377556	6.834322	6.393398	6.61386	6.393398
8.81848	9.259404	8.377556	8.598018	7.275246	7.495708	8.157094	7.936632	8.157094	6.834322	8.157094

Para la ecuación 2, se consideró un rango entre 2.8 a 4.2 [USD/lb] considerando el factor de conversión 2204.62, para pasar a [USD/ton] y posteriormente a [USD/kg]. Para los valores de recuperación y costos mina y planta (en su conjunto), se consideraron rangos de 0.8-0.7 y 5.5-6.8 [USD/ton], respectivamente. Se consideró el costo de extracción de lastre utilizado en el factor A.S.R.

Una vez que la simulación de 100 escenarios, para cada una de las variables, se calculó el promedio en cada uno de los pit anidados evaluados. De esta forma, se obtuvo el valor más probable dentro de la distribución de valores, produciendo una mayor representatividad al análisis, abordando un rango de posibles escenarios.

Anexo adicional D: Valorización de bloques con recuperación variable

Procedimiento

Suponiendo que la variación de la recuperación metalúrgica con la ley de cobre varía linealmente de acuerdo a la representación de la Gráfico 14 y utilizando la herramienta Excel para definir una regresión lineal, se obtiene la función: $y = 0.8333 \cdot x + 0.081$.

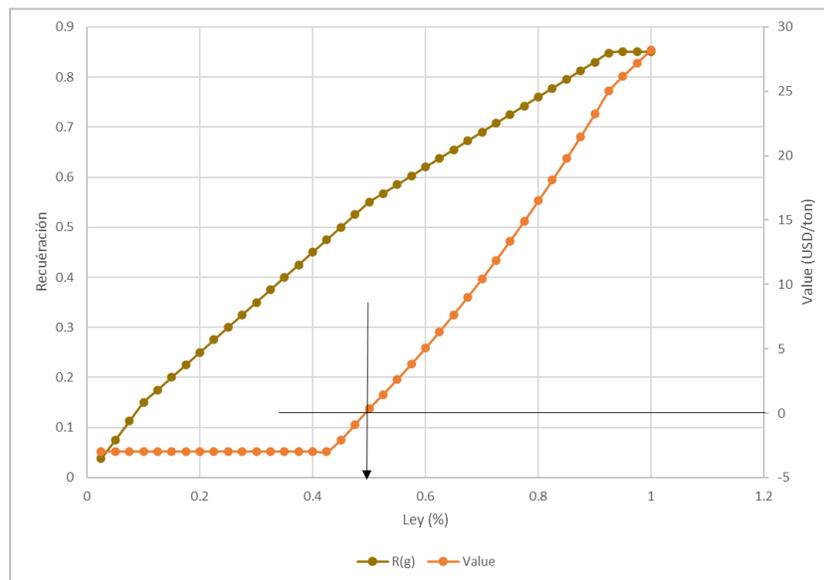


Gráfico 14: Recuperación como una función lineal de la ley.

Donde x representa la ley e y la recuperación variable. Para analizar esta recuperación en *Doppler*, se crearon las siguientes columnas:

- Recuperación Variable
- $[Recuperación]*0.8333+0.081$
- Valor Planta Recuperación Variable

- $[ton]*[cu]/100*[Recuperación Variable]*2204.62*(2.8-0.15)-[ton]*([Costo Planta]+2)$
- Valor Máximo Recuperación Variable
- $\max([Valor Botadero],[Valor Planta])$

Finalmente, se utiliza la instancia de pit final con las precedencias consignadas en las instrucciones de este proyecto y seleccionado para este análisis el valor máximo para la recuperación variable.