

## Proyecto de planificación Grupo B9 – Software Doppler

### A. Análisis básico

#### 1. Estadísticas básicas del yacimiento

El modelo de bloques entregado arroja como estadísticas básicas las indicadas en la tabla 1.

Tabla 1. Estadísticas básicas del modelo de bloques entregadas por el Software Doppler.

Atributo	Mín.	Máx.
$x$	-120	1,660
$y$	-120	940
$z$	-75	270
Tonelaje	12,000	16,380
Ley de Cu	0	1.219

Análogamente a esto, el yacimiento tiene en total 116,640 bloques donde las dimensiones que posee cada bloque son las siguientes  $(x;y;z)=(20;20;15)$ .

#### 1.1 Histograma de levas de Cu

Sumado a lo anterior, es posible obtener la distribución de las leyes del modelo de bloques a través de la herramienta histograma, el gráfico se presenta a continuación:

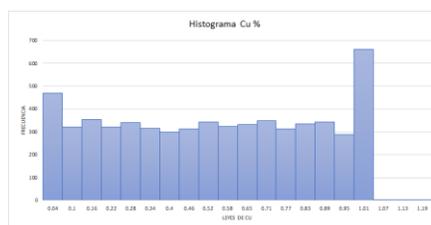
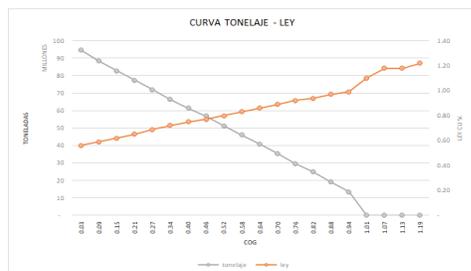


Gráfico 1. Histograma de las levas del yacimiento

Este histograma indica que gran parte de los bloques mineralizados (aprox. 16,000 bloques) cuentan con una ley de cobre entre el rango 0.1-0.99%, además, aproximadamente 700 bloques cuentan con una ley de cobre que corresponde al 1%, y un número significativamente menor (perteneciente a los bloques mineralizados) tiene una ley superior al 1%. Todo el resto se considera lastre.

Otra estadística básica del yacimiento que se puede obtener corresponde a la curva de Tonelaje-Ley, cuyo gráfico se puede ver a continuación

#### 1.2 Curva tonelaje – ley



Esta curva nos permite visualizar como se distribuye el tonelaje en relación con la ley de cobre del yacimiento. Además, se desprende de este gráfico la ley media del yacimiento.

Gráfico 2. Curva Tonelaje-Ley del yacimiento

## 2. Determinación de reservas y envolvente económica

### 2.1 Pit final

Para la determinación de reservas y envolvente económica se procede a realizar el cálculo de pit final que corresponde al pit con mayor beneficio del conjunto total de bloques sin aplicar la tasa de descuento. Dentro de este pit final se encuentran los recursos que serán considerados reservas. Para ello, es necesario determinar el valor económico de cada bloque y las precedencias de cada tipo de roca presente en el modelo.

*Precedencias:* se categorizó el OSA por tipo de roca según los requerimientos (modelo geotécnico). Donde la roca categorizada como 0 corresponde a estéril con un ángulo de precedencia de 42°, la roca categorizada como 1 corresponde a sulfuros con un ángulo de precedencia de 45° y por último, la roca categorizada como 2 corresponde a óxidos con un ángulo de precedencia de 48°.

$$\text{Talud} = ([\text{rocktype}] * 0) = 42^\circ + ([\text{rocktype}] * 1) = 45^\circ + ([\text{rocktype}] * 2) = 48^\circ$$

Para la determinación del pit final se debe definir el destino de cada bloque de mineral. Para ello, se define un valor de mandar material al botadero o a la planta.

$$\text{Recuperación}_ = ([\text{rocktype}] * 1) = 45 + ([\text{rocktype}] * 2) = 48$$

$$\text{Costo}_\text{planta} = ([\text{rocktype}] = 1) * 0.8 + ([\text{rocktype}] = 2) * 0.6$$

$$\text{Valor}_\text{botadero} = -2 * [\text{ton}]$$

$$\text{Valor}_\text{planta} = ([\text{ton}] * [\text{cu}] / 100 * 2204.62 * [\text{recuperación}] * [2.8 - 0.15]) - ([\text{ton}] * ([\text{costo}_\text{planta}] + 2))$$

Para la selección de los bloques de mineral que van a pertenecer al pit final, se debe definir el mejor valor (solo valores positivos) entre botadero y planta. Los bloques que sean destinados a planta son parte del pit final.

$$\text{Valor}_\text{max} = \max([\text{valor}_\text{botadero}], [\text{valor}_\text{planta}])$$

De acuerdo con los valores obtenidos anteriormente, el Pit final entregado cuenta con las siguientes características:

Tabla 2. Parámetros principales del Pit final.

Pit Final	
Revenue Factor	1
Mineral [Ton]	79,770,780
Estéril [Ton]	192,691,260
Material [Ton]	272,462,040
Valor del Pit	1,229,399,361
REM	2.4

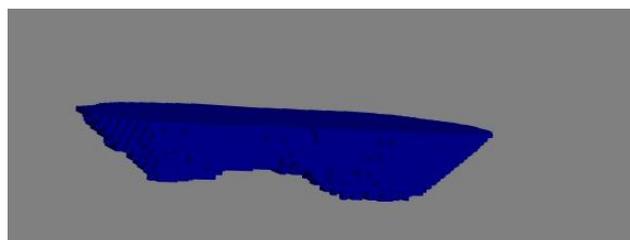


Ilustración 1. Vista tridimensional de pit final

Donde el pit final considera 17,190 bloques correspondientes a las reservas del yacimiento.

## 2.2 Pits Anidados

Asimismo, se procedió a utilizar un Revenue Factor con incremento de 0.01 para obtener los pits anidados del modelo de bloques. El resultado es el siguiente:

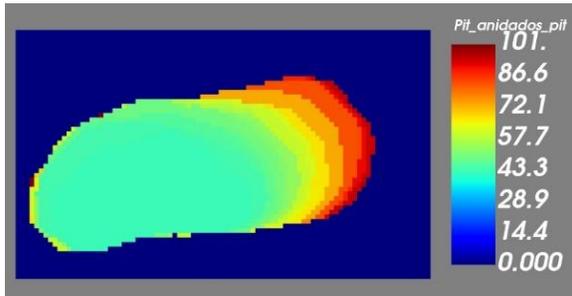


Ilustración 2. Vista en planta Pits anidados.

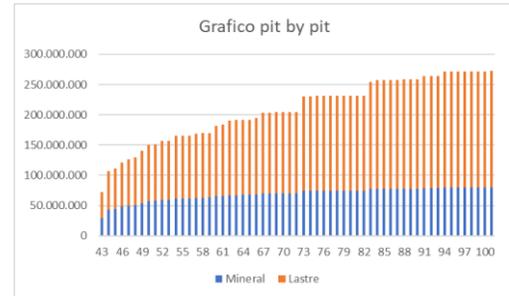


Gráfico 3. Representación pit by pit lastre-mineral

## 3. Secuencia de extracción

Para la determinación de fases y la secuencia de extracción en el software Doppler es posible utilizar dos métodos: El primero es la metodología tradicional que consiste en clasificar el pit final por pits anidados. Este método consiste en determinar las fases según el contenido de mineral y de lastre (esta etapa puede ser manual o automática) y posteriormente realizar un agendamiento con las restricciones de capacidad de minado y procesamiento. Por otro lado, la segunda metodología es BOS2M la cual es más directa, ya que se insertan las restricciones de capacidad (mina y planta) y el número de periodos para extraer el mineral. Ambos métodos entregan un agendamiento óptimo de extracción por período.

### 3.1 Secuencia de extracción (Metodología tradicional)

A continuación se realizó la selección de fases de minado, para ello se utilizaron los siguientes criterios:

- Ancho de minado (60 a 100 metros)
- Capacidad de planta (años por fase)
- Razón estéril-mineral ascendente

Por estas razones, y luego de un cierto número de iteraciones de los planes de producción se decidió utilizar 5 fases consideradas desde el pit 1 hasta el pit 82 debido a que con esta cantidad de fases el plan de producción obtenido tiene una extracción de mineral más regular (que cumple el requerimiento de planta que es de 30,000 [tpd]). En este caso en particular, el mayor número de fases permitió obtener un menor REM, y así poder cumplir la capacidad de planta sin sobrepasar la capacidad de minado que corresponde a 50,000 [tpd].

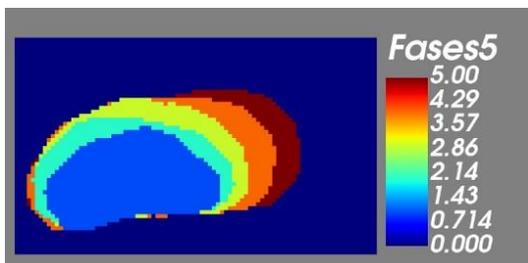


Ilustración 3. Vista en planta de fases de extracción

RF	Pit	Total [Ton]	Mineral [Ton]	Estéril [Ton]	REM
0.42	43	71,916,060	28,909,920	43,006,140	1.5
0.44	45	39,256,020	15,570,840	23,685,180	1.5
0.5	51	39,794,040	13,205,700	26,588,340	2.0
0.64	65	41,016,840	9,991,440	31,025,400	3.1
0.81	82	39,666,780	6,662,220	33,004,560	5.0

Tabla 2. Características de las fases seleccionadas

### 3.1.1 Plan de producción (Metodología tradicional)

Para el plan de producción se utilizaron los siguientes parámetros:

- Ritmo producción = 10,800,000 [tpa]
- Ritmo minado = 18,000,000 [tpa]
- Tasa de descuento = 10 %

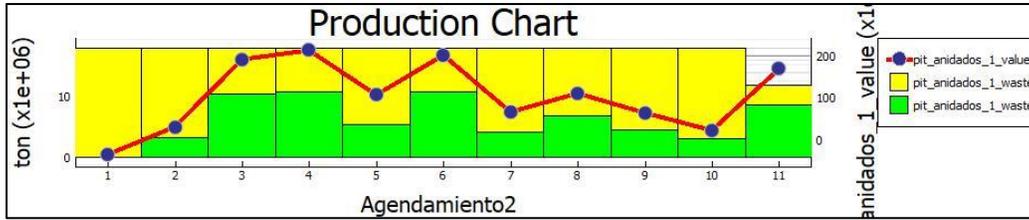


Gráfico 4. Plan de producción lastre-mineral por periodo

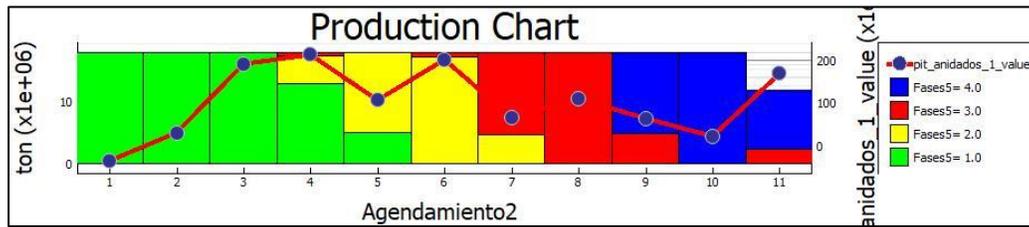


Gráfico 5. Plan de producción fases extraídas por periodo

Como se puede observar el VAN del proyecto asciende a US\$ 608,850,627 el cual extrae solamente 4 de las 5 fases. Con esto podemos concluir que el pit RF=0.81 no necesariamente es el que maximiza el valor del proyecto (no descontado), ya que DOPPLER ha optado por una solución de menor tamaño, extrayendo solo 4 fases.

### 3.2 Secuencia de extracción (Metodología BOS2M)

Para el análisis del secuenciamiento directo de bloques se utilizaron similares restricciones al de un plan convencional, teniendo en cuenta el número máximo de periodos que deberíamos cumplir en función al requerimiento de planta establecido, es decir, el mineral que entrega el pit final es de 79,770,780 [Ton], mientras que la capacidad de planta es de 10,800,000 [tpa], por ello, se calcula el LOM (Life of mine) del depósito, resultando en un máximo de 8 años y un VAN de US\$489,583,580

Asimismo, a diferencia del plan convencional la restricción diferencial que nos ofreció el bos2m es la siguiente (con la finalidad de cumplir el requerimiento de mineral).

#### 3.2.1 Plan de producción (Metodología BOS2M)

El plan de producción entregado por BOS2M consiste en 8 periodos donde se extrae y procesa la capacidad máxima de la planta (10,800,000 ton) minimizando la extracción de lastre por período.

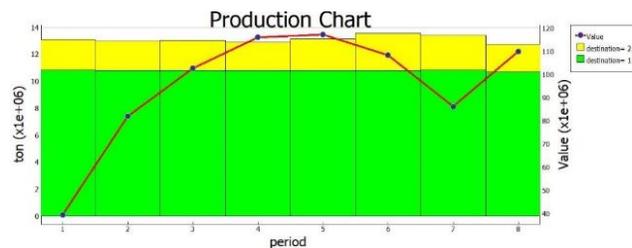


Gráfico 6. Plan de producción BOS2M

### Comparacion entre agendamiento tradicional y BOS2M

La diferencia entre el agendamiento realizado a través de “Bench phase schedule instance” (tradicional) y “BOS2M” es que en el primer método (Ilustración 4.) el mineral que se va a planta es variable y mucho menor a la capacidad de planta requerida, además la extracción se realiza en un mayor número de periodos, sin embargo, el plan de producción entregado por bos2m es lineal y cumple con los requerimientos de procesamiento en todos sus periodos. Otra diferencia es que el agendamiento tradicional considera fases determinadas para un posterior diseño del yacimiento más cercano a la realidad que el plan de producción entregado por BOS2M donde el problema de diseño se resuelve en etapas posteriores.

## B. Análisis adicional

### 1. Influencia de la variable “min y max lead” en el plan de producción

El min. y max. lead corresponde al número mínimo y máximo de desfase permitido entre la extracción de fases contiguas. Esta variable es de impacto en el plan de producción ya que puede adelantar la actividad en una fase vecina, evitando así que en una fase se extraiga exceso de lastre y se deje sin alimentación de mineral a la planta. Esto se puede apreciar en la ilustración 8 (en donde se utiliza min y max lead), el plan de producción tiene una extracción de mineral más constante en comparación con la ilustración 7, donde esta variable no está considerada. Otro beneficio de aplicar min y max lead es que este permite controlar la distancia vertical entre estas fases por temas seguridad.

En las siguientes ilustraciones se aprecia la diferencia gráfica descrita anteriormente. Luego de varias iteraciones se llegó a la conclusión de que el desfase mínimo de bancos para este modelo es 2, y el máximo es de 3 bancos entre fases.

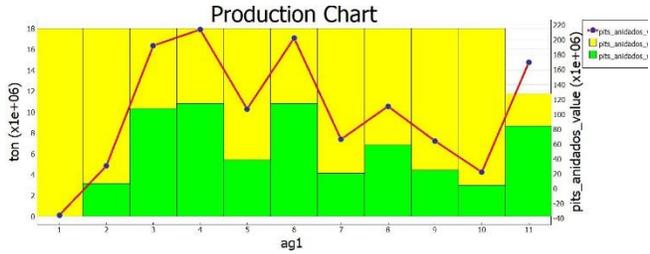


Gráfico 8. Plan de producción sin considerar min y max lead.

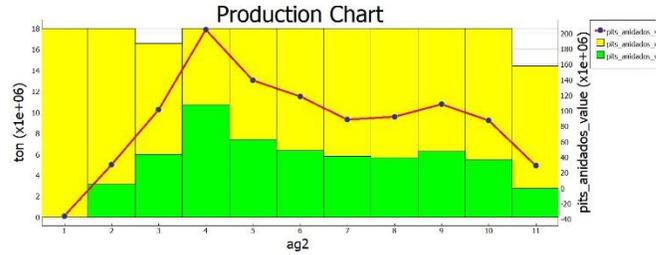


Gráfico 7. Plan de producción considerando min y max lead.

Además, la consideración de esta variable hace posible llegar a extraer la quinta fase, adelantando la actividad en la fase 2 y así logrando llegar a la extracción de la fase 5.

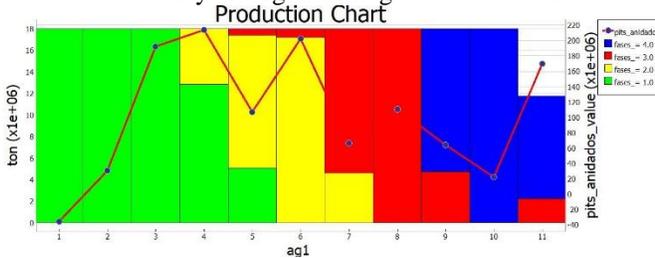


Gráfico 10. Fases sin considerar min y max lead

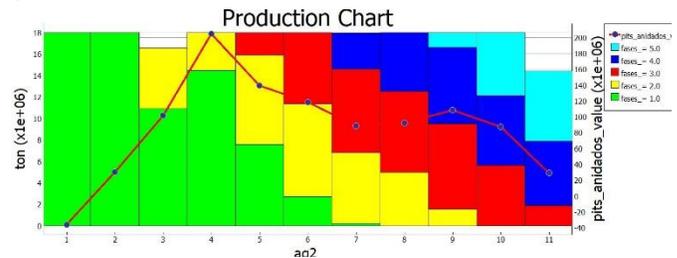


Gráfico 9. Fases considerando min y max lead.

### 2. Ley de cobre por período en el plan de producción (BOS2M)

BOS2M además de mostrar un plan de producción por período, indica la ley de cobre presente en cada uno de ellos, mostrando un promedio de ley de cobre de todos los bloques presentes en cada periodo. Con este gráfico es posible determinar en que períodos se encuentran las leyes de cobre más altas con el fin de maximizar el VPN, minimizando el flujo descontado. Se puede apreciar que la ley más alta se alcanza en el periodo 4 y es de aproximadamente 0.23%, mientras que en el periodo 7 alcanza una ley mínima de 0.12%.

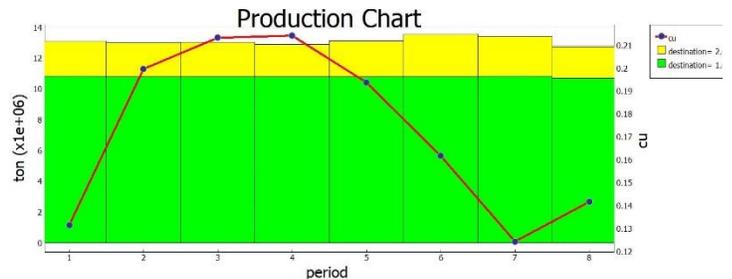


Gráfico 11. Representación ley de cobre por periodo. (plan de producción BOS2M)

### 3. Deepening cost

Se agregó un incremental de 0.05 US\$/t por cada banco de profundización, asumiendo que el corte con la topografía (salidas para cada destino) se encuentra en el nivel 270 (banco 0).

Para esto se configuró el número de banco, y posteriormente la siguiente formulación:

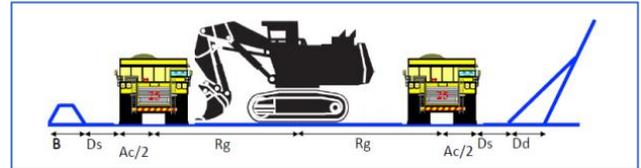
Costo mina:  $-1*[ton]*(2 + 0.05*[banco])$

Con esta configuración se hizo la comparativa de valor del pit y toneladas para un RF=1 (considerando los supuestos iniciales del proyecto), tal como se muestra en la siguiente tabla.

Descripción	Unidad	Escenario 01	Escenario 02	Diferencia	% Variación
Costo mina	\$/t	2	$2+0.05*[banco]$		
Valor del pit	\$	1,763,300,267	1,149,932,820	-613,367,447	-34.8%
Mineral	t	94,048,140	78,262,920	-15,785,220	-16.8%
Desmante	t	201,949,020	180,854,340	-21,094,680	-10.4%
Total	t	295,997,160	259,117,260	-36,879,900	-12.5%
REM		2.15	2.31	0.16	7.6%

1. Selección de fases: Ancho mínimo de minado (Para hacer un minado de doble carguío con una pala CAT 6020 de 21.7 t y 02 camiones CAT 777G de 90.4 t).

- Ancho volquete = 6.2 m
- Radio de giro pala = 17.8 m
- Distancia seguridad = 1.0 m
- Ancho mínimo de minado = 40 a 60 metros (45 metros)



En total se seleccionaron 05 fases para la ejecución del plan de producción.

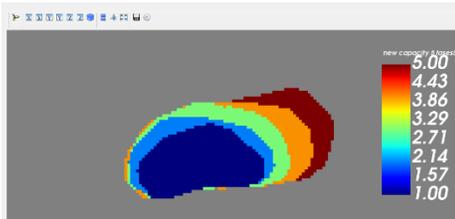


Ilustración 4. Fases seleccionadas plan de producción modificado

2. Propuesta de plan de producción: A continuación, se presentan 02 análisis de capacidad de planta y mina a fin de evaluar económicamente el proyecto y determinar la capacidad óptima (incluyendo CAPEX). Es preciso aclarar que se debe realizar un mayor número de escenarios, no obstante, se ha tratado de simular la metodología de Hill of Value.

- Regla de Taylor:  $0.25 (Reservas (Mt))^{0.75} (1.02)$
- Capacidad planta = 6.7 [Mtpa]
- REM = 2.31
- Capacidad mina = 18.0 [Mtpa]

Se tiene el siguiente plan estratégico de producción:



Gráfico 13. Plan de producción del escenario 01.

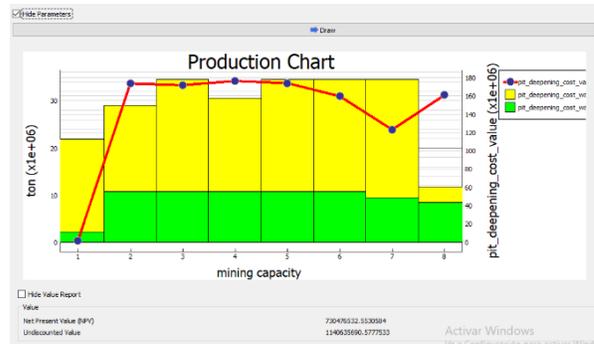


Gráfico 12. Plan de producción del escenario 02.

Tabla 3. Comparación de los escenarios de plan de producción.

escenario	1	2
planta tpy	6,700,000	10,800,000
mina tpy	18,000,000	34,500,000
LOM	12	8
pala	2.00	3.00
camiones	11.00	20.00
capex estimado US\$	104,363,636	228,227,273
VAN US\$	551,357,934	730,476,532
VAN ajustado US\$	446,994,298	502,249,259

El escenario 01 desarrollado mantiene la capacidad de minado propuesta en el proyecto, la cual es de 18 [Mtpa], y propone disminuir la capacidad de planta a 6.7 [Mtpa], generando una vida útil de la mina de 12 años aproximadamente y un VAN ajustado de MUS\$ 447. Mientras que el escenario 02 mantiene la capacidad de planta de 10.8 [Mtpa] y propone aumentar la capacidad de minado a 34.5 [Mtpa], generando así, una vida útil de la mina de 8 años y un VAN ajustado de MUS\$502.3

*Queda a consideración de la empresa que capacidad es la óptima, acorde a la capacidad de inversión de ésta y el objetivo estratégico que se persiga (maximizar reservas y LOM o maximizar valor de proyecto). El cálculo de equipos se muestra en los anexos.*

#### 4. Análisis de Sensibilidad del Valor Actual Neto variando el Ángulo de Talud Final

Para una mina a rajo abierto, el diseño de los taludes es uno de los mayores desafíos en cada etapa de planificación y operación. (Read & Stacey, 2009). Uno de los más grandes desafíos en el diseño es cuando pronunciado los ángulos de talud final puedan ser, en consecuencia, a mayor ángulo menor ratio estéril-mineral, pero esto se asociado a mayor riesgo en la estabilidad. Para nuestro proyecto tomamos en cuenta este enfoque e hicimos un análisis de sensibilidad del VAN frente a la variación de los ángulos finales del rajo por tipo de roca, la variación para cada ángulo fue de  $\pm 5$ .

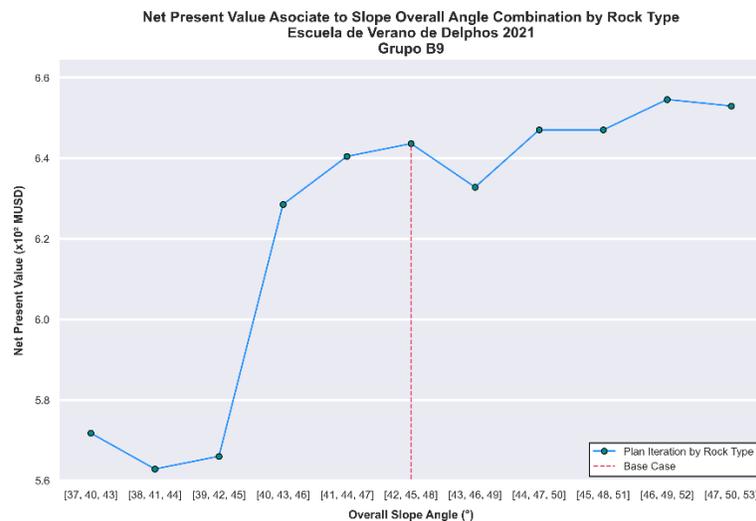


Gráfico 14. Análisis de Sensibilidad entre NPV y OSA.

Se puede observar la tendencia creciente del VAN a medida que aumenta el ángulo de talud final, claro, esta tendencia no es lineal por lo que cierta combinación de ángulos altos no necesariamente dan el VAN más óptimo, cabe resaltar que este análisis fue tomando un enfoque básico, generando los planes en Doppler con un bearing de 360° por tipo de roca, esto en la realidad no siempre es así, ya que la variabilidad del macizo rocoso es amplia, por lo que mientras más conozcamos los dominios geomecánicos, podemos generar un diseño menos conservador, lo que conlleva a obtener retornos más atractivos.

## 5. ANEXOS

### ANEXO 01: DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA

1. Palas: El modelo y capacidad nominal de la pala se seleccionó en base al número de frentes estimados (uno de mineral y desmonte). Asimismo, muchas operaciones consideran equipos stand by; no obstante, el análisis solo considerará equipos operativos.

MARCA	CAT 6020
payload	12.4 m3
densidad	2.7 t/m3
factor llenado	85%
esponjamiento	30%
capacidad	21.89 t/pase
Cucharas óptimas	4
capacidad	87.56 t/camión
<b>Ciclo</b>	<b>0.04</b> horas/camión
Limpieza de pila	0.33 min
Estacionamiento	0.25 min
Carguío	2.00 min
Rendimiento nominal	2,033.72 tph
Disponibilidad mecánica	85%
Utilización efectiva	90%
Rendimiento efectivo	1,555.80 tph
	13,442,096 tpy

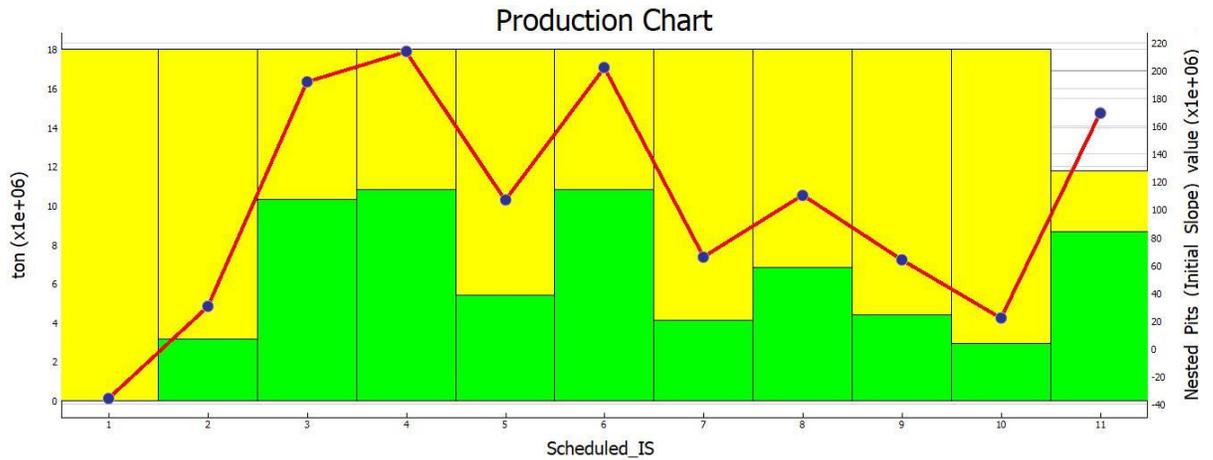
2. Camiones: El modelo y capacidad nominal del camión fue determinado estimando el número óptimo de pases que debe ejecutar la pala al camión (de 3 a 4 pases), y el modelo que mejor se acondicionaba a esta base es el CAT 777G de 90.4 ton aprox.

<b>CAT 777G</b>		
Payload	90 t	
Capacidad	87.56 t/viaje	
Disponibilidad mecánica	85%	
Utilización	95%	
Tiempo de carga	2.58	
Colas	0.5	
Tiempo de descarga	0.75	
Velocidad cargado	30 km/h	500.00 m/min
Velocidad vacío	40 km/h	666.67 m/min

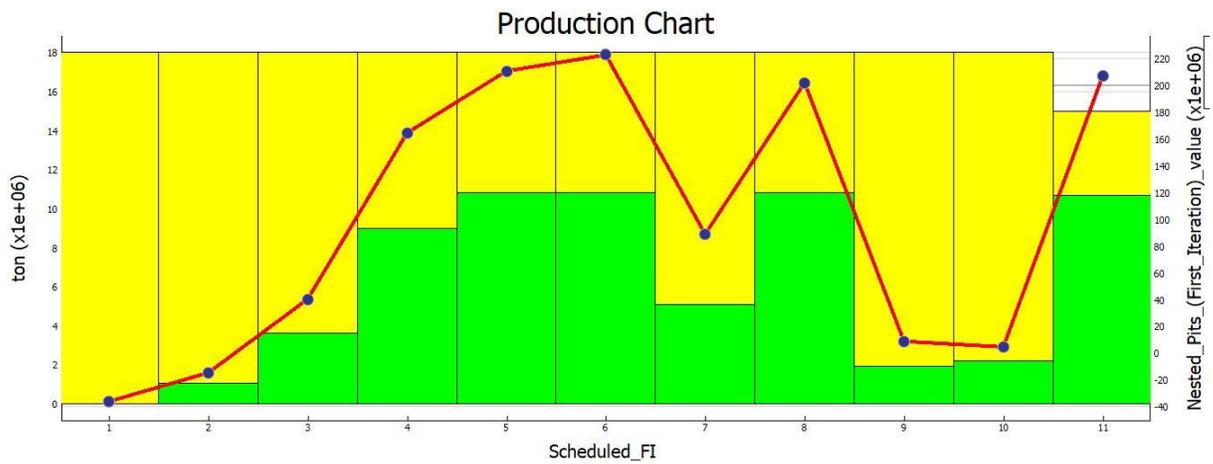
Fase	Cota inferior	Distancia vertical m	Distancia recorrido m	Tiempo x viaje min	Ciclo horas/viaje	Rendimiento efectivo t/hora	Rendimiento efectivo t/año
Fase 01	150	120	3,206	15.05	0.25	282	2,434,829
Fase 02	105	165	3,658	16.64	0.28	255	2,203,180
Fase 03	105	165	3,658	16.64	0.28	255	2,203,180
Fase 04	-	300	5,015	21.39	0.36	198	1,713,977
Fase 05	-	75	345	5,467	22.97	185	1,595,860

- Número de palas = Capacidad minado (tpy) / Rendimiento efectivo pala (tph)
- Número de camiones = Capacidad minado (tpy) / Rendimiento efectivo camión (tph) → Para la mayor distancia porque ésta restringe el número de camiones que se comprarán ya sea en un periodo distinto a los primeros años.

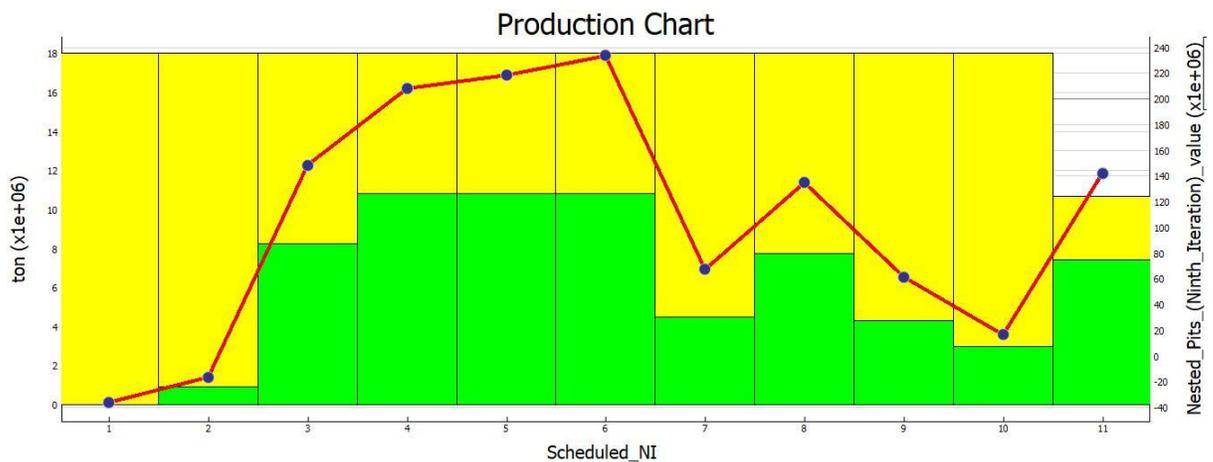
**ANEXO 02: PLANES DE PRODUCCIÓN VARIANDO LOS ÁNGULOS DE TALUD FINAL**



**Figura 1.** Plan de Producción del Caso Base (NPV = 643.6 MUSD)



**Figura 2.** Plan de Producción del Peor Caso (NPV = 571.7 MUSD)



**Figura 3.** Plan de Producción del Mejor Caso (NPV = 654.6 MUSD)