

Proyecto DOPPLER 2021

Jair Pizarro - Estudiante de Ingeniería Civil de Minas – Universidad Católica del Norte, Chile

Jonathan Diaz - Estudiante de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional de Ingeniería, Perú

Juan José Martínez - Estudiante de Ingeniería de Minas y Metalurgia – Universidad Nacional de Colombia

Catalina Orellana - Estudiante de Ingeniería Civil de Minas – Universidad Federico Santa María, Chile

Introducción

El laboratorio de planificación minera *DELPHOS*, es una organización que se dedica a crear soluciones tecnológicas para la industria minera global, caracterizándose, por ofrecer al mercado un portafolio de servicios de software que día a día se reinventa para maximizar el valor en los procesos mineros. Dentro de su compendio de productos, se encuentra la herramienta *DOPPLER*, un software para optimizar el proceso de planificación minera a cielo abierto, brindándole al ingeniero planeador mayor confianza en la toma de decisiones con el fin de encontrar el mayor retorno financiero.

En el presente trabajo, *DOPPLER* es utilizado por un equipo internacional de estudiantes, para procesar la información de un modelo de bloques y presentar un informe que consolida los aprendizajes obtenidos en la Escuela de Verano de Planificación 2021.

Objetivos

Los objetivos propuestos por el equipo para llevar a cabo una adecuada realización de la actividad son:

General

- Reconocer la interfaz y utilizar las distintas herramientas que ofrece el software *DOPPLER* en el desarrollo del planeamiento minero básico de un modelo de bloques.

Específicos

- Describir las estadísticas del modelo de bloques.
- Resolver el problema de Pit final y calcular los Pits anidados.
- Seleccionar las fases de minado y mencionar los criterios de selección
- Realizar el agendamiento de los bloques de minado y compararlos.

1. Estadísticas básicas del yacimiento

Según el siguiente histograma, se observa una predominancia del tipo de roca uno (rocktype = 1), que corresponde a los minerales asociados a los sulfuros de cobre. Por lo tanto, se espera que los costos asociados a la planta, sean relativamente altos, ya que mayoritariamente se llevarán a cabo procesos de extracción por flotación y posteriormente pirometalurgia.

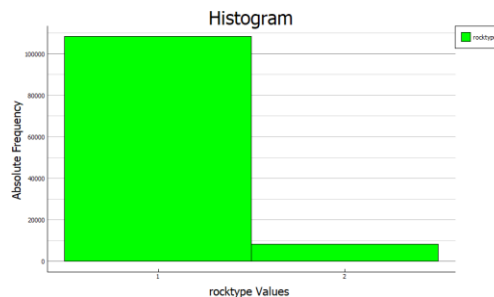


Ilustración 1. Histograma tipo de roca. Elaboración: propia

A continuación, se presentan los resultados obtenidos de la curva tonelaje – ley:

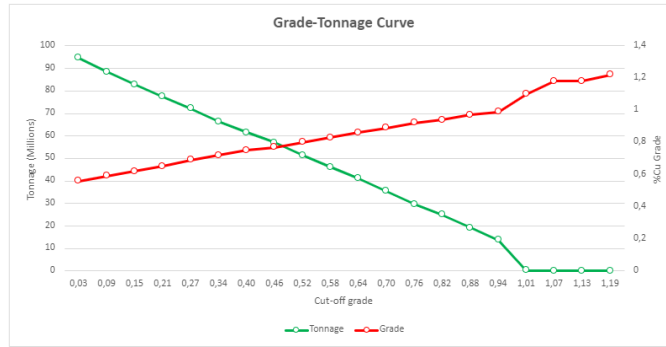


Ilustración 2 Curva Tonelaje-Ley de corte. Elaboración: propia.

Dentro de la tasa de producción se tiene lo siguiente:

Tabla 1 Tonelajes y tasas de producción.

Tonelaje Total (MM Ton)	Mineral Total (MM Ton)	Tasa producción (TPD)	Capacidad planta (TPD)
274.3	79.7	50,000	30,000

2. Cálculo de Pit final y Pits anidados

Las precedencias se configuraron en: 150 m de distancia vertical (44% de la altura total del modelo de bloques) y 3 ángulos de precedencia para los 3 tipos de roca, obteniendo que solo el 15% de los bloques pertenecen al Pit final, lo que indica una cantidad considerable de material estéril en el modelo de bloques.

Para determinar los Pits Anidados, se definieron 125 pits (RF: 0.01 - 1.25 con paso de 0.01). Encontrándose que, la producción genera valor a partir del Pit 42 (RF:0.42).

2.1. Primera Iteración

Para determinar el Límite del Pit, se calculó un VAN preliminar para cada Pitshell y se evaluó su incremento en conjunto con el Stripping Ratio a lo largo de los 125 Pits, definiéndose que el Pit 72 (RF:0.72) sería el más rentable. Posteriormente, se definieron las fases para realizar el agendamiento. (Ver 3.1.)

2.2. Segunda Iteración

Luego de realizar el agendamiento, se obtuvo el VAN real para cada Pitshell, lo que permitió definir un nuevo límite de Pit en el RF: 0.53. Posteriormente, se definieron nuevamente las fases para realizar el agendamiento. (Ver 3.2.)

2.3. Comparación entre iteraciones

Tabla 2 Comparación entre iteraciones.

Iteración	RF	VAN (MM US\$)	LOM (años)	Prod. Total (MM TM)
1	0.72	686	10	206
2	0.53	616	8	157
% Variación		-10%	-20%	-24%

3. Selección de Fases

Los criterios considerados para la selección de fases, en orden de importancia son:

- El VAN de las primeras fases debe representar alrededor del 70% o más del VAN total.
- La ley media de Cu de cada fase debe ser decreciente.
- El Stripping Ratio por cada fase debe ser creciente.
- La ratio de minado para cada fase debe ser similar.

Estos criterios están orientados a maximizar el VAN del proyecto, priorizando el minado de leyes altas en los primeros años y postergando el minado de leyes bajas y estéril para los últimos. Sin embargo, debido a que no es alcance del proyecto evaluar la operatividad de las fases seleccionadas, será necesario ajustar el diseño antes de llevarlo a producción.

3.1. Selección de fases para la primera iteración

Tabla 3 Selección de fases para la primera iteración.

Fase	RF	VAN Acum (MM US\$)	Aporte VAN/fase	% Cu	Mineral Acum. (MM TM)	Aporte Min/fase	Estéril Acum. (MM TM)	Aporte Est/fase	SR
1	0.42	527.20	45%	0.26	28.9	41%	43.0	32%	1.5
2	0.44	803.67	24%	0.26	44.5	22%	66.7	18%	1.5
3	0.56	1084.23	24%	0.20	62.6	26%	106.2	29%	1.7
4	0.71	1169.84	7%	0.13	70.1	11%	134.7	21%	1.9

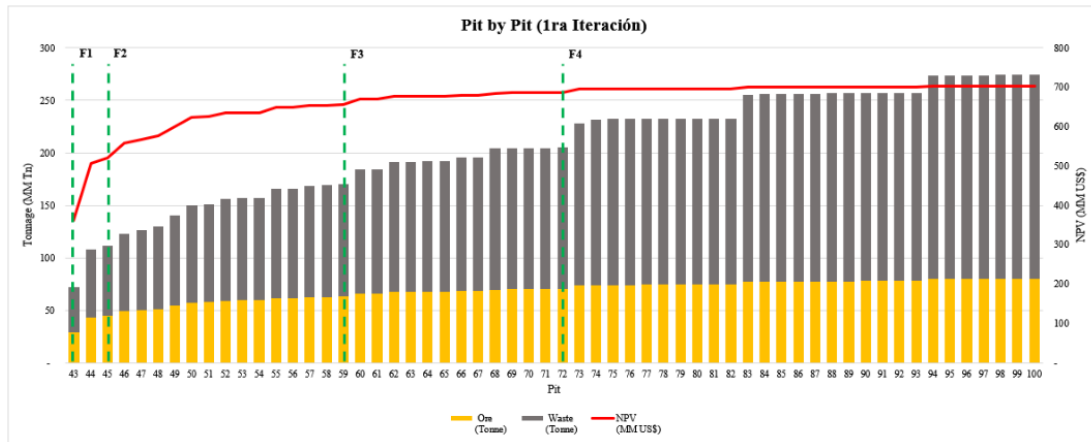


Ilustración 3 Pit by Pit (1ra iteración). Elaboración: Propia.

3.2. Selección de fases para la segunda iteración

Tabla 4 Principales parámetros Fases.

Fase	RF	VAN Acum (MM US\$)	Aporte VAN/fase	% Cu	Mineral Acum (MM TM)	Aporte Min/fase	Estéril Acum (MM TM)	Aporte Est/fase	SR
1	0.42	365.08	59%	0.26	28.9	49%	43.01	44%	1.5
2	0.43	501.05	22%	0.25	43.0	24%	64.48	22%	1.5
3	0.48	583.37	13%	0.21	54.2	19%	85.97	22%	1.6
4	0.53	615.57	5%	0.21	59.3	9%	97.63	12%	1.6

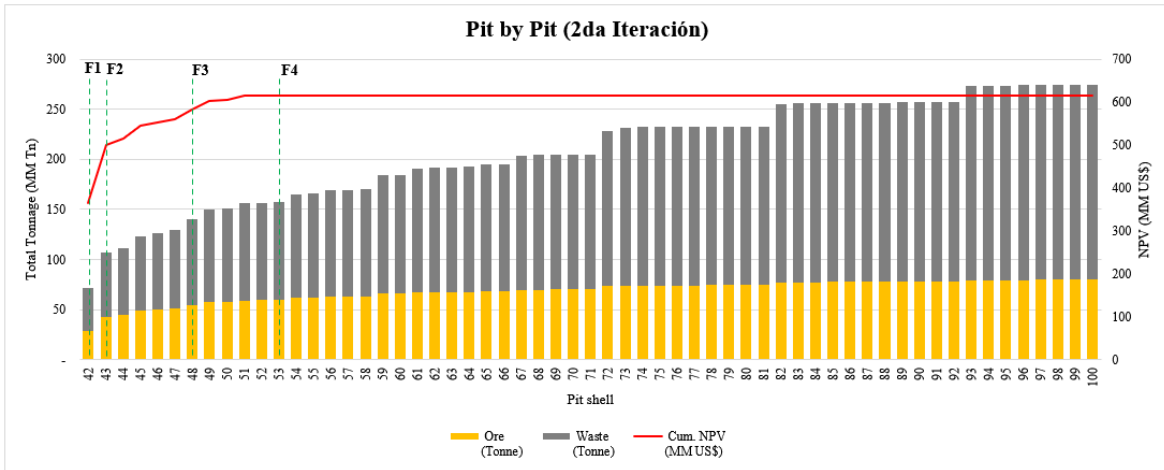


Ilustración 4 Pit by Pit (2da iteración). Elaboración: Propia

4. Agendamiento Convencional y BOS2M

4.1. Agendamiento convencional

En base a la selección de fases para la primera iteración, se realiza el agendamiento convencional que se muestra en la ilustración 5.

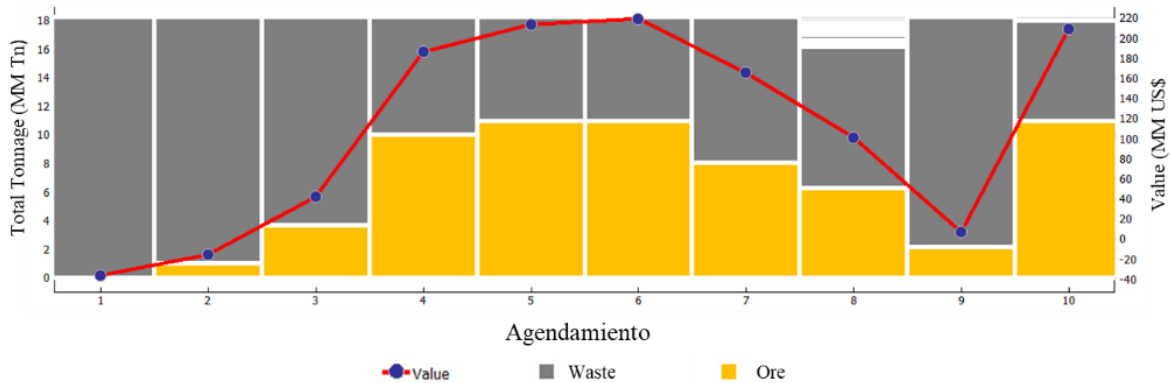


Ilustración 5 Agendamiento convencional.

4.2. Agendamiento DBS

Por otra parte, se realiza el agendamiento del DBS el cual se observa en la ilustración 6.

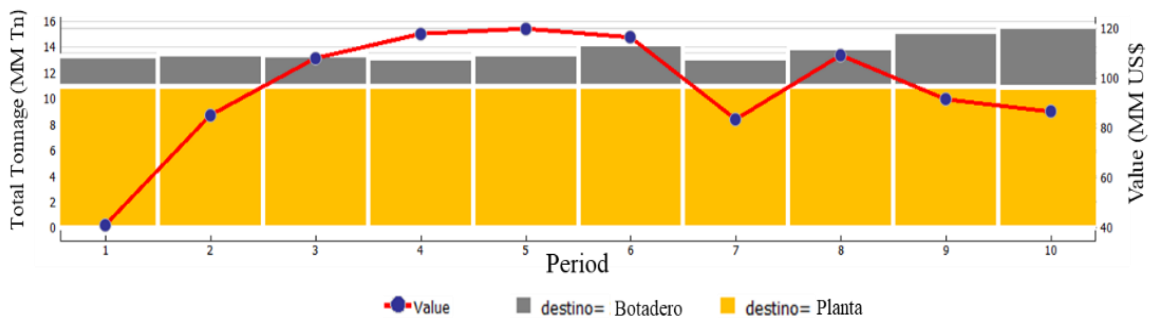


Ilustración 6 Agendamiento DBS

5. Comparación entre agendamientos

En base a lo anterior se puede apreciar en la tabla 5 que el agendamento convencional genera más valor en un 1.2 %.

Tabla 5 Agendamento convencional vs DBS.

Iteración	VAN (MM US\$)
Convencional	582
DBS	575
% Variación	1.2%

Es interesante notar que, si bien los VAN totales no difieren mucho, el pit, las geometrías (ver Anexo 8.4) y el esfuerzo total para producir las soluciones tienen diferencias considerables.

Por lo que el método convencional basado en pit anidados ya no es el método ideal de planificación minera. Sin embargo, aunque el DBS puede proporcionar los mejores resultados posibles, el estado actual del método DBS significa que tampoco es el método más ideal para planificar ya que, los softwares basados en técnicas DBS todavía carecen de parámetros operativos importantes y, por lo tanto, producen resultados no operativos o inviables.

6. Costo mina variables según profundidad

Se realiza un costo de mina variable según la profundidad, este fue calculado en base a un factor de ajuste del costo mina (MCAF), para el cálculo de este se utiliza la siguiente información:

- Cota inicial supuesta: 270 m.
- Costo mina base: 2 USD/ton.
- Costo de transporte base: se considera un 40% del costo mina 0.8 USD/ton.
- Pendiente: 10%.

El cálculo del MCAF está en base a la ecuación (1):

$$MCAF = \frac{CMB}{(CMI - CT) + FT * DP + DT * FT} \quad (1)$$

Donde:

CMB: Costo Mina Banco (USD)

CMI: Costo Mina Inicial (USD)

FT: Factor de Transporte (USD/(ton*km))

DP: Distancia promedio (km)

DT: Distancia de Transporte (km)

El cálculo del costo mina para un determinado banco se realiza con la ecuación (2):

$$CMB = (CMI - CT) + FT * DP + DT * FT \quad (2)$$

Teniendo la cota inicial y la profundidad de cada bloque se calcula la distancia de transporte (DT) adicional que será transportado un bloque que se encuentra por debajo de la cota inicial, tomando en cuenta que el trasladado de un bloque se realiza solo en una rampa con una determinada pendiente, ecuación (3):

$$DT = \text{Diferencia cota/pendiente} \quad (3)$$

Tomando estas 3 ecuaciones como referencia se procede de la siguiente manera:

Para determinar la distancia promedio de transporte (DP) se utiliza la ecuación 3 en cada uno de los bloques contenidos en el pit final lo que equivale solo a salir del pit, por lo que se utiliza el supuesto que al salir del

pit la distancia a botadero o planta es de 500 m, obteniendo que la distancia promedio de transporte es de 1.74 km.

En relación con lo anterior, con el objetivo de determinar el factor de transporte (FT) se tiene como condición de contorno que el costo mina es de 2 USD/ton cuando la distancia de transporte es cero, por lo que de la ecuación 2 se obtiene que el FT es de 0.46 USD/(ton*km).

Tomando en cuenta todo lo anterior se procede en el Software Doppler a crear las siguientes variables:

- Dif Z: 270-[Z]
- Distancia de Transporte: [Dif_Z]/0.1/1000
- Costo Mina Banco: $1.2 + 0.4593 * 1.7415 + [\text{Distancia_de_Transporte}] * 0.4593$
- MCAF: $[\text{Costo Mina Banco}] / (1.2 + 0.4593 * 1.7415)$

Con la anterior formulación se tiene por resultado un factor de ajuste del costo mina que va desde 1 a 1.59 y que aumenta en relación con la profundidad, como se aprecia en la ilustración 7.

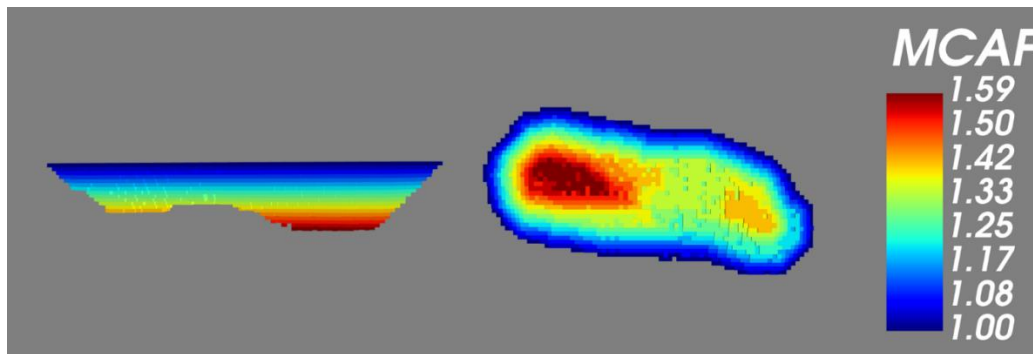


Ilustración 7 MCAF.

Con este factor y un costo mina variable se corre nuevamente el DBS con el objetivo de encontrar diferencias con el DBS inicial.

Teniendo por resultado una disminución de 4.1% en el VAN, por lo que se concluye que es factor que genera una variación significativa en la planificación y el hecho de no ser considerado genera una sobreestimación del VAN.

Tabla 6 DBS vs DBS MCAF.

Iteración	VAN (MM US\$)
DBS	575
DBS MCAF	554
% Variación	-4.1%

Lo que respecta a la geometría no se aprecian diferencias significativas en el agendamiento como se aprecia en la ilustración 8 por lo que la geometría no es un factor relevante para considerar.

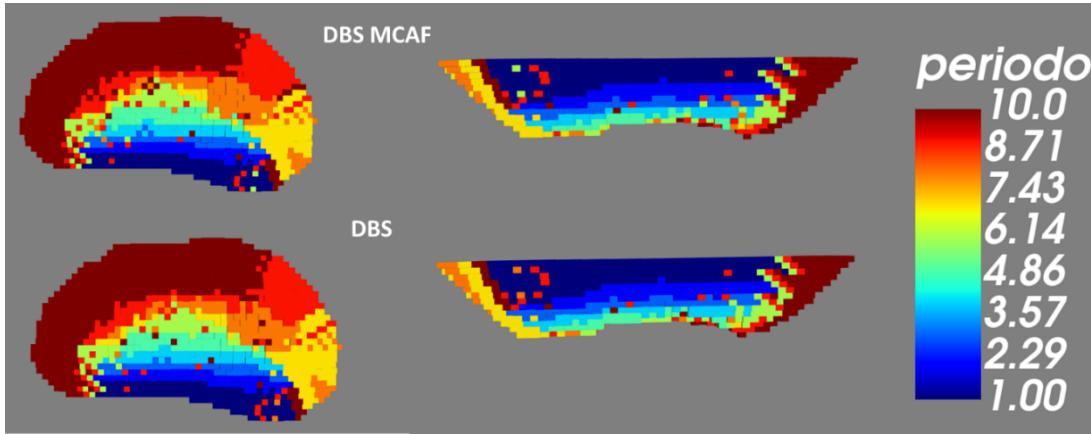


Ilustración 8 DBS MCAF vs DBS.

Discusión Final

- Dentro de las principales dificultades al realizar el ejercicio, se observa la necesidad de poseer un robusto criterio ingenieril para establecer los parámetros adecuados, para que el software entregue modelos que se ajusten mejor a la realidad del yacimiento.
- Se puede notar lo anterior en la selección adecuada de las fases. Se destina una gran cantidad de recursos, entiéndase tiempo de los miembros del equipo, en analizar y decir el mejor criterio para escoger los RF adecuados.

7. Anexos

7.1. Estadísticas básicas del yacimiento

- Los histogramas, para leyes de Cu entre 0.1% y 1%, evidencia que la distribución de leyes en el yacimiento tiene un comportamiento predominantemente uniforme; sin embargo, la distribución de leyes en los Óxidos tiene un comportamiento Log normal.



Ilustración 9 Distribución de Leyes de Cu en el yacimiento (Total, Sulfuros, Óxidos). Elaboración: propia.

7.2. Cálculo de Pit final y Pits anidados

- Para el cálculo de Pit final se puede observar cómo es el comportamiento del cobre, el tipo de roca dentro del yacimiento, lo cual se puede ver gráficamente:

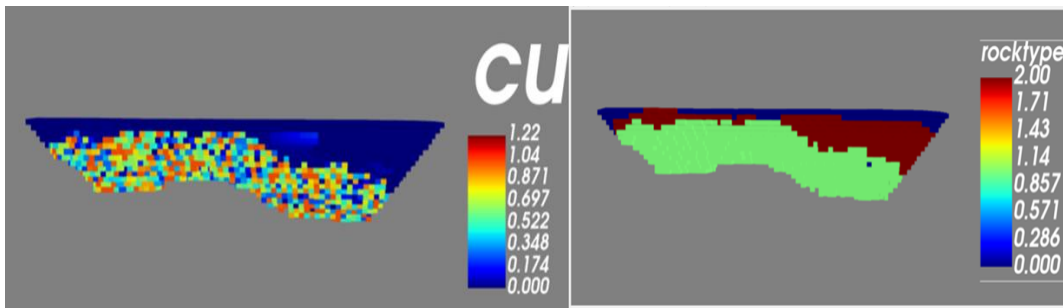


Ilustración 10 Modelo de bloques según Ley de Cu y Tipo de Roca. Elaboración: propia.

- Además, dentro de los Pits anidados resultantes se pueden visualizar de la siguiente manera:

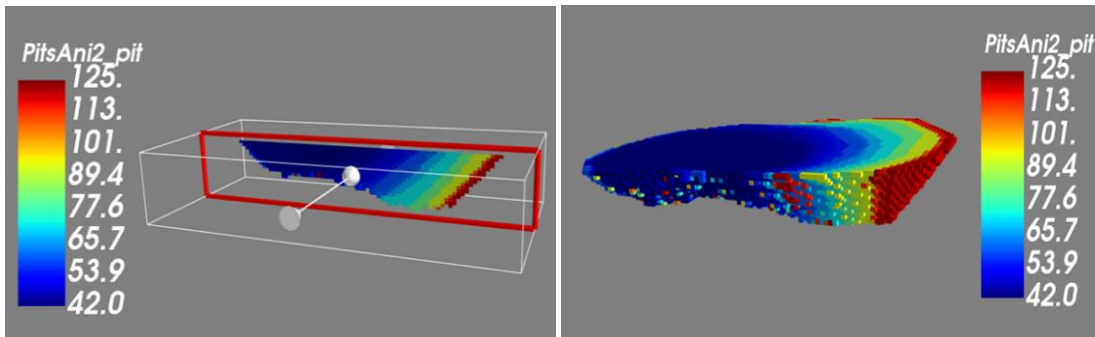


Ilustración 11 Pits anidados (Vista en sección y sólido). Elaboración: propia.

7.3. Selección de fases

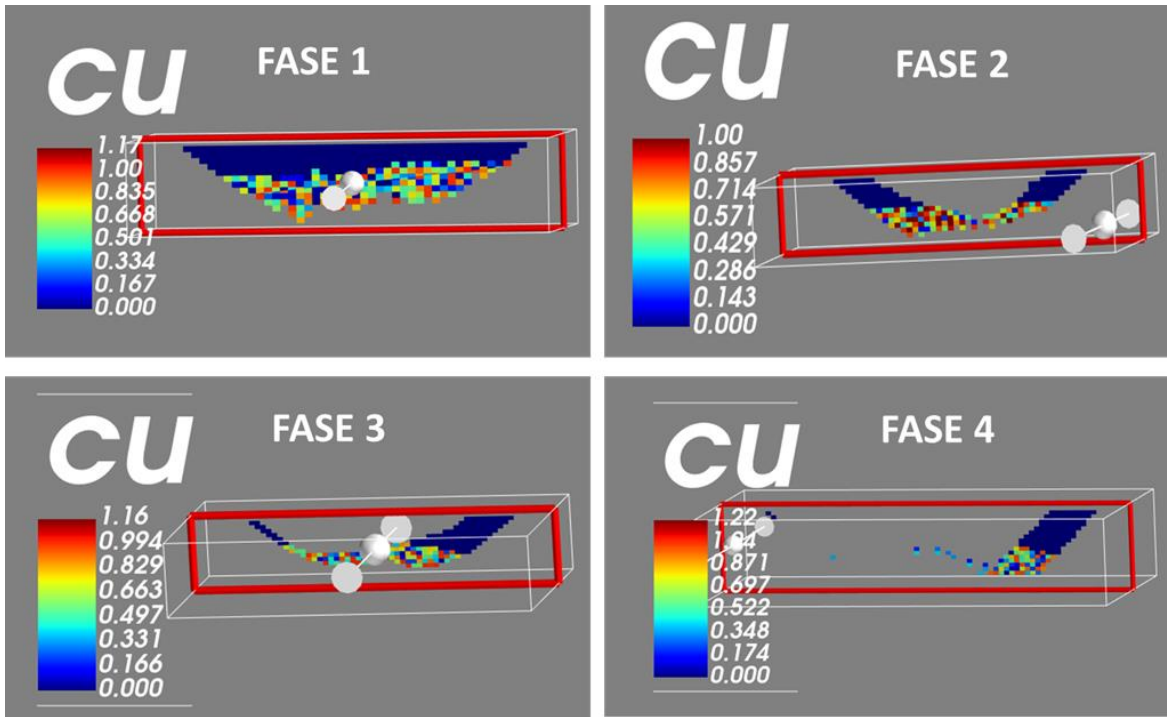


Ilustración 12 Vista en sección de las fases de minado según ley de Cu. Elaboración: Propia

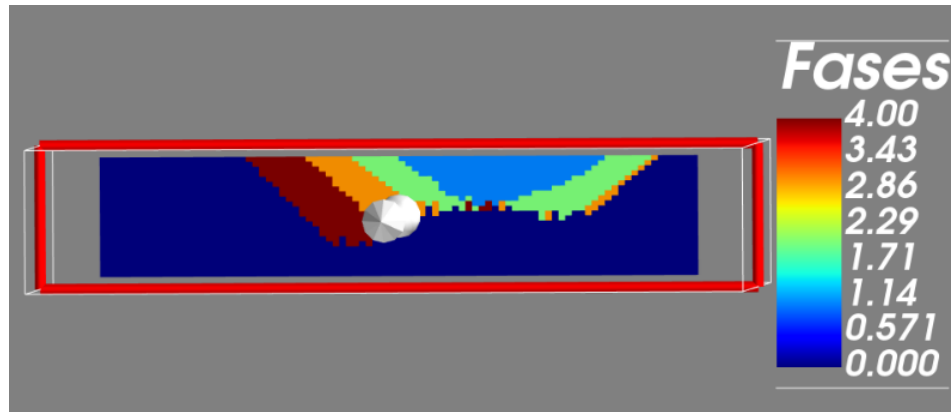


Ilustración 13 Vista en sección de las fases de minado. Elaboración: Propia

7.4. Agendamientos (Convencional y BOS2M)

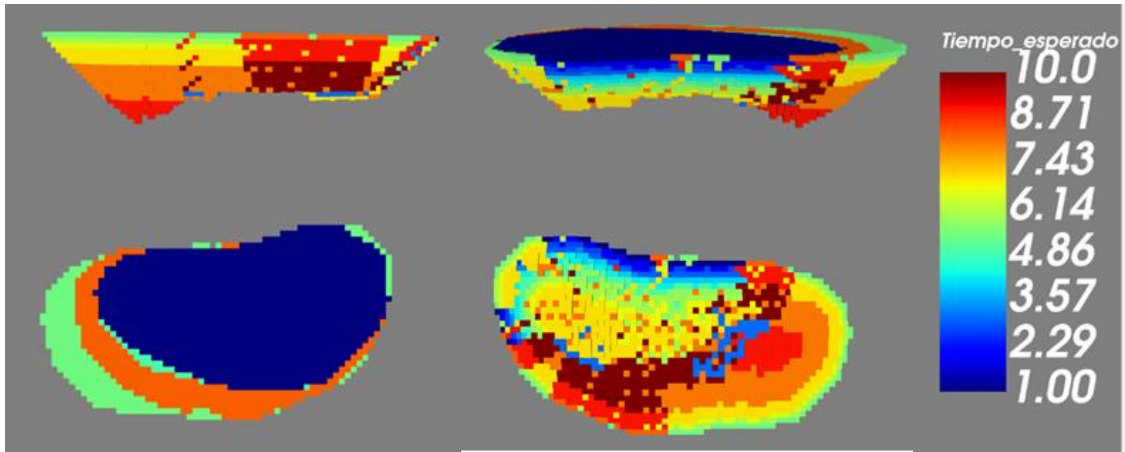


Ilustración 14 Agendamiento convencional.

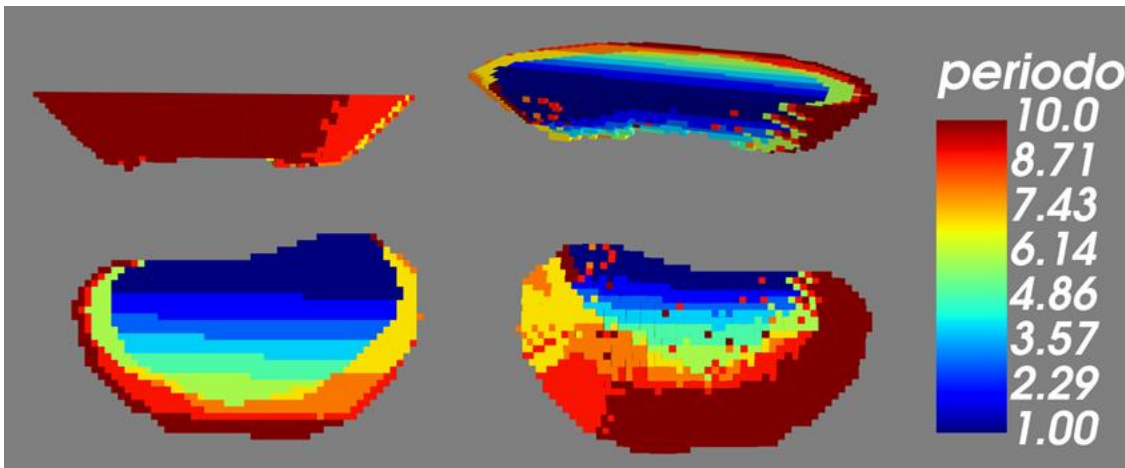


Ilustración 15 Agendamiento DBS.