

Proyecto DOPPLER 2021

Elías Ojeda Salazar Ignacio Tapia Loyola
Yulissa Mamani Ocsa Solange Verdugo Valladares

Descripción proyecto

En este proyecto busca realizar comparaciones entre agendamiento convencional mediante la herramienta Optimal Bench Phase Scheduler y agendamiento de bloques mediante la metodología de DBS (BOS2M), aplicado a un yacimiento masivo hipotético de Cu, utilizando el software DOPPLER, desarrollado en el laboratorio Delphos de la Universidad de Chile.

Visualización caso de estudio

N° de bloques: 116.641 Dimensiones: 20*20*15

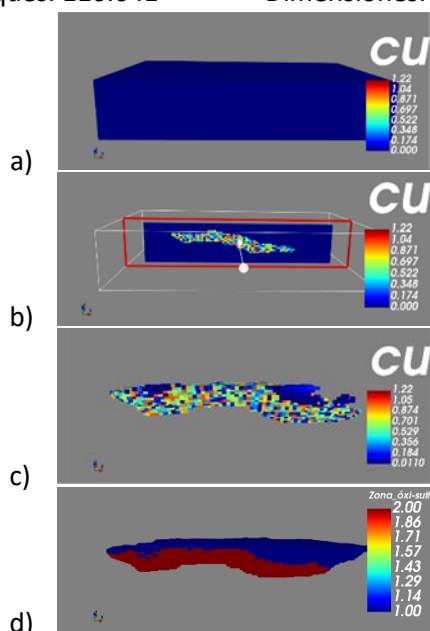


Figura 1. a) modelo de bloques, b) corte transversal (yz) del modelo de bloques, c) cuerpo mineralizado, d) zona óxidos (azul, valor escala 1), zona sulfuros (roja, valor escala 2).

Estadísticas básicas del yacimiento

Distribución estadística de las leyes de Cu (%)

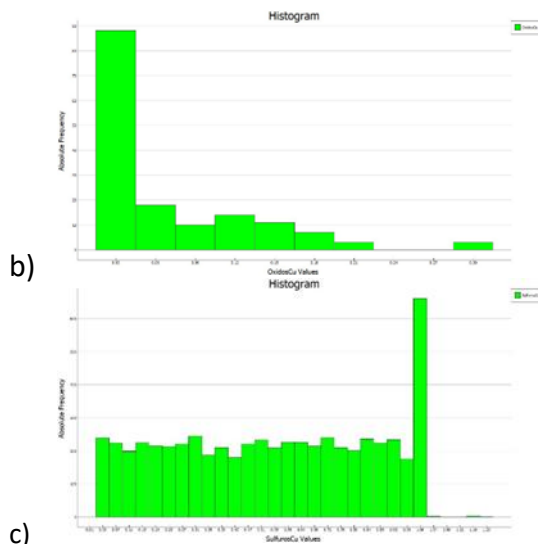
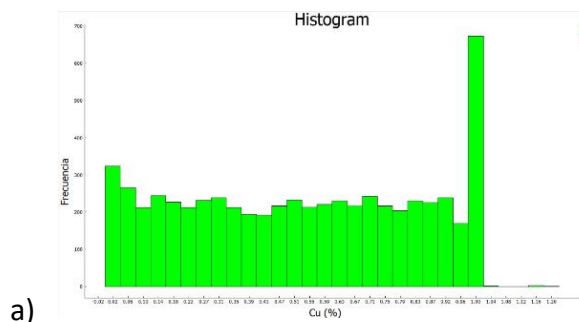


Figura 2. a) ley general del yacimiento, b) ley de óxidos y c) ley de sulfuros.

En la Figura (2.a) se observa que el comportamiento de las leyes de cobre sigue un patrón homogéneo en cuanto a calidad de las leyes, es decir, su frecuencia absoluta ronda los 200 y 300 bloques por cada ley, mientras que en la ley de 1.0% la frecuencia es mayor, llegando a una cantidad entre 600 y 700 bloques. De lo visto anteriormente, se puede notar en el gráfico de leyes de óxido (Figura 2.b), existe una menor cantidad de mineral oxidado y el rango de leyes es más frecuente entre 0.03% y 0.06%, con ciertos bloques con leyes máximas de 0.3%. Por otra parte, con relación a las leyes de sulfuro, la distribución de las leyes sigue un patrón similar al caso general, pero se puede observar en la figura que la mayor frecuencia ocurre entre valores de 0.85% y 1.1%.

Estadísticas modelo de bloques

Tabla 1. estadísticas leyes de cobre.

CU (%)	
Media	0.535
Mediana	0.543
Moda	1.000
Desviación estándar	0.319
Varianza de la muestra	0.102
Rango	1.218
Mínimo	0.001
Máximo	1.219
Suma	3,254

En cuanto al comportamiento estadístico de los datos, la ley media del yacimiento es de 0.535, la cual se ve afectada levemente por los valores altos, donde la mediana de los datos indica 0.543% y por lo tanto el coeficiente de asimetría indicaría una leve distribución de los datos hacia las leyes bajas y una cola hacia la derecha. Por último, los rangos de leyes que maneja el yacimiento son de una ley mínima de 0.001% y un valor máximo de 1.219%.

Curva Tonelaje-Ley

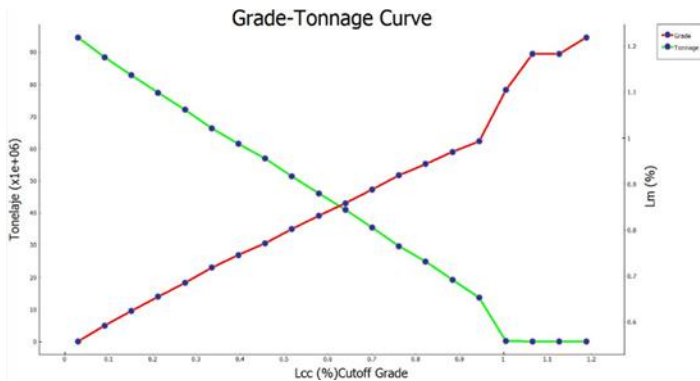


Figura 3. Curva Tonelaje-Ley.

Mediante la cubicación de los recursos del modelo de bloque se pudo obtener el gráfico (Figura 3) que representa la distribución de las leyes de cobre y el tonelaje del yacimiento.

Tabla 2. Datos necesarios para realizar análisis básico.

Parámetro	Valor
Valor Precio (Cu) [US\$/lb]	2.8
Costo Mina [US/ton]	2
Costo Planta Sulfuros [US/ton]	7.2

Planta óxidos [US/ton]	5.1
Costo Venta	0.15
Recuperación óxidos	60%
Recuperación Sulfuros	80%
Angulo de Precedencia	[42,45,48]
N° Días/Año	360
Capacidad de Minado [tpd]	50,000
Capacidad de Minado [tpA]	18,000,000
Capacidad de Planta [tpd]	30,000
Capacidad de Planta [tpA]	10,800,000

Cálculo de Pit Final y Pits anidados

Pit Final

El pit final se logró una vez ingresados los ángulos de precedencia (Estéril:42°; Sulfuro:45°; Óxido:48°), junto a los tributos que permiten la valorización y maximizando el valor de botadero y planta de cada bloque. Al correr esta instancia, el resultado es el que se observa en la Figura 4, este consta de 17.190 bloques, con un tonelaje total 272 Mt y una utilidad de 1,229 MUS\$.



Figura 4. Pit Final determinado por software Doopler.

Para efectos de la selección de fases, se seleccionó un pit final con un RF menor al entregado por Doopler, el que contempló un análisis del gráfico Pit by Pit (ANEXO 3).

De los análisis logrados a través de Doppler, el valor correspondiente para el pit final se determinó con un RF = 0.83, es decir, a un precio del metal de 2.32 US\$/Lb, definiendo así al pit 84 como límite de la optimización. El pit 84 alcanza una utilidad de 1,224,7 MUS\$ donde se obtiene una cantidad de mineral de 77,645,640 Ton y una cantidad de estéril de 179,633,760 Ton.

De lo anterior, dado que el movimiento mina es de 18.000.000 Ton, el periodo de extracción total de la mina considera un horizonte de 12 años, desde donde se destaca la alimentación a planta en un periodo de 11 años.

Pits anidados

Para el cálculo de los pits anidados se utilizó un revenue factor desde 0 hasta 1.5 con pasos de 0.01. Se evaluó con un revenue factor mayor a 1 en caso de que el precio del Cu subiera más allá del precio nominal evaluado, con el fin de tener una idea de donde sería una expansión del rajo y con eso definir los lugares donde se colocarán las instalaciones en superficie. El gráfico que representa tales cálculos se encuentra en (ANEXO 3).

Selección de fases

Para el caso de la selección de fases, se empleó la metodología de cumplir con los movimientos de materiales tanto a planta como botadero, y manteniendo una vida útil de fase constante.

De los resultados obtenido por el RF se observa el efecto del GAP entre un RF = 0.00 y RF = 0.41, desde donde se produce un pit con un tonelaje que es imposible agendar como fase individual. Para tal caso se estableció que aquel pit en su correspondiente diseño se tenga que diseñar en dos fases de un material equivalente al periodo de vida de una fase. Las fases siguientes se planifican según el tonelaje acumulado, desde donde se obtienen 6 fases desde un RF = 0.43 y RF = 0.83.

Tabla 3. Resumen selección de fases.

Selección de fases							
N° Fase	R. Factor	Precio Cu (%)	Pit	Material	Mineral	Lastre	Vida útil
1	0.42	1.176	43	35,958,030	14,454,960	21,503,070	2.00
2	0.42	1.176	43	35,958,030	14,454,960	21,503,070	2.00
3	0.43	1.204	44	35,521,560	14,112,840	21,408,720	1.97
4	0.49	1.372	50	42,915,240	14,437,020	28,478,220	2.38
5	0.59	1.652	60	33,783,840	13,194,600	30,879,060	1.88
6	0.72	2.016	73	46,845,720	7,830,420	40,855,020	2.60
7	0.83	2.324	84	26,390,160	3,744,180	22,645,980	1.47

Agendamientos

Agendamiento método Optimal Bench Phase Scheduler

En la Secuencia de extracción método convencional. se observa una distribución espacial continua de los

periodos, además de un ancho operacional viable en temas de diseño (ANEXO 4).

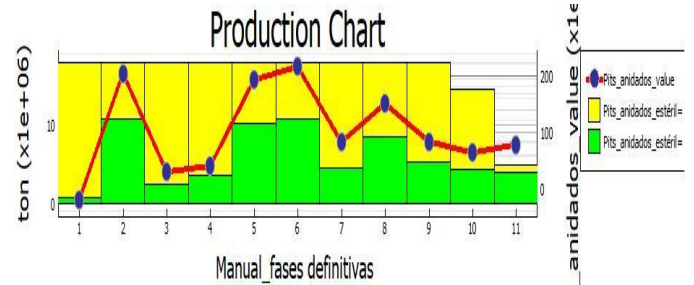


Figura 5. Plan de producción método Optimal Bench Phase Scheduler.

Al observar la cantidad de mineral explotada por periodo, se evidencia que la capacidad de la planta contemplada para este proyecto es mayor que la necesitada, dado que en ninguno de los periodos se alcanza a satisfacer la capacidad de planta, correspondiente a 10.8 [MtonA], lo que nos significa que se tiene una capacidad ociosa y por tanto pérdidas económicas al no existir una distribución constante de alimentación a planta a lo largo del plan de producción.

Agendamiento método DBS (BOS2M)

Para llevar a cabo el agendamiento por DBS se requiere del ingreso del número de periodos a evaluar. Este último se definió un total de 11 periodos, con el fin de realizar la comparación con los agendamientos anteriores.

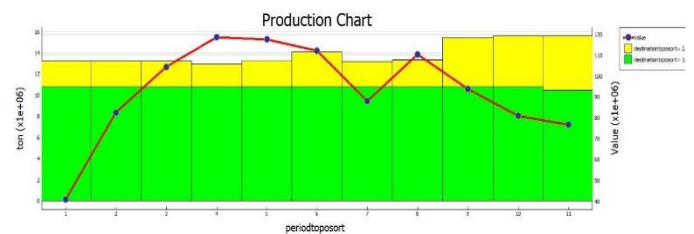


Figura 6. Plan de producción método DBS.

El plan de producción por DBS, (Figura 6) cumple con la cantidad máxima permitida de la planta instalada, existiendo una variación con respecto al agendamiento convencional. Lo anterior se debe a la metodología del agendamiento, donde LG no selecciona los bloques que maximicen el NPV, sino que a partir de una ley de corte marginal crea pit sin distinción de tonelaje y mineral, a diferencia de DBS, quien busca maximizar el NPV y por lo tanto prioriza tanto la alimentación a planta como del movimiento mina.

Comparación entre agendamientos Convencional y BOS2M

Con el objetivo de comparar ambos métodos, se realizó la tabla 4, la contiene los parámetros de NPV, Tonelaje y ley, asociados a cada uno de los métodos.

Tabla 4. Resumen comparativo convencional v/s DBS.

Tipos de agendamiento	Agendamiento Convencional	Agendamiento Directo (DBS)
NPV (MUS \$)	641.6	658.5
Tonelaje MT	181.5	154.4
Ley Cu (%)	0.229	0.243

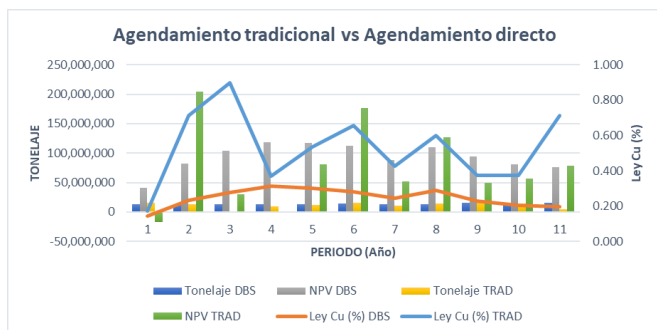


Figura 7. comparación algoritmo LG v/s DBS

Tonelaje

- El tonelaje del agendamiento convencional es mayor que el por el método DBS, lo anterior ocurre porque el método por DBS maximiza el NPV, mientras que el tradicional se enfoca en extraer todo el material abordado por el pit final, independiente del valor de cada bloque que pudiese aumentar el beneficio, como es lo que ocurre con el caso de DBS.
- En ambos tipos de agendamiento se busca mantener el tonelaje relativamente constante durante la vida útil de la mina, de lo cual se obtienen mejores resultados en el agendamiento por DBS porque este considera como restricción un tonelaje fijo por periodo, mientras que LG se apega al mineral que contiene cada fase definida.

Leyes

- Dado que el agendamiento directo no considera la ley de corte del bloque sino el beneficio, la selección se realiza a través de su valor, por lo tanto, no entra

en juego la selectividad de las leyes, salvo si se busca emplear un proceso por blending restringiéndola capacidad planta o la ley a un valor constante o un rango de esta.

- El comportamiento de los pits optimizados a un precio menor tenderá a seleccionar aquellos bloques con mejores leyes, mientras que, si se utiliza un precio mayor, la envolvente económica tenderá a aumentar su tamaño, lo que significa captar una mayor cantidad de bloques con menores leyes, lo que trae como consecuencia una disminución del valor promedio por cada pit desde un valor de RF mínimo hasta un RF Máximo.

NPV

- El NPV del DBS presenta un comportamiento creciente en el período 1 al 4, luego se mantiene constante en el período 5 y desde el 6 en adelante decrece, teniendo en el periodo 8 un alto crecimiento y a partir del periodo 9 ya comienza a normalizar su valor hasta el periodo 11.
- En cuanto al NPV del método tradicional, se destaca que el primer periodo presenta un valor negativo y tiene relación con la programación de los bancos de estéril, de manera que en el periodo dos cuando comienza la extracción de mineral, el NPV se incrementa de sobremanera, generando un valor superior a todos años de vida del proyecto.
- El agendamiento del DBS permite mantener un NPV casi constante por cada periodo, mientras que LG depende del tonelaje de mineral presente en la fase.

Geometría

- La geometría obtenida a través del DBS es más acotada debido a que la selección de los bloques considera el mejor NPV por periodo operativo.
- Una desventaja del DBS - Doppler es que no considera los parámetros operacionales de ancho de fondo de pit, espaciamiento entre fases y la sinking rate del rajo por lo cual su factibilidad técnica se ve afectada en cuanto a la operativización del periodo, mas no así la factibilidad económica que cumple con el objetivo del maximizar el NPV.

Análisis Adicionales

Impacto de la dilución en el rebloqueo y su efecto en el NPV a través de LG y DBS.

Si bien es cierto, el cambio de soporte a diferentes dimensiones provoca un efecto en las leyes en las fronteras de contacto tanto en las unidades geológicas como en la roca de caja en que se encuentra alojada la mineralización, esto es provocado por el concepto de la dilución. Este efecto tiene principal relevancia a la hora de evaluar económicamente un yacimiento hipotético, dado que en términos de recursos computacionales la optimización puede correr en un menor tiempo posible.

El objetivo de este estudio consiste en analizar el NPV del proyecto, considerando los mismos parámetros técnico-económicos de los escenarios anteriores, verificando principalmente la geometría, distribución de la ley y las reservas de los yacimientos para un modelo 30x30. En Tabla 5 y Tabla 6 se pueden visualizar los resultados.

Tabla 5. Agendamiento por algoritmo LG.

Periodos	Tonelaje TRAD	Cu (%) TRAD	NPV TRAD
1	18,962,760	0.211	87,065,218
2	14,203,920	0.105	22,629,702
3	18,320,640	0.226	94,373,028
4	471,540	0.519	7,093,599
Total	51,958,860	1	211,161,547

Tabla 6. Agendamiento por algoritmo DBS.

Periodos	Tonelaje DBS	Cu (%) DBS	NPV DBS
1	11,357,820	0.220	55,133,665
2	12,450,900	0.266	83,602,410
3	14,711,340	0.173	52,500,200
4	13,406,400	0.111	19,990,071
Total	51,926,460	0.190	211,226,347

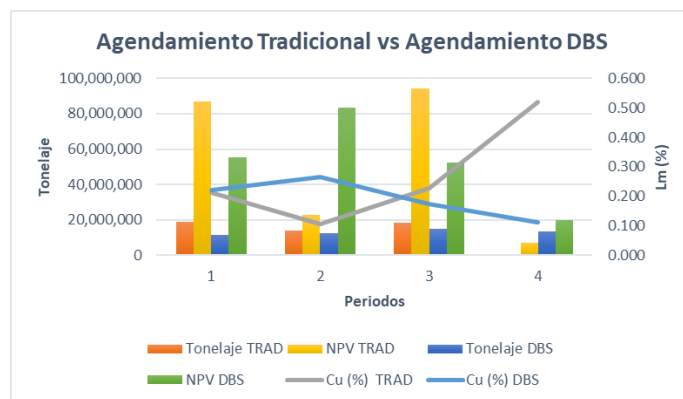


Figura 8. Agendamiento tradicional vs Agendamiento DBS.

A través del gráfico se puede notar que el NPV se redujo considerablemente, esto debido a que el efecto del cambio de soporte provocó un decrecimiento en las leyes del mineral de cobre, lo que, en consecuencia, al producir una menor cantidad de mineral de cobre, las utilidades asociadas pierden su valor al verse diluidas en los contornos, dado que aquellos bloques extremos se mezclan con bloques de leyes negativas.

En relación con el tonelaje a remover, las reservas sufrieron una caída de un 36.8%, equivalente a disminuir de un modelo original de 82,228,980 toneladas de mineral a 51,958,860 de toneladas.

En consecuencia, la vida útil del proyecto minero se ve afectada por la cantidad de reservas optimizadas, donde se produce una pérdida de alimentación a planta de 7 años. Por consiguiente, dentro de la definición de las fases de material, solo se pudieron concretar 2 para el agendamiento tradicional, mientras que por el agendamiento directo se determinaron cuatro periodos, los cuales mantienen una alimentación a planta constante y maximizan el NPV.

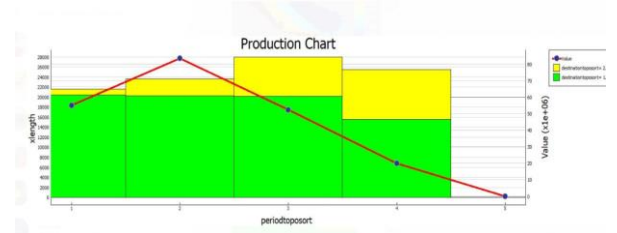
Con respecto al NPV, el agendamiento tradicional alcanza un valor de US\$ 211,161,547 con respecto a los US\$ 211,226,347 que se obtienen por agendamiento DBS, equivalente a una pérdida de valor de 1%, logrando definir que la mejor estrategia de extracción está asociada al DBS.

Ahora bien, tanto el agendamiento por LG como el DBS deben permitir la factibilidad técnica, es decir, poder reproducir los cálculos en un ambiente 3D como modelo

a escala y en la realidad como modelo de operación de la mina.

Dado este punto de vista, se puede observar que tanto los anchos operativos como el ancho de fases y la profundidad del pit final son adecuados y son factibles en cuanto a la aplicación del diseño, por lo que en ambos métodos no existe una diferencia mayor.

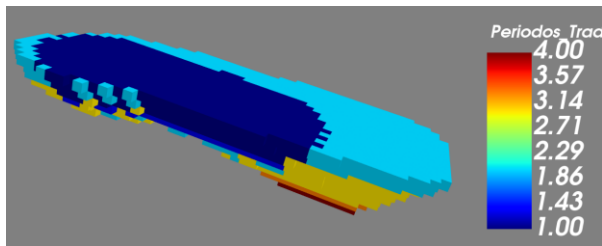
Se recomienda al software considera dentro de la optimización del DBS el ancho entre fases, selección del ancho del fondo operativo del pit y por lo menos determinar la profundidad necesaria para explotar una fase, ya sea por control geotécnico o por restringir o delimitar en un periodo determinado algún sector que pueda verse afectado por la localización de la planta de procesamiento, algún stock o definición de los sectores de botadero.



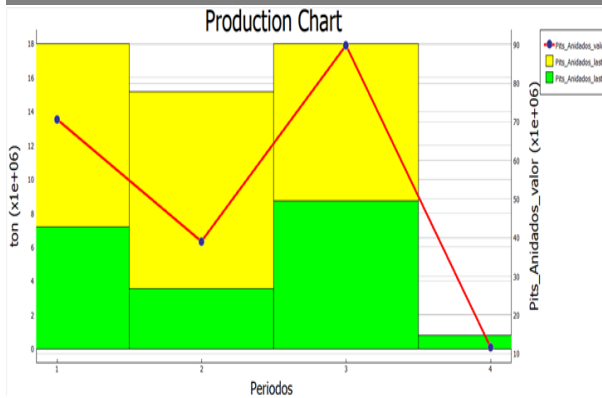
b)

Figura 10. Fases de la mina y Plan de producción por agendamiento directo de bloque.

Realizar una comparación breve de los tonelajes entre cada agendamiento para el modelo rebloqueo y una breve comparación con respecto a los tonelajes sobre los resultados obtenidos del modelo original.

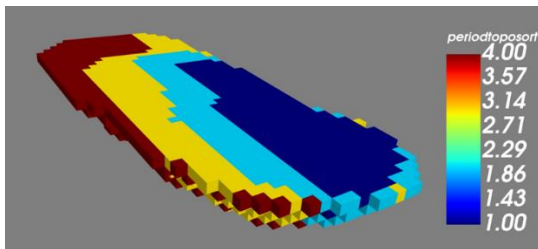


a)



b)

Figura 9. Fases de la mina y Plan de producción por agendamiento tradicional.



a)

Anexos

Anexo 1: Ajuste de la capacidad de planta

Mediante la herramienta Optimal Bench Phase, se evidencia que la capacidad de la planta contemplada para este proyecto no se alinea al mineral planificado por cada fase, En esta dirección se plantearon tres estrategias para mejorar la extracción de mineral.

1. Uso de Min/Max Lead
2. Reducción de capacidad planta a 800Kton
3. Reducción de capacidad planta a 730Kton

De los resultados anteriores, el agendamiento de bancos para el primer escenario arrojó los siguientes resultados.

Plan de producción Caso Base (900Kton)

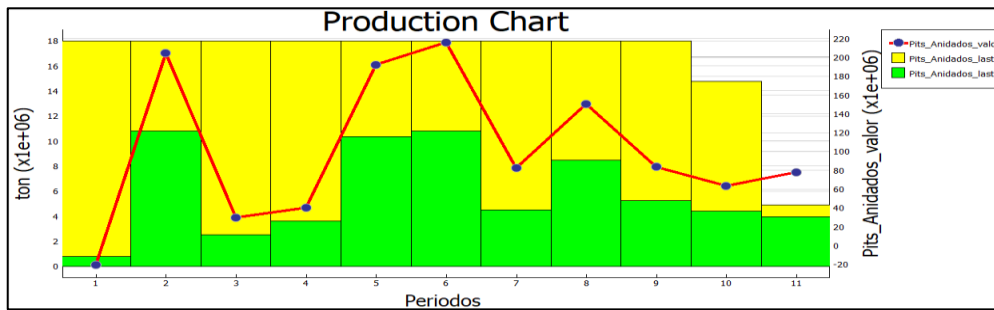
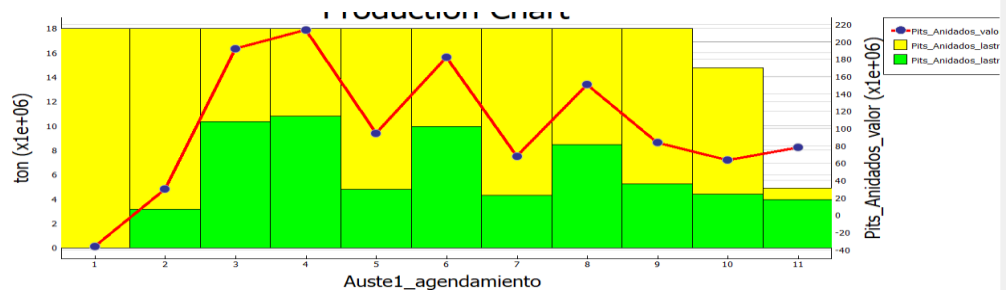


Figura 11. Plan de producción Caso Base (900Kton).

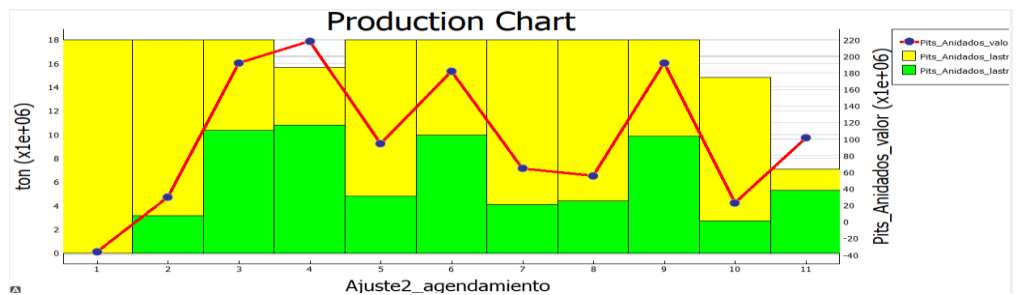
Primer ajuste:

Fase	Min Lead	Max Lead
F01	15	24
F02	10	15



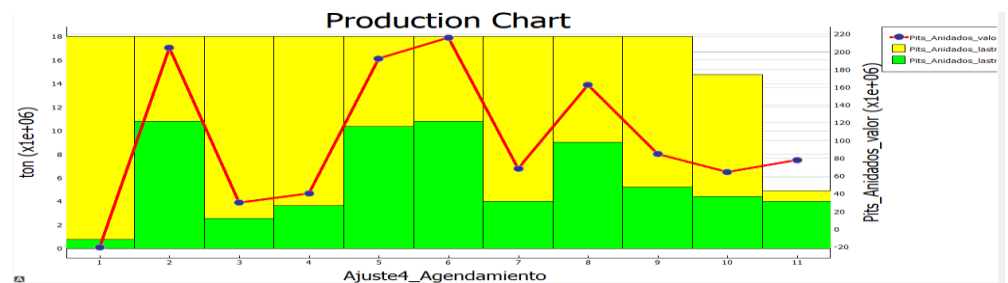
Segundo ajuste:

Fase	Min Lead	Max Lead
F01	20	24
F02	10	15



Tercer ajuste:

Fase	Min Lead	Max Lead
F01	20	24
F02	10	15



De lo observado, ningún ajuste permite mantener una alimentación constante a planta, debido a la gran cantidad de lastre presente por cada fase.

La segunda estrategia consiste en reducir la capacidad planta de manera que se mantenga una alimentación de mineral más estable. El resultado planteado en el punto dos es el siguiente.

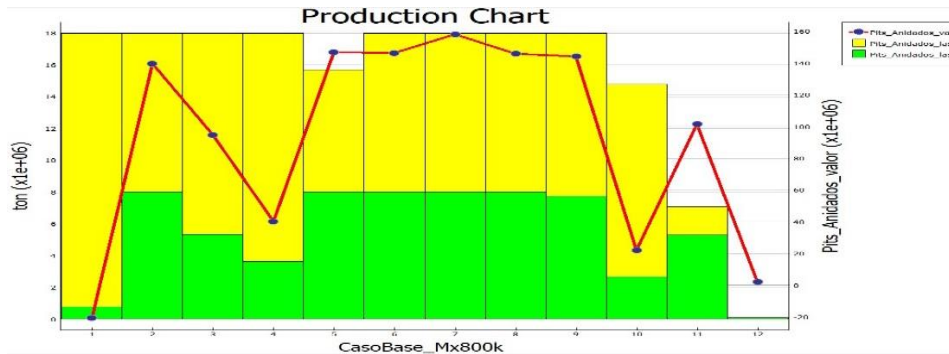


Figura 12. Plan de producción con capacidad de planta 800 k.

Como se puede observar en (Figura 12), la alimentación a planta tiene una mejoría en cuanto a mantenerse por cada periodo, salvo las caídas presentadas en el periodo 3, 4 y 10.

Para ello se generó un plan de ajuste de ir adelantando lo más que se pueda del lastre de las fases siguientes para lograr el objetivo, donde el primer ajuste, pensando en disminuir la carga de estéril a remover en periodo siguientes fue que en los primeros años se extrajera lo suficiente como para mantener los siguientes periodos estables en la planta. El resultado es el siguiente.

Fase	Min Lead	Max Lead
F01	20	24

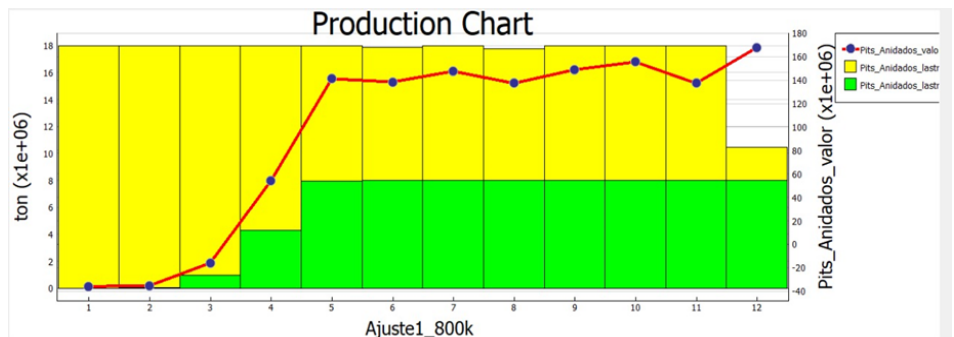


Figura 13. Plan de producción con ajustes de banco en F01.

En (Figura 13) se observa un esquema de Ramp Up en el tercer y quinto periodo, del que luego comienza una alimentación constante conocida como Régimen que abarca del periodo 5 hasta el término de la vida útil del proyecto.

Por último, la tercera estrategia de bajar la alimentación a una capacidad de 730KTon, donde el resultado se puede ver a continuación.

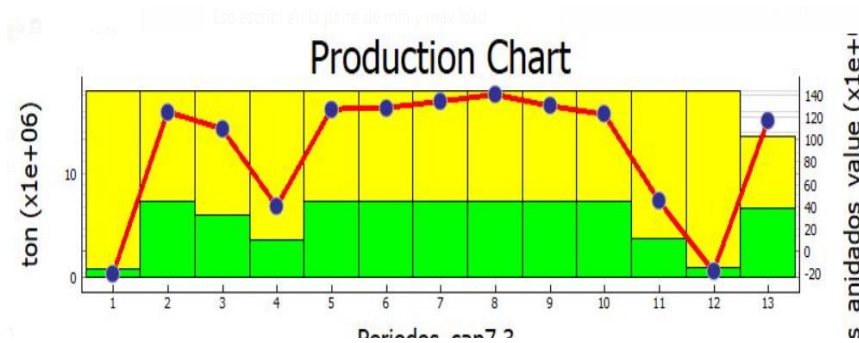


Figura 14. Plan de producción con capacidad de planta 7.3 k.

Se puede observar en (Figura 14) que la alimentación a planta permanece constante a lo largo de los periodos, salvo el año 1, donde se debe aplicar un ajuste de extracción de los bancos de la primera fase para controlar la salida de estéril antes y mantener una extracción permanente en el año 2 hasta culminar la vida útil de la mina.

De las tres estrategias seleccionadas, la mejor es el ajuste con una capacidad planta de 800KTon, la cual se justifica primeramente por el NPV, ya que entre 730KTon a 800KTon, la diferencia en mineral es de 70.000Ton, lo que a largo plazo significa incrementar un 8.75% más del NPV del proyecto final, a consecuencia que en los primeros años no se puede hacer frente al servicio a la deuda, puesto que el flujo de caja del proyecto es negativo.

Anexos 2: Comparativa de metodologías de determinación de fases manual vs automática.

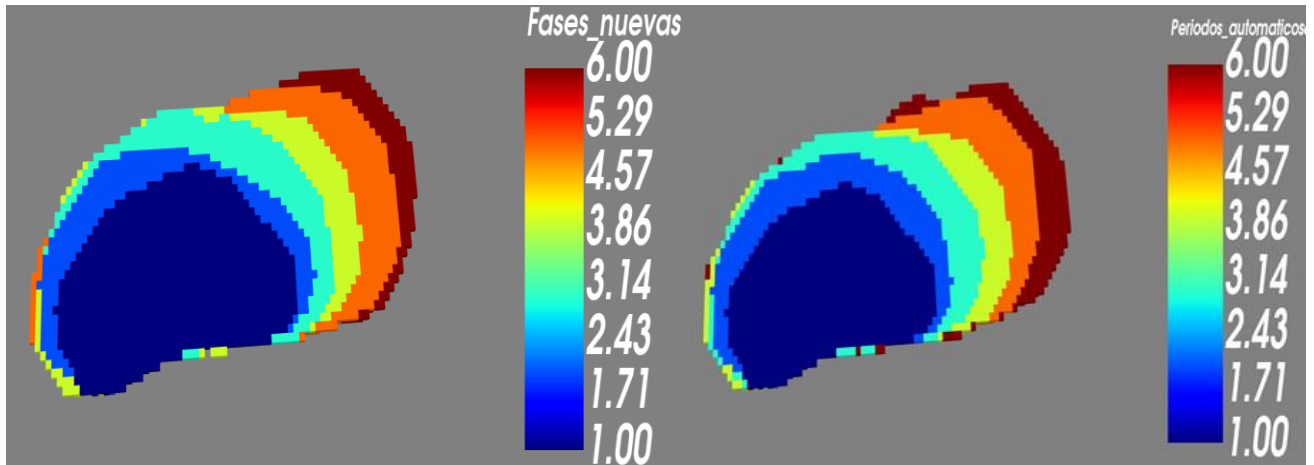


Figura 15. Agendamiento por metodología tradicional con selección de fases manual (Izquierda) y selección automática de fases (Derecha).

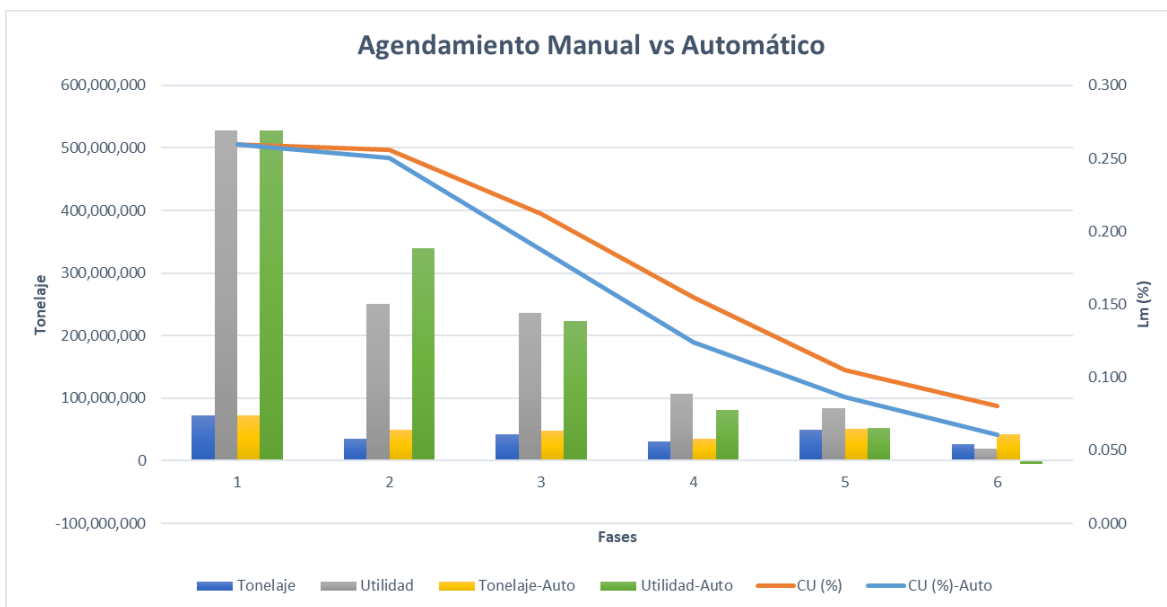
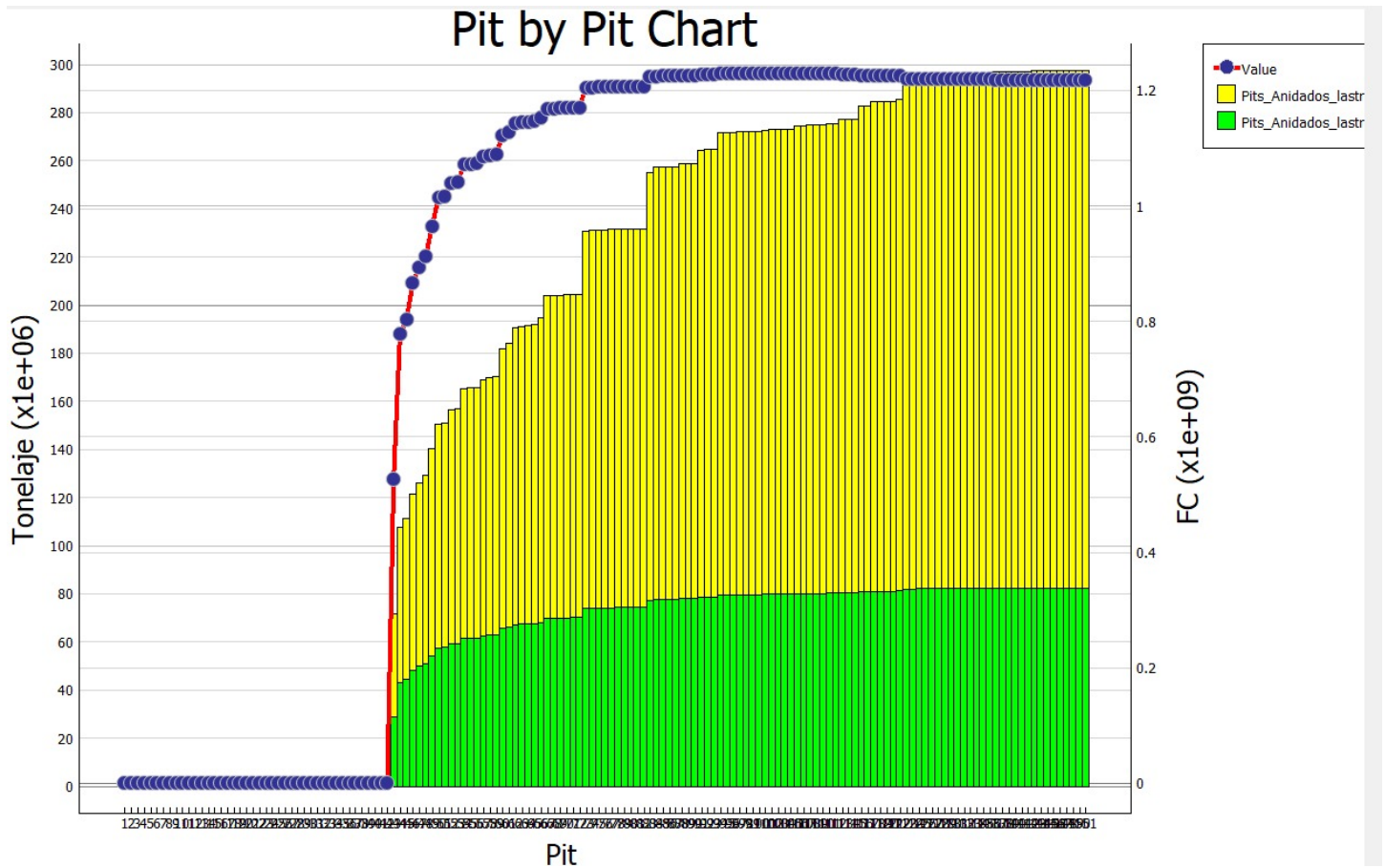


Figura 16. Resumen comparativo selección de fases manual y automático.

Tal como se puede observar en la imagen superior, el agendamiento por fases definido en (Tabla ...) muestra que tanto los tonelajes como las leyes y las utilidades por cada fase varían. Puede verse como el tonelaje de la fase 2 con selección

de manera manual tiene una variación de 13.9 Mton con respecto a la selección automática, lo que equivale a 28.9% de diferencia entre ambos, y de igual manera la ley, siendo la primera de una ley de 0.256 y la segunda de 0.250, existiendo una brecha de un 2.15%. Hay que destacar que la estrategia que genera una mayor utilidad es la de selección manual con MUS\$ 1.224 frente a una estrategia automática con MUS\$ 1.218, la cual se ve afectada en la última fase, cuya utilidad es negativa y reduce.

Anexos 3: Grafico Pit by Pit con RF de 0 hasta 1.5 y salto 0.01.



Anexo 4: Secuencia de extracción método convencional v/s método DBS.

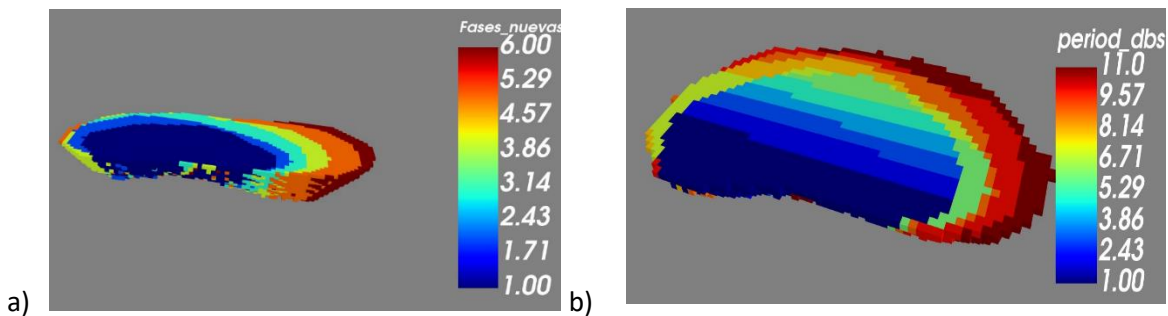


Figura 17. a) Secuencia de extracción método convencional por N° de fases, b) Secuencia extracción de DBS.